ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО

ПО ТЕХНИЧЕСКОМУ РЕГУЛИРОВАНИЮ И МЕТРОЛОГИИ

НАЦИОНАЛЬНЫЙ СТАНДАРТ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ГОСТ Р 71182— 2023

ОБЪЕКТЫ ДОБЫЧИ УРАНОВЫХ РУД ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ РАЗРАБОТКИ

Нормы проектирования

Издание официальное

Москва
Российский институт стандартизации
2024

gost.e-ecolog.ru

Предисловие

1 РАЗРАБОТАН Акционерным обществом «Ведущий проектно-изыскательский и научно-исследовательский институт промышленной технологии» (АО «ВНИПИпромтехнологии»)

2 ВНЕСЕН Техническим комитетом по стандартизации ТК 322 «Атомная техника»

3 УТВЕРЖДЕН И ВВЕДЕН В ДЕЙСТВИЕ Приказом Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии от 28 декабря 2023 г. № 1717-ст

4 ВВЕДЕН ВПЕРВЫЕ

*Правила применения настоящего стандарта установлены в статье 26 Федерального закона от 29 июня 2015 г. № 162-ФЗ «О стандартизации в Российской Федерации». Информация об изменениях к настоящему стандарту публикуется в ежегодном (по состоянию на 1 января текущего года) информационном указателе «Национальные стандарты», а официальный текст изменений и поправок — в ежемесячном информационном указателе «Национальные стандарты». В случае пересмотра (замены) или отмены настоящего стандарта соответствующее уведомление будет опубликовано в ближайшем выпуске ежемесячного информационного указателя «Национальные стандарты». Соответствующая информация, уведомление и тексты размещаются также в информационной системе общего пользования — на официальном сайте Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии в сети Интернет (*gost.e-ecolog.ru

© Оформление. ФГБУ «Институт стандартизации», 2024

Настоящий стандарт не может быть полностью или частично воспроизведен, тиражирован и распространен в качестве официального издания без разрешения Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии

Содержание

1 Область применения 1
2 Нормативные ссылки 1
3 Термины и определения 2
4 Сокращения и обозначения 3
5 Общие положения 4
6 Геологическое обоснование проектных решений 5
7 Запасы полезного ископаемого 7
8 Классификация горных пород и рудных тел 8
9 Эксплуатационно-разведочные работы 9
10 Геофизическое обслуживание геологоразведочных и очистных работ 12
11 Маркшейдерское обслуживание горных уранодобывающих работ 12
12 Гидрогеологические и гидрологические условия 12
13 Осушение месторождений 13
14 Горная часть 17
15 Проветривание рудников 49
16 Подземный рудничный транспорт 116
17 Горномеханическая часть 126
18 Надшахтные здания и сооружения 139
19 Подземное электроснабжение установок горного комплекса 144
20 Автоматизация технологических процессов 147
21 Ремонтное и складское хозяйства 152
22 Управление горным производством 153
23 Требования к радиационной безопасности при разработке месторождений 154
Библиография 156

НАЦИОНАЛЬНЫЙ СТАНДАРТ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ОБЪЕКТЫ ДОБЫЧИ УРАНОВЫХ РУД ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ РАЗРАБОТКИ

Нормы проектирования

Uranium production enterprises of underground mining. Design standards

Дата введения — 2024—04—01

1 Область применения

1.1 Настоящий стандарт устанавливает нормы проектирования объектов добычи урановых руд подземным способом разработки (далее — предприятий по добыче урановых руд).

1.2 Настоящий стандарт распространяется на проектирование вновь строящихся, расширяемых, реконструируемых предприятий по добыче урановых руд, разрабатывающих подземным способом месторождения цветных, редких и радиоактивных металлов, а также на проекты по поддержанию производственных мощностей и технических перевооружений.

2 Нормативные ссылки

В настоящем стандарте использованы нормативные ссылки на следующие документы:

ГОСТ 9.602 Единая система защиты от коррозии и старения. Сооружения подземные. Общие требования к защите от коррозии

ГОСТ 1435—99 Прутки, полосы и мотки из инструментальной нелегированной стали. Общие технические условия

ГОСТ 4401 Атмосфера стандартная. Параметры

ГОСТ 4543—2016 Металлопродукция из конструкционной легированной стали. Технические условия

ГОСТ 14959—2016 Металлопродукция из рессорно-пружинной нелегированной и легированной стали. Технические условия

ГОСТ 21153.1 Породы горные. Метод определения коэффициента крепости по Протодьяконову

ГОСТ 26633 Бетоны тяжелые и мелкозернистые. Технические условия

ГОСТ 31565 Кабельные изделия. Требования пожарной безопасности

ГОСТ Р 8.645 Государственная система обеспечения единства измерений. Метрологическое обеспечение работ по геологическому изучению, использованию и охране недр в Российской Федерации. Основные положения

ГОСТ Р 12.0.001 Система стандартов безопасности труда. Основные положения

ГОСТ Р 41.96—2011 (Правила ЕЭК ООН № 96) Единообразные предписания, касающиеся двигателей с воспламенением от сжатия, предназначенных для установки на сельскохозяйственных и лесных тракторах и внедорожной технике, в отношении выброса вредных веществ этими двигателями

ГОСТ Р 50544 Породы горные. Термины и определения

ГОСТ Р 54976 Оборудование горно-шахтное. Термины и определения

ГОСТ Р 55727 Оборудование горно-шахтное. Вагонетки грузовые шахтные. Общие технические требования и методы испытаний

ГОСТ Р 56164 Выбросы загрязняющих веществ в атмосферу. Метод расчета выбросов при сварочных работах на основе удельных показателей

Издание официальное

ГОСТ Р 57718 Горное дело. Вентиляция рудничная. Термины и определения

ГОСТ Р 57719 Горное дело. Выработки горные. Термины и определения

ГОСТ Р 58088 Оборудование горно-шахтное. Парашюты шахтные для клетей. Общие технические условия

ГОСТ Р 70278 Охрана окружающей среды. Поверхностные воды. Оценка уровня соответствия состава и свойств воды заданному классу качества

СП 11-108 Изыскания источников водоснабжения на базе подземных вод

СП 12.13130 Определение категорий помещений, зданий и наружных установок по взрывопожарной и пожарной опасности

СП 20.13330 «СНиП 2.01.07-85* Нагрузки и воздействия»

СП 28.13330 «СНиП 2.03.11-85 Защита строительных конструкций от коррозии»

СП 31.13330 «СНиП 2.04.02-84* Водоснабжение. Наружные сети и сооружения»

СП 32.13330.2018 «СНиП 2.04.03-85 Канализация. Наружные сети и сооружения»

СП 33-101 Определение основных расчетных гидрологических характеристик

СП 43.13330 «СНиП 2.09.03-85 Сооружения промышленных предприятий»

СП 51.13330 «СНиП 23-03-2003 Защита от шума»

СП 56.13330 «СНиП 31-03-2001 Производственные здания»

СП 58.13330 «СНиП 33-01-2003 Гидротехнические сооружения. Основные положения»

СП 60.13330 «СНиП 41-01-2003 Отопление, вентиляция и кондиционирование воздуха»

СП 91.13330.2012 «СНиП II-94-80 Подземные горные выработки»

СП 93.13330 «СНиП 2.01.54-84 Защитные сооружения гражданской обороны в подземных горных выработках»

СП 103.13330 «СНиП 2.06.14-85 Защита горных выработок от подземных и поверхностных вод»

СП 131.13330 «СНиП 23-01-99* Строительная климатология»

СП 485.1311500 Системы противопожарной защиты. Установки пожаротушения автоматические. Нормы и правила проектирования

Примечание — При пользовании настоящим стандартом целесообразно проверить действие ссылочных стандартов (сводов правил) в информационной системе общего пользования — на официальном сайте Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии в сети Интернет или по ежегодному информационному указателю «Национальные стандарты», который опубликован по состоянию на 1 января текущего года, и по выпускам ежемесячного информационного указателя «Национальные стандарты» за текущий год. Если заменен ссылочный документ, на который дана недатированная ссылка, то рекомендуется использовать действующую версию этого документа с учетом всех внесенных в данную версию изменений. Если заменен ссылочный документ, на который дана датированная ссылка, то рекомендуется использовать версию этого документа с указанным выше годом утверждения. Если после утверждения настоящего стандарта в ссылочный документ, на который дана датированная ссылка, внесено изменение, затрагивающее положение, на которое дана ссылка, то это положение рекомендуется применять без учета данного изменения. Если ссылочный документ отменен без замены, то положение, в котором дана ссылка на него, рекомендуется применять в части, не затрагивающей эту ссылку. Сведения о действии сводов правил целесообразно проверить в Федеральном информационном фонде стандартов.

3 Термины и определения

В настоящем стандарте применены термины по ГОСТ Р 50544, ГОСТ Р 54976, ГОСТ Р 57718, ГОСТ Р 57719, а также следующие термины с соответствующими определениями:

3.1

вмещающие породы: Породы, контактирующие с каротажным пластом или рудным телом.
[ГОСТ 22609—77, статья 168]

3.2 **выемочная единица:** Участок месторождения полезного ископаемого с однородными горно-геологическими условиями, в пределах которого применены одна система разработки и технологическая схема выемки и с достаточной достоверностью подсчитаны балансовые запасы и возможен первичный учет извлечения полезных ископаемых.

Примечание — В соответствии с классификацией [1] к балансовым (экономическим) запасам относятся запасы, разработка которых на момент оценки согласно технико-экономическим расчетам экономически эффективна в условиях конкурентного рынка при использовании техники, технологии добычи и переработки минерального сырья, обеспечивающих соблюдение требований по рациональному использованию недр и охране окружающей среды.

3.3 **горнокапитальные работы:** Комплекс горностроительных работ, обеспечивающих вскрытие и подготовку к разработке месторождения полезных ископаемых или его части.

Примечание — Горнокапитальные работы включают строительство стволов и примыкающих к ним камер, углубку стволов, строительство камер и выработок околоствольного двора и проведение основных капитальных выработок.

3.4 **горноподготовительные работы:** Комплекс горностроительных работ по своевременному воспроизводству фронта очистной разработки полезных ископаемых, по защите от динамических проявлений и доразведки подготавливаемых запасов.

3.5 **клетевой подъем:** Шахтная подъемная установка, предназначенная для перемещения в клетях полезного ископаемого, породы, людей, материалов, оборудования.

3.6 **отбойка руды:** Отделение горных пород от массива под действием ударных нагрузок от механического воздействия и (или) взрывных работ.

3.7 **очистная выемка:** Комплекс работ по извлечению полезного ископаемого из очистных забоев.

3.8 **панель (блок):** Часть шахтного поля, образующаяся в результате его деления (подготовки) главными откаточными и вентиляционными штреками.

3.9 **потери:** Часть балансовых запасов полезного ископаемого, вынужденно оставляемая в недрах по горнотехническим условиям при разработке месторождения или добытая и направленная в породные отвалы, оставленная в местах складирования, погрузки и транспортирования вместе с породой.

3.10 **предприятие по добыче урановых руд:** Совокупность основных промышленных производств и вспомогательных объектов (шахт, рудников), обеспечивающих законченный технологический цикл добычи урановых руд, а также руд цветных, редких и радиоактивных металлов.

3.11

разубоживание: Произошедшие в процессе добычи полезного ископаемого потеря его качества вследствие примешивания к нему горных пород или не соответствующего установленным кондициям полезного ископаемого и (или) потеря части его полезного компонента или полезной составляющей.

[ГОСТ Р 59071—2020, статья 57]

3.12 **система разработки:** Порядок и технология подземной очистной выемки руды определенной совокупностью конструктивных элементов выемочного участка.

4 Сокращения и обозначения

4.1 Сокращения

В настоящем стандарте использованы следующие сокращения:

АССБ — автоматическая светофорная сигнализация и блокировка;
АСУ ГП — автоматизированная система управления горным производством;
ВВ — взрывчатое вещество;
ВМ — взрывчатые материалы;
ВМП — вентиляторы местного проветривания;
ГВУ — главная вентиляционная установка;
ДВС — двигатель внутреннего сгорания;
ДПР — дочерние продукты радона;
КПД — коэффициент полезного действия;
ПДК — предельно допустимая концентрация;
РОФ — радиационно-опасные факторы;
СКУТ — служба контроля условий труда;
ЦПП — центральная подземная подстанция;
ЭРОА — эквивалентная равновесная объемная активность.

4.2 Обозначения

В настоящем стандарте использованы следующие обозначения:

A — расход ВВ, кг;

b — газовость ВВ, л/кг;

C — объемная концентрация газа, %;

d — диаметр выработки, м;
$d_{тр}$ — диаметр трубопровода, м;
L — длина выработки, м;
$L_{з.о}$ — длина зоны отброса газов, м;
$L_{тр}$ — длина трубопровода, м;
$L_{крит}$ — критическая длина трубопровода, м;
S — площадь поперечного сечения выработки, $м^2$;
t — время проветривания, мин;
P — периметр поперечного сечения выработки, м;
p — коэффициент утечек воздуха;
R — аэродинамическое сопротивление, kμ;
N_0 — начальная запыленность воздуха, $мг/м^3$;
$N_{вх}$ — запыленность входящего воздуха, $мг/м^3$;
α — коэффициент аэродинамического сопротивления;
$Q_в$ — количество воздуха, подаваемого вентилятором, $м^3$/сек.

5 Общие положения

5.1 Проектирование предприятий по добыче урановых руд с подземным способом разработки выполняют в соответствии с требованиями законов [2], [3], правил [4], [5].

5.2 Задачами проектирования следует считать:

- рациональное и комплексное использование природных ресурсов;
- охрану окружающей среды;
- сокращение материальных, трудовых и финансовых затрат;
- обеспечение максимальной механизации и автоматизации производственных процессов и максимального сокращения ручного труда;
- создание безопасных условий труда;
- разработку мероприятий, обеспечивающих оптимальный расход энергии;
- максимальное извлечение из недр урановых и других радиоактивных руд;
- обоснование выбора оптимального проектного решения в результате технико-экономического сравнения конкурирующих вариантов на основании результатов геологической разведки, натурного обследования и инженерно-геологического изучения мест размещения подземных объектов использования атомной энергии;
- обеспечение поддержания горных выработок в безопасном состоянии в течение строительно-эксплуатационного цикла (включая вывод из эксплуатации);
- использование и внедрение современных технологий, таких как цифровизация, роботизация, искусственный интеллект, геолого-математическое моделирование.

5.3 Проектирование горного предприятия должно быть осуществлено с учетом совокупности ресурсов недр, а именно:

- месторождения полезных ископаемых;
- отвалов горных пород, формируемых на поверхности в результате проходки выработок;
- извлеченных и раздельно складируемых некондиционных полезных ископаемых, использование которых может оказаться экономически целесообразным в будущем;
- минеральных ресурсов, которые могут стать объектом повторной разработки месторождения, — кондиционных полезных ископаемых, потерянных в процессе эксплуатации месторождения (оставленных в целиках, смешанных с пустыми породами и т. д.), а также законсервированных в недрах забалансовых запасов.

Примечание — В соответствии с классификацией [1] к забалансовым (потенциально экономическим) относят запасы:

- разработка которых на момент оценки согласно технико-экономическим расчетам экономически неэффективна (убыточна) в условиях конкурентного рынка из-за низких технико-экономических показателей, но освоение которых становится экономически возможным при изменении цен на полезные ископаемые, при появлении рынков сбыта или новых технологий;

- отвечающие требованиям, предъявляемым к балансовым запасам, но использование которых на момент оценки невозможно в связи с расположением в пределах водоохранных зон, населенных пунктов, сооружений, сельскохозяйственных объектов, заповедников, памятников природы, истории и культуры;

- отходов, образующихся на различных стадиях переработки минерального сырья, в т. ч. сточных вод перерабатывающих производств, содержащих ценные компоненты;

- приуроченных к месторождению источников пресных минеральных и термальных вод, а также газообразных веществ;

- глубинного тепла земных недр, которое может быть использовано для получения тепловой энергии;

- образуемых при разработке месторождения техногенных полостей в земной коре, которые могут быть использованы для складирования пустых пород и других целей.

5.4 В соответствии с концепцией комплексного освоения месторождений технологическая схема подземного рудника должна обеспечивать:

- рациональную интенсивность разработки месторождения;

- оптимальную полноту извлечения запасов;

- минимизацию всех видов затрат, связанных с созданием и функционированием рудника;

- формирование качественных характеристик добываемого сырья, предопределяющих его наиболее эффективное использование;

- максимальную возможную сохранность окружающей природной среды.

5.5 Основными источниками загрязнения окружающего воздуха при работе предприятий по добыче урановых руд с подземным способом разработки являются:

- выбросы рудничного воздуха через шахтные стволы;

- технологический автомобильный транспорт;

- сдувание пыли с открытых складов, отвалов пустых пород и хвостохранилищ.

5.6 В качестве мероприятий для обеспечения допустимых концентраций предусматривают:

- максимальное исключение выделений вредностей от отдельных технологических процессов;

- очистку воздуха в шахтной исходящей струе;

- исключение повышенной высоты выбросов;

- орошение и пылеотсос в местах пылеобразования;

- уборку просыпей в местах перегрузки горной массы;

- смыв просыпей и пыли с трасс технологического транспорта;

- очистку выдаваемой шахтной воды в период строительства и эксплуатации рудников.

5.7 При проектировании предприятий по добыче урановых руд предусматривают службу охраны окружающей среды, выполняющую работу по контролю за степенью загрязнения окружающей среды в пределах промплощадки, санитарно-защитной зоны и зоны наблюдения каждого производственного подразделения предприятия, в т. ч.:

- контроль за степенью загрязнения различных объектов окружающей среды в результате производственной деятельности предприятия, оценка и анализ уровней загрязненности;

- выявление и локализация источников загрязнения окружающей среды, оценка загрязнения в зависимости от характера источника, разработка основных природоохранных мероприятий;

- оценка степени пригодности твердых, жидких и газообразных отходов предприятия для нужд предприятия.

5.8 Правила, нормы и требования, направленные на обеспечение безопасности труда, принимают согласно ГОСТ Р 12.0.001.

5.9 При проектировании подземного рудника необходимо предусматривать мероприятия по охране окружающей среды в соответствии с законом [3].

5.10 При проектировании предприятий по добыче урановых руд необходимо учитывать требования законов [6], [7], а также ГОСТ Р 8.645.

6 Геологическое обоснование проектных решений

6.1 Проектную документацию для горных предприятий с подземным способом разработки урановых месторождений разрабатывают на основе геологических материалов, содержащих оценку горно-геологических, геоморфологических, инженерно-геологических, гидрогеологических условий, а также метеорологических данных.

6.2 Геологическая информация дает возможность принятия наиболее рациональных проектных решений, способствующих достижению оптимальных экономических показателей добычи, получению качественного минерального сырья, а также комплексного использования недр.

Для достижения этих целей в рамках проектной документации геологическая информация, предоставляемая уранодобывающим предприятием, должна содержать:

- отчет о детальной разведке месторождения с подсчетом запасов, со всеми текстовыми и графическими приложениями;
- план поверхности района месторождения с топографической основой;
- геологическую и обзорную карты;
- геологические и подсчетные планы горизонтов;
- геологические разрезы; проекции подсчетных блоков на вертикальную или горизонтальную плоскости (в зависимости от пространственного расположения рудной залежи);
- ежегодную отчетную справку о количестве балансовых, забалансовых запасов и попутных компонентов;
- планы развития горных работ на текущий и следующий годы.

6.3 Подготовленность разведанного месторождения (участка) полезного ископаемого для промышленного освоения устанавливается государственной экспертизой в соответствии с законом [2].

6.4 Геологическое обоснование проектных решений выполняют на основе защищенных в государственной комиссии по запасам геологических отчетов с подсчетом запасов и отчетов о научно-исследовательских работах.

6.5 Геологоразведочные работы, выполняемые в период эксплуатации, включают в экономический расчет в составе проектной документации. Исходные данные для экономического расчета предоставляет предприятие, ведущее добычу урана.

6.6 Геологическое обоснование должно содержать оценку географо-экономических, климатических, сейсмических, геологических, гидрогеологических и инженерно-геологических условий месторождения и прогноз влияния его разработки на окружающую среду.

6.7 На разрабатываемых месторождениях, геологические, гидрогеологические и инженерно-геологические условия, вещественный состав и технологические свойства руд регулярно уточняются эксплуатационными и геологоразведочными работами и отображаются в оперативных годовых отчетах горных и геологоразведочных организаций.

6.8 Для выполнения геологического обоснования проектных решений необходимы следующие исходные данные:

- геологический отчет со всеми текстовыми и графическими приложениями;
- протокол государственной комиссии по запасам с утвержденными запасами;
- отчеты по выполненным научно-исследовательским работам, освещающим дополнительные вопросы сырьевой базы, гидрогеологические или инженерно-геологические условия намечаемого к разработке месторождения или его участка.

6.9 По разрабатываемым месторождениям необходимо предоставление следующих данных:

- геолого-маркшейдерские планы двух или трех последних вскрытых и полностью оконтуренных горизонтов с абсолютными отметками головок рельсов по основным откаточным выработкам, с указанием зон разломов, неустойчивых пород, повышенных водопроявлений, а также участков выработок, склонных к горным ударам;
- геолого-маркшейдерские разрезы по стволам шахт, по осям, в которых отображены разведочные скважины и горные выработки;
- вертикальные проекции рудных залежей с контурами эксплуатационных блоков;
- геологическая характеристика рудных залежей по данным вскрытых и оконтуренных горизонтов, уточняющая морфологический тип залежей, элементы залегания, размеры залежей по площади, длину, мощности, типы или сорта руд, массовую долю полезных и вредных компонентов в рудных и вмещающих породах, количество, размеры и вещественный состав слаборуденелых и пустых пород;
- информация о балансовых запасах и качестве полезного ископаемого по геологическим блокам, категориям разведанности, эксплуатационным и проектным этажам по состоянию на начало года проектирования;
- характеристика тектонических нарушений (ориентация, протяженность, наличие плоскостей скольжения в породах, по которым проходятся горные выработки), а также сведения о состоянии пустот (объем, степень заполнения, вид локализации);
- сортность, качество, кусковатость товарных руд, полученных за последние пять лет или планируемых на предстоящий период;

- гранулометрический состав, влажность и слеживаемость отбитой руды;
- физико-механические свойства руд и вмещающих пород, по которым будут проходиться капитальные, подготовительные, нарезные и очистные горные выработки;
- годовые объемы эксплуатационной разведки (документация выработок, бурение скважин, проходка специальных разведочных горных выработок, химическое и геофизическое опробование горных выработок и скважин, химическое и бактериологическое опробование шахтных вод и другие работы) за последние пять лет;
- ежегодные затраты по шахте на эксплуатационную разведку за счет средств основной деятельности за последние пять лет;
- перечень имеющегося разведочного оборудования (станки, приборы, их марки и год приобретения);
- фактическая численность геолого-геофизической и маркшейдерской служб шахт и рудника с разбивкой по категориям работников;
- естественная температура и влажность вмещающих пород на эксплуатационных горизонтах;
- план гидронаблюдательной сети в пределах горного отвода с характеристикой каждой скважины (наблюдаемый водоносный горизонт, уровень воды);
- фактические притоки, химический и бактериологический составы шахтных вод по горизонтам-водосборникам, стволам шахт и в целом по шахте за последние пять лет;
- объем питьевой воды, подаваемой в шахту;
- химический и бактериологический составы подземных вод, поступающих из скважин, трещин и других водопроявлений при вскрытии горизонтов;
- инженерно-геологические осложнения, наблюдаемые при проходке и эксплуатации горных выработок (зоны высокого горного давления, пучения, рассланцевания и трещиноватости пород);
- фактическая схема водоотлива с указанием направления водопритоков, их количества, емкостей водосборников, диаметров трубопроводов и марок насосов;
- информация о гидрологических и гидрогеологических условиях объекта;
- информация об областях питания и разгрузки, хозяйственном использовании водоносных горизонтов с указанием водозаборов и гидрогеологическими разрезами;
- характеристика водоносных горизонтов и разделяющих их водоупорных слоев, развитых в пределах площадки и в районе размещения объекта (распространение и условия залегания, гидравлическая взаимосвязь с другими водоносными горизонтами и с поверхностными водами, направление, скорость подземного потока, напор или положение уровня подземных вод, их режим и химический состав).

6.10 На основе геологических данных составляют базу данных для дальнейшего моделирования в программах с возможностью построения 3D-моделей месторождений, а также схем вскрытия, подготовительных и очистных работ. 3D-моделирование позволяет рассматривать поэтапную разработку месторождения и осуществлять своевременную оптимизацию проектных решений.

7 Запасы полезного ископаемого

7.1 В соответствии с классификацией [1] геологические запасы руд по количеству содержащихся в них полезных компонентов и экономической целесообразности на период разработки месторождения разделяют на две группы, подлежащие раздельному подсчету и учету:

- балансовые;
- забалансовые.

7.2 По соотношению запасов различных категорий, определяющему подготовленность месторождений для промышленного освоения, все месторождения (или участки крупных месторождений) подразделяют в зависимости от сложности их геологического строения на четыре группы в соответствии с классификацией [1].

7.3 Соотношение категорий запасов в процентах для месторождений различных групп сложности приведено в таблице 7.1.

Таблица 7.1

Категория запасов полезных ископаемых	Доля категории запасов руд от общего количества запасов для группы сложности месторождения, %			
	1-я группа	2-я группа	3-я группа	4-я группа
А + Б	30	20	—	—

Окончание таблицы 7.1

Категория запасов полезных ископаемых	Доля категории запасов руд от общего количества запасов для группы сложности месторождения, %			
	1-я группа	2-я группа	3-я группа	4-я группа
С1	70	80	80	50
С2	—	—	20	50
Примечание — Категория А для 1-й группы — не менее 10.				

7.4 Учет списания балансовых запасов или перевод их в забалансовые следует осуществлять в соответствии с порядком [8].

7.5 В проекте предусматривают мероприятия по сохранению в недрах забалансовых руд для последующего извлечения, а в случае вынужденной попутной добычи предусмотрены их переработка или складирование и сохранение для последующего использования.

7.6 При проектировании выделяют промышленные и эксплуатационные запасы.

7.7 Промышленными считают балансовые запасы в пределах конечных границ шахтного поля за вычетом принятых потерь по горно-геологическим условиям, а также в предохранительных целиках общерудничного назначения.

7.8 Для определения количества и качества эксплуатационных запасов используют следующие зависимости:

а) количество добываемой руды Д, т, вычисляют по формуле

$$Д = Б(K_П/K_Р), \quad (7.1)$$

где Б — количество погашенных при добыче балансовых запасов руды, т;

$K_П$, $K_Р$ — коэффициенты, учитывающие потери и разубоживание при добыче;

б) содержание полезного компонента в добытой руде a, %, который вычисляют по формуле

$$a = (c \cdot (100 - P) + b \cdot P)/100, \quad (7.2)$$

где c — содержание полезного компонента в промышленных (балансовых) запасах, %;

P — потери, %;

b — содержание полезного компонента в разубоживающих породах, %.

7.9 По степени подготовленности к добыче запасы разделяют:

- на вскрытые;
- подготовленные;
- готовые к выемке.

7.10 Вскрытыми запасами считают запасы этажей и участков, в пределах которых пройдены все капитальные горные выработки, обеспечивающие проведение подготовительных работ.

7.11 Запасы руды в предохранительных целиках главных вскрывающих выработок, под транспортными путями, поверхностными зданиями и сооружениями, а также запасы в барьерных целиках относят к временно неактивным вскрытым запасам и переводят в активные только после ликвидации охраняемых объектов или оформления в надлежащем порядке разрешения на выемку предохранительного целика.

7.12 Подготовленными запасами считают запасы участков, блоков, камер, в которых пройдены и геологически опробованы все подготовительные выработки, обеспечивающие проведение нарезных работ.

7.13 Запасами, готовыми к выемке, считают запасы выемочных единиц (блоков, камер, целиков, слоев), в которых пройдены нарезные выработки, обеспечивающие ведение очистных работ, и проведен комплекс работ опережающей эксплуатационной разведки.

8 Классификация горных пород и рудных тел

8.1 За основу классификации горных пород и руд по крепости принимают шкалу коэффициентов крепости по М.М. Протодьяконову (ГОСТ 21153.1).

8.2 В процессе эксплуатации рудника в целях поддержания устойчивости горных выработок выполняют крепление их стенок и кровли.

Устойчивость горных пород определяют согласно таблице 8.1.

Таблица 8.1

Устойчивость по признаку поддержания выработки в процессе ее образования	Допускаемая, длина обнажения, м	Устойчивость по качественной характеристике устойчивости
Не требует поддержания при выемке	Св. 20	Достаточно устойчивые
	От 10 до 20 включ.	Устойчивые
	От 3 до 10 включ.	Средней устойчивости
	Не более 3	Малоустойчивые
Требует поддержания вслед за выемкой	—	Неустойчивые
Требуют поддержания при выемке	—	Достаточно неустойчивые

8.3 Рудные тела следует разделять на следующие группы:
- по размерам (см. таблицу 8.2);
- мощности (см. таблицу 8.3).

Таблица 8.2 — Группировка рудных тел по размерам

Группа	Преобладающие размеры		
	Длина по простиранию, м	Длина по падению, м	Площадь в плоскости рудного тела, м^2
Массивные	Сотни — тысячи	Сотни — тысячи	Сотни — тысячи
Крупные	Сотни	Сотни	Десятки тысяч
Средние	Десятки — сотни	Десятки — сотни	Тысячи
Мелкие	Десятки	Единицы — десятки	Сотни

Таблица 8.3 — Группировка рудных тел по мощности

Группа	Мощность, м	Особенность способа подготовки и разработки месторождения
Достаточно мощные	Св. 15	Очистную выемку производят вкрест простирания или с разделением рудного тела на части, вынимаемые раздельно
Мощные	От 5 до 15 включ.	При крутом падении очистную выемку могут вести на всю мощность рудного тела
Средней мощности	От 2 до 5 включ.	Подрывку боковых пород не производят
Тонкие	От 0,5 до 2,0 включ.	В подготовительных выработках подрывают боковые породы; очистные выработки ведут без подрывки боковых пород
Весьма тонкие	Не более 0,5	Подготовительные и очистные выработки ведут с подрывкой боковых пород

8.4 В зависимости от угла падения рудные тела подразделяют:
- на горизонтальные (от 0° до 3°);
- пологие (от 3° до 30°);
- наклонные (от 30° до 45°);
- крутые (от 45° до 90°).

9 Эксплуатационно-разведочные работы

9.1 При составлении проектов горнорудных предприятий следует предусматривать проведение эксплуатационной разведки, а также доразведки глубин и флангов месторождений, имеющих, как правило, запасы более низких категорий.

9.2 Эксплуатационную разведку производят на месторождениях при их подготовке к эксплуатации и в течение всего времени разработки месторождений.

9.3 Основной целью этой стадии разведочных работ является обеспечение проведения горноподготовительных и очистных работ в соответствии с производственными планами горных предприятий.

9.4 В ходе работ по проведению эксплуатационной разведки уточняют контуры залежей, качество полезного ископаемого и горнотехнические условия его отработки.

9.5 Объем работ эксплуатационной разведки (скважин, шпуров, опробования) вычисляют на основании размеров погашения рудных площадей, рассчитанных исходя из годовой производительности рудника.

9.6 Объем работ по проходке выработок эксплуатационной разведки в зависимости от производительности рудников и группы сложности геологического строения месторождения принимают по таблице 9.1.

Таблица 9.1

Группа сложности геологического строения месторождения	Протяженность эксплуатационно-разведочных выработок (1 пог. м на 1 млн т производительности)		
	Горные выработки	Буровые скважины	Шпуры
Вторая	750—1000	3000—5000	18 000
Третья	1200—1500	30 000—45 000	20 000
Четвертая	1500—2000	40 000—50 000	80 000
Примечание — В соответствии с рекомендациями [9] (пункт 16) урановые месторождения по размерам и форме рудных тел, изменчивости их мощности, сложности внутреннего строения и особенностям распределения урана соответствуют 2-й, 3-й или 4-й группам сложности геологического строения месторождений по классификации [1].			

9.7 При проектировании горнорудных предприятий должны быть определены объемы доразведки месторождения.

9.8 Объемы доразведки для перевода запасов категории С2 в С1 на месторождениях 3-й и 4-й групп сложности принимают на 1 млн т запасов в размере от 1500 до 2000 пог. м в горных выработках и от 40 000 до 50 000 пог. м скважин (см. таблицу 9.1).

9.9 Проходка геологоразведочных выработок должна быть увязана со вскрытием и подготовкой месторождения к эксплуатации.

9.10 Плотность сети выработок для рудных залежей различных морфологических типов принимают по данным, приведенным в таблице 9.2.

9.11 Объем по всем другим видам работ (опробование, лабораторные анализы, гамма-опробование, аналитические работы) рассчитывают по запланированному метражу горноразведочных и подготовительных выработок, скважин, шпуров и рудных площадей, намеченных к отработке.

9.12 Количество анализов определяют по числу запланированных проб.

На комплексных месторождениях планируют проведение анализов на все компоненты.

9.13 При проектировании предприятий по добыче уранов руд подземным способом предусматривают:

- полные химические и спектральные анализы групповых проб руды;
- анализы рудничного воздуха;
- определение объемного веса руды и влажности (4—5 проб в целике объемом 0,5 $м^3$ по каждому типу руды отдельно и 30—50 штуфов для лабораторного определения).

9.14 Запланированный объем эксплуатационно-разведочных работ включают в годовой план развития горных работ предприятия.

9.15 Проект эксплуатационной разведки составляют в соответствии с этапами эксплуатационно-разведочных работ в масштабе 1:500.

9.16 На основе данных, полученных в процессе эксплуатационной разведки, выполняют оконтуривание и увязку рудных тел в вертикальных и горизонтальных сечениях, производят пересчет балансовых запасов руды и металла в эксплуатационном блоке.

9.17 Результаты эксплуатационной разведки представляют в годовых отчетах, в которых приводят сведения о выполнении плана эксплуатационной разведки за год по утвержденным направлениям и объемам.

Таблица 9.2

Группа сложности геологического строения месторождения	Морфологические типы рудных залежей	Детальная разведка запасов категории С1		Эксплуатационная разведка					
				Первый этап		Второй этап		Третий этап	
		расстояние между профилями, м	расстояния между скважинами, м	расстояние между профилями, м	расстояния между скважинами, м	Расстояния между шпурами и скважинами по линиям подготовительных и нарезных выработок, м	Сеть бурения на площади эксплуатационного блока (размеры решетки сети), м	Сеть опробования очистного пространства (размеры решетки сети), м	Сеть бурения контрольных шпуров (размеры решетки сети), м
Вторая	Крупные и средние по размерам пластообразные залежи, крупные жилообразные, штокверкообразные и линзообразные залежи с неравномерным оруденением и относительно выдержанной морфологией	100—200	50—100	25—50	25—50	10—20	—	10—20 × × 5—10	10—20 × × 10—20
Третья	Средние и мелкие по размерам пластообразные, линзообразные, жилообразные и штокверкообразные залежи невыдержанной мощности и неравномерным оруденением	50	12,5—25	12,5—25	12,5	5—10	5—10 × 5—10	5—7 × × 5—7	15—10 × × 1 5—10
Четвертая	Мелкие жильные, линзообразные и штокверкообразные залежи крайне невыдержанной морфологии и достаточно неравномерным оруденением	25	12,5	12,5	10—12,5	5	5 × 5	2,5—5 × × 2,5—5	5 × 5

10 Геофизическое обслуживание геологоразведочных и очистных работ

10.1 При проектировании геофизических работ предусматривают:

- проведение геофизических работ;
- аппаратурное оснащение и организационно-техническое обеспечение геофизических работ;
- необходимый штат персонала;
- основные помещения для размещения служб.

10.2 Объемы геофизических работ определяют исходя из объемов горно-геологических и эксплуатационных работ: площади и протяженности горных выработок, общей протяженности буровых скважин и шпуров, количества бороздовых, керновых, шламовых и технологических проб в соответствии с инструкцией по гамма-каротажу [10].

10.3 При проектировании предусматривают следующий комплекс геофизических работ:

- гамма-профилирование горных выработок;
- гамма-опробование руд в естественном залегании;
- гамма-каротаж, гамма-гамма-каротаж, нейтронный гамма-каротаж шпуров и скважин;
- радиометрический экспресс-анализ, спектральный и рентгенометрический анализы всей добываемой горной массы;
- определение состояния буровых скважин (кавернометрия, инклинометрия) и свойств вмещающих пород и руд (электрические, магнитные, гравитационные);
- ядерно-физические исследования полезных ископаемых;
- аналитические работы;
- радиометрические анализы проб руды и вмещающих пород по гамма-активности;
- комплексные радиометрические анализы;
- радиохимические анализы.

11 Маркшейдерское обслуживание горных уранодобывающих работ

11.1 Пространственно-геометрические измерения залежей урановых и других радиоактивных руд, определение их глубины, простирания, мощности, местоположения и других параметров пространственного положения и размеров уранодобычных горных выработок, их соответствие проектной документации, обоснование границ горных отводов уранодобывающих рудников, наблюдение за состоянием горных отводов, ведение горной графической документации, учет и обоснование горных разработок по добыче урановых и других радиоактивных руд, определение опасных зон и мер охраны горных разработок, зданий, сооружений и природных объектов от воздействия работ, связанных с пользованием недрами и извлечением из них урановых и других радиоактивных полезных ископаемых, являются сферой деятельности маркшейдерской службы.

11.2 Маркшейдерская служба определяет систему координат и высот, в которой производят проектирование, а затем строительство подземных уранодобычных выработок с последующей эксплуатацией месторождений радиоактивных руд и возведением (с последующей ликвидацией) сопутствующих сооружений.

11.3 Пространственно-геометрический контроль, осуществляемый маркшейдерской службой за деятельностью геодезической, шахтостроительной, добычной, строительно-гидротехнической, экологической служб в единой системе координат и высот, исключает нестыковки в работе перечисленных служб и существенно снижает возникновение последствий катастрофического характера.

12 Гидрогеологические и гидрологические условия

12.1 Для описания гидрогеологических и гидрологических условий исходные данные, предоставляемые уранодобывающим предприятием, должны включать:

- информацию об областях питания и разгрузки, хозяйственном использовании водоносных горизонтов с указанием водозаборов в региональном масштабе;
- информацию об использовании поверхностных вод;
- характеристики региональных и местных гидрологических условий;
- описание гидрографической сети в районе размещения объекта;
- карты и гидрогеологические разрезы проектируемой площадки;

- характеристики водоносных горизонтов и разделяющих их водоупорных слоев, развитых в пределах площадки и в районе размещения объекта (распространение и условия залегания, гидравлическая взаимосвязь с другими водоносными горизонтами и с поверхностными водами, направление, скорость подземного потока, напор или положение уровня подземных вод, их режим и химический состав).

12.2 В проектной документации должны быть представлены данные в пределах ожидаемой зоны влияния и на глубину, охватывающую все водоносные слои, из которых возможны фильтрация или прорыв подземных вод в горную выработку, а также составлен перечень выявленных на месторождении гидрологических и гидрогеологических процессов и явлений с указанием характера воздействия на наземные и подземные сооружения, системы и элементы объекта.

13 Осушение месторождений

13.1 Проектную документацию по осушению месторождений разрабатывают с учетом требований СП 103.13330.

13.2 По степени сложности гидрогеологических условий и суммарной концентрации минеральных веществ в подземных водах рудные месторождения делятся на четыре группы (см. таблицу 13.1).

Таблица 13.1 — Месторождения руд по сложности гидрогеологических условий

Группы сложности	Глубина разработки, м	Ожидаемые притоки подземных вод, $м^3/ч$	Суммарная концентрация минеральных веществ в подземных водах, $г/дм^3$
I	200—400	Не более 500	Не более 1
II	500—600	500—1000	1—10
III	Св. 600	Св. 1000	10—50
IV	Св. 1000	Св. 1000	Св. 50

Примечание — При отнесении месторождения к определенной группе сложности основным критерием следует считать суммарную концентрацию минеральных веществ.

Группа I — месторождения с простыми гидрогеологическими и инженерно-геологическими условиями.

Группа II — месторождения с гидрогеологическими и инженерно-геологическими условиями средней сложности.

Группа III — месторождения со сложными гидрогеологическими и инженерно-геологическими условиями.

Группа IV — месторождения с предельно сложными гидрогеологическими и инженерно-геологическими условиями.

13.3 Если по материалам геологических отчетов не представляется возможным выполнить обоснованные расчеты системы защиты горных выработок, в проекте должна быть разработана программа и должны быть предусмотрены затраты на проведение специальных научно-исследовательских и опытных работ, результаты которых являются основой для корректировки проекта.

13.4 Расчеты величин ожидаемых притоков подземных вод в горные выработки шахт должны быть выполнены по каждой составляющей притока.

13.5 При наличии на месторождении значительно обводненных зон тектонических нарушений, в целях предупреждения прорывов воды, в проектах следует предусматривать бурение опережающих скважин из забоев горных выработок при их подходе к тектоническим зонам.

13.6 На месторождениях, находящихся в сложных гидрогеологических условиях, определенных согласно СП 11-108, предусматривают предварительное осушение месторождений при наличии следующих гидрогеологических факторов:

- неустойчивых, склонных к текучести, разбуханию и пучению; водоносных рыхлых пород в кровле или почве рудных залежей и горных выработок;
- недостаточной для удержания гидростатических напоров прочности водоупорных пород в кровле и почве горных выработок;
- карстовых полостей в налегающих породах;
- обводненности пород в зоне обрушения, приводящей к возникновению прорывов разжиженных пород (плывунов) и подземных вод в очистные выработки;
- больших динамических притоков подземных вод, вызывающих осложнения в проведении горных работ.

13.7 Проекты осушения разрабатывают как составную часть общего проекта освоения месторождения в соответственных стадиях на основании:

- геологического отчета, содержащего материалы по гидрогеологическим и инженерно-геологическим условиям месторождения;
- схемы вскрытия и отработки месторождения;
- календарного плана проведения горных работ.

13.8 По месторождениям, имеющим сложные и недостаточно изученные гидрогеологические и инженерно-геологические условия, определяют задачи, состав и объемы дополнительных гидрогеологических и инженерно-геологических исследований или опытно-производственного водопонижения для обоснования последующей стадии проектирования.

13.9 Рабочую документацию по осушению разрабатывают на основании дополнительных изысканий, с учетом данных первоочередных осушительных работ или опытно-производственного водопонижения.

13.10 При разработке месторождений системами с обрушением налегающих пород нормальный приток в горные выработки шахт определяют как сумму притоков подземных вод из каждого водоносного горизонта и среднегодового количества осадков, выпадающих на водосборной площади, ограниченной нагорной канавой или зоной обрушения.

13.11 Максимальный приток в горные выработки шахт с применением систем с обрушением налегающих пород следует определять как сумму притоков подземных вод и ливневых осадков с 5 %-ной обеспеченностью.

13.12 В общем притоке к главной водоотливной установке должно быть учтено количество воды, подаваемой в шахту на технологические нужды.

13.13 Для контроля за режимом и химическим составом подземных вод на осушаемой территории месторождения предусматривают сооружение сети наблюдательных скважин.

13.14 В целях предохранения от поверхностного стока воды крепления устьев вертикальных и наклонных выработок должны выступать над земной поверхностью не менее чем на 200 мм.

В местах естественных водотоков следует оставлять целики, если их отвод за пределы зон опасных сдвижений невозможен.

13.15 Расчет сооружений гидрозащиты от поверхностного стока (плотины, дамбы, каналы, водосбросы, тоннели) проводят на максимальный расход расчетной обеспеченности.

13.16 Расчетную обеспеченность максимального расхода устанавливают по СП 33-101 в зависимости от класса капитальности сооружений.

Класс основных гидротехнических сооружений, определяемый по СП 58.13330, допускается повышать на единицу, если авария водопроводного сооружения может вызвать последствия катастрофического характера для расположенных ниже объектов.

13.17 Ширина полосы между проектной границей зоны опасных сдвижений поверхности и ближайшим контуром сооружений гидрозащиты определяется в зависимости от местных условий и должна быть не менее:

- для безнапорных сооружений — 10 м;
- напорных сооружений — 50 м.

13.18 Для осушения месторождения применяют следующие способы:

- поверхностный — при помощи водопонижающих скважин, закладываемых с поверхности земли;
- подземный — при помощи дренажных устройств, закладываемых в подземных выработках рудника (сквозных и забивных фильтрах), горизонтальных, восстающих и разгрузочных дренажных скважин, а также специальных дренажных выработок штреков, квершлагов;
- комбинированный — сочетающий поверхностный и подземный способы.

13.19 На чрезмерно обводненных месторождениях выработки околоствольного двора и водоотливного комплекса (насосная станция, подземная электростанция, водосборники и ходки) должны быть отделены от дренажных выработок водонепроницаемыми перемычками с дверями, водопропускными трубами и регулирующими задвижками, рассчитанными на максимально-возможное гидростатическое давление.

13.20 Гидрогеологические расчеты притока подземных вод в горные выработки следует проводить методами аналитическим и моделирования.

13.21 Метод аналитических расчетов применяют для однородных водоносных горизонтов и несложных граничных условий, а также для несложных систем расположения дренажных устройств.

13.22 Метод моделирования применяют:

- при наличии неоднородностей в плане и разрезе водоносных горизонтов, в т. ч. трещиноватых и карстовых пород;
- при сложных граничных условиях и системах расположения дренажных устройств;
- для оценки влияния осушительных мероприятий на водозаборы подземных вод;
- в целях определения взаимодействия различных дренажных систем между собой и рудничного водоотлива с дренажными устройствами.

13.23 Сквозные фильтры предусматривают:

- для дренирования надрудных водоносных горизонтов, залегающих на значительной высоте над горными выработками, когда бурение восстающих скважин нецелесообразно;
- поддержания или дальнейшего понижения уровней воды, оставшихся в водоносном горизонте при предварительном осушении водопонижающими скважинами.

В этом случае водопонижающие скважины переоборудуют в сквозные фильтры.

13.24 Сквозные фильтры следует располагать на расстоянии от 3 до 5 м от горной выработки, в которую намечается прием воды: бурить их необходимо до подошвы выработки с расчетом подрезки фильтров специальными нишами.

13.25 Для сквозных фильтров минимальный диаметр определяют в зависимости от его пропускной способности и возможности использования инклинометра для замеров углов искривления (зенитного и азимутального) с целью определения координат забоя.

13.26 Приемную часть сквозного фильтра следует оснащать водовыпуском и задвижкой, а устье — крышкой.

13.27 Восстающие скважины необходимо закладывать из горных выработок для осушения надрудных водоносных горизонтов, расположенных на расстоянии не менее 10 м над кровлей выработок.

13.28 Забивные фильтры следует применять для осушения водоносных горизонтов, залегающих на расстоянии не более 10 м от горных выработок.

13.29 Горизонтальные и наклонные дренажные скважины в горных выработках следует проектировать для осушения надрудных и подрудных водоносных горизонтов при их наклонном, крутом залегании и для осушения водообильных зон тектонических нарушений.

13.30 Разгрузочные скважины в горных выработках, работающие на самоизлив, следует проектировать для сработки напоров водоносных горизонтов, залегающих ниже подошвы рудных залежей или горных выработок.

13.31 Отвод дренажных и шахтных вод, содержащих значительные концентрации радона, следует осуществлять в бетонных лотках или по трубам с последующим удалением радона на исходящие вентиляционные струи.

При сбросе дренажных и шахтных вод в местную гидрографическую сеть необходимо соблюдать требования законов [3] (статья 22), [11] (статья 44), санитарно-эпидемиологических правил [12], [13].

13.32 Проектирование сооружений по отводу и очистке дренажных и шахтных вод проводят по СП 31.13330.

13.33 Расчет сооружений для защиты горных выработок от поверхностного стока проводят на максимальный паводковый расход повторяемостью:

- один раз в 50 лет — для рудника с небольшой производительностью;
- один раз в 100 лет — для рудника со средней производительностью;
- один раз в 200 лет — для рудника с большой производительностью.

13.34 Проект осушения должен предусматривать:

- предотвращение притоков подземных вод в горные выработки в количествах, нарушающих нормальные условия разработки месторождения;
- предупреждение прорывов подземных вод из окружающих пород, из выработанного пространства и с поверхности, т. к. это нарушает устойчивость пород и крепления выработок, представляет опасность для персонала и нарушает нормальную эксплуатацию месторождения;
- возможность своевременной эвакуации людей при массовых прорывах подземных вод в шахту;
- водоотлив и водоотвод рудничных и поверхностных вод к местам их сброса и очистки;
- предотвращение истощения ресурсов подземных вод, обеспечивающих водоснабжение окружающих рудных объектов, и их загрязнения;
- предотвращение размыва берегов русел поверхностных водотоков, нарушения их режима и эрозии поверхностного слоя почвы;
- предотвращение опасных последствий деформации горных пород в районе месторождения из-за понижения уровня подземных вод;

- сооружение устройств, регулирующих приток подземных вод в выработки с учетом возможного повышения их напора;

- использование откачиваемых вод для целей водоснабжения (после предварительной очистки).

13.35 При выборе способа осушения рекомендуется руководствоваться следующими положениями:

- поверхностный способ осушения шахтных полей следует применять при наличии высоких фильтрационных параметров, большой мощности и высоких напоров водоносных горизонтов подземных вод (в безнапорных пластах этот способ следует применять при коэффициентах фильтрации 2—3 м/сут, а в напорных пластах — не менее 0,3—0,5 м/сут);

- подземный способ осушения, который осуществляют только подземными выработками при наличии устойчивых пород с высокими фильтрационными параметрами.

13.36 Для интенсификации водоотдачи пород, достижения наибольшего эффекта осушения к дренажным горным выработкам дополнительно предусматривают другие дренажные устройства из горных выработок, т. е. по существу этот способ осушения становится комбинированным.

13.37 Комбинированный способ осушения осуществляется совместной работой водопонизительных скважин, сквозных фильтров или других дренажных устройств, закладываемых с поверхности, и подземными выработками, часто с закладываемыми в них скважинами.

13.38 В зависимости от гидрогеологических, горнотехнических условий шахтного поля и принятой схемы осушения проектируют и используют нижеперечисленные дренажные устройства.

13.38.1 Водопонизительные скважины следует применять в безнапорных пластах при их мощности не менее 10 м и коэффициенте фильтрации не ниже 2 м/сут, а в напорных пластах — при меньшей мощности и меньшем коэффициенте фильтрации (но не менее 0,5 м/сут).

13.38.2 Водопонизительные скважины допускается бурить с поверхности и из подземных выработок.

13.38.3 Водопоглощающие скважины следует применять в том случае, когда водопроводимость нижележащего водоносного горизонта больше водопроводимости верхнего, за счет чего последний может быть сдренирован.

13.38.4 Сквозные фильтры следует использовать для осушения водоносных горизонтов, залегающих выше горных выработок на значительном расстоянии от их кровли, в связи с чем дренирование этого водоносного горизонта забивными фильтрами не представляется возможным.

Бурение сквозных фильтров следует проводить с поверхности земли по линии горных выработок.

Первоначально они могут быть использованы как водопонизительные скважины, а затем подрезаются по мере проходки горными выработками, и после оборудования устьевой части продолжается работа в горных выработках.

13.38.5 Восстающие дренажные скважины (или наклонные) необходимо проектировать при невозможности осуществить бурение забивных фильтров.

13.38.6 Горизонтальные (слабо наклонные) скважины следует проектировать для дренажа различных зон горных пород повышенной водообильности.

Горизонтальные (слабо наклонные) скважины в условиях повышенной обводненности необходимо бурить в забой выработки с их веерным расположением как опережающие и одновременно дренажные.

13.38.7 Для уточнения геологического строения и для уменьшения напора водоносного горизонта, залегающего в почве выработки, бурят разгрузочные дренажные скважины или проходят понизительные колодцы.

13.38.7.1 Разгрузочные скважины следует закладывать в почву выработок для уменьшения напора водоносного горизонта в почве выработки.

13.38.7.2 Понижающие колодцы следует применять в том случае, когда самоизлив из скважин не обеспечивает снятия напора водоносного горизонта, залегающего в подошве горной выработки.

Глубину колодцев принимают не более 8 м.

13.38.8 Эжекторные иглофильтровые установки необходимо применять для снижения уровня воды от 5 до 20 м в песчаных грунтах с коэффициентом фильтрации не менее 2 м/сут.

13.38.9 Легкие иглофильтровые установки применяют для осушения обводненных песков при проходке стволов.

13.38.9.1 Снижение уровня воды при помощи установок достигается на глубину не более 4,5 м.

13.38.9.2 Коэффициент фильтрации водосодержащих пород для работы легких иглофильтровых установок должен быть: от 5 до 50 м/сут без обсыпки вокруг иглофильтров; от 2 до 5 м/сут — с песчано-гравийной обсыпкой.

13.38.9.3 Легкие иглофильтровые установки могут быть использованы также для осушения песков в почве горизонтальных горных выработок.

13.38.10 Установки вакуумного водопонижения применяют для осушения глинистых песков и супесей с коэффициентом фильтрации от 0,1 до 2 м/сут на глубину от 5 до 7 м.

13.39 Контрольно-разведочные скважины закладывают на месте бурения водопонизительных скважин для уточнения гидрогеологических и инженерно-геологических особенностей горных пород.

13.40 Наблюдательные скважины предусматривают для наблюдения за развитием депрессионной воронки, химическим составом подземных вод, температурой и за изменением уровня воды на шахтном поле в процессе осушения.

13.41 Водопропускные скважины закладывают в пониженных местах дна карьера для сброса ливневых и подземных вод из карьера в подземную дренажную систему или с вышележащего горизонта горных выработок на расположенный ниже горизонт, оборудованный насосной станцией.

13.42 При отборе воды из рыхлых и неустойчивых полускальных и скальных пород в скважинах следует устанавливать фильтры водопропускной способностью на 20 % выше ожидаемого притока из водоносного пласта.

13.43 Для повышения дебита водопонизительных и дренажных скважин следует предусматривать один из следующих способов:

- торпедирование — в устойчивых породах;
- свабирование — в песках для восстановления слабонапорных водоносных горизонтов;
- гидравлический.

13.44 В качестве «жидкости разрыва» применяют воду, водные растворы соляной кислоты, а также соляную кислоту повышенной вязкости.

В качестве расклинивающего материала для заполнения трещин применяют кварцевый песок.

13.45 Кислотную обработку пород проводят с применением соляной, серной, уксусной кислотами и глинокислотой.

13.46 Отвод и сброс шахтных вод в водные объекты должен быть проведен с соблюдением санитарных правил [14].

13.47 В случае невозможности прямого сброса шахтных вод в водные объекты из-за сильного загрязнения по ГОСТ Р 70278 или большой минерализации необходимо подвергать шахтные воды механической или химической очистке, разбавлению пресной водой до требуемой концентрации или сооружать пруды — накопители шахтных вод с их сбросом в водные объекты в невегетационный период во время паводков.

13.48 Шахтные воды следует, по возможности, использовать в производственном водоснабжении цехов горно-обогатительных предприятий.

13.49 Механическая очистка шахтных вод, как правило, должна быть проведена в открытых или закрытых отстойниках, оборудованных устройствами для удержания плавающих веществ и тел.

13.50 Очистку отстойников от осадка и плавающих веществ проводят по мере загрязнения.

13.51 Выбор технологии очистки шахтных вод следует осуществлять с учетом качественного состава рассматриваемых шахтных вод и требований к качеству очищенных вод.

При сбросе очищенных вод в водные объекты необходимо применять многоступенчатые схемы очистки, включающие в себя набор последовательных технологических стадий в соответствии с СП 32.13330.2018 (пункт 7.7.1.8).

13.52 Наиболее рациональной схемой является схема, позволяющая осуществить отвод незагрязненных шахтных вод (поступающих от скважин, сквозных фильтров и дренажей, а также из недействующих горных выработок, штолен и тоннелей) раздельно от загрязненных шахтных вод (поступающих из зоны ведения горных работ, рабочих штолен и тоннелей).

13.53 Сброс незагрязненных шахтных вод в естественные водоемы и использование их в производстве осуществляют без предварительной очистки, если их химический состав удовлетворяет требованиям санитарных правил [14].

13.54 Отвод шахтных вод от ствола шахты по поверхности выполняют путем строительства самотечных систем водоотвода за счет остаточного напора шахтной водоотливной установки.

В отдельных случаях разрешается строительство на поверхности перекачивающих насосных станций.

14 Горная часть

14.1 Выбор способа разработки

14.1.1 Предварительный выбор подземного или открытого способа разработки месторождений при соответствующих горнотехнических условиях проводят методом сопоставления затрат на добычу руды.

14.1.2 Предельную глубину разработки месторождений открытым способом следует устанавливать по значению экономически допустимого коэффициента вскрыши $К_{г.р}$, показывающего максимально возможное (с учетом экономической составляющей) количество вскрышных пород, приходящееся на единицу полезного ископаемого.

14.1.3 Коэффициент экономической допустимости вскрыши $K_{г.р}$, м^3/т, вычисляют по формуле

$$K_{г.р} = (A_р \cdot i - B)/C + q_ц(1 - i)/C, \quad (14.1)$$

где $A_р$ — стоимость добычи 1 т руды подземным способом, руб.;

i — коэффициент, учитывающий потери и разубоживание руды и вычисляемый по формуле

$$i = (N_п \cdot R_п)/(N_о \cdot R_о), \quad (14.2)$$

где $N_п$ — коэффициент извлечения руды при подземном способе разработки;

$R_п$ — коэффициент разубоживания при подземном способе разработки;

$N_о$ — коэффициент извлечения руды при открытом способе выемки;

$R_о$ — коэффициент разубоживания при открытом способе выемки;

B — стоимость добычи 1 т руды открытым способом без включения затрат на вскрышные работы, руб.;

C — стоимость выемки 1 м^3 вскрыши, руб.;

$q_ц$ — ценность металла в 1 т руды, дополнительно извлекаемого при открытом способе разработки и вычисляемого по формуле

$$q_ц = 0{,}01 \cdot С \cdot И \cdot Ц, \quad (14.3)$$

где С — содержание в балансовых запасах, %;

И — извлечение металла включая переработку, доли ед.;

Ц — предельная цена 1 т металла, руб.

14.2 Производительность рудников и срок их службы

14.2.1 Производительность рудника по руде определяют для вновь проектируемых предприятий при расширении, реконструкции и техническом перевооружении действующих рудников, а также при корректировке проектов в случае изменения геологических данных о промышленных запасах месторождений.

14.2.2 Расчет годовой добычи руды по горнотехническим условиям выполняют исходя из годового понижения горных работ для крутопадающих и наклонных месторождений или скорости продвижения фронта очистной выемки для пологопадающих и горизонтальных месторождений.

14.2.3 Годовую производительность рудника $A_р$, т, определяют по руде, выделенной из рудной массы на установках рудоконтролирующих станций, и вычисляют по формуле

$$A_р = А(1 - Д), \quad (14.4)$$

где Д — часть отсортированной рудной массы на рудоконтролирующей станции в долях единицы (принимается с учетом фактических данных аналогичных рудников).

14.2.4 Годовую производительность рудника по рудной массе для крутопадающих и наклонных месторождений $A_{пр}$, т, определяют по горнотехническим возможностям исходя из годового понижения очистной выемки и вычисляют по формуле

$$A_{пр} = \frac{Y \cdot S \cdot K \cdot e \cdot \gamma \cdot n}{1 - P}, \quad (14.5)$$

где Y — годовое понижение горных работ, м/год;

S — площадь месторождения (рудного поля), м^2;

K — поправочный коэффициент на угол падения;

e — поправочный коэффициент на нормальную мощность рудного тела;

γ — объемная масса руды в массиве, т/м^3;

n — коэффициент извлечения руды, $n = 1 - П$, где П — потери руды, выраженные в долях единицы;

P — разубоживание руды, выраженное в долях единицы.

Коэффициенты *n*, Р, учитывающие потери и разубоживание, принимают в зависимости от горно-технических условий и систем разработки.

14.2.5 Значения коэффициентов *K* и *e* принимают в соответствии с данными, приведенными в таблицах 14.1 и 14.2, а значения годового понижения горных работ *Y* — в таблице 14.3.

Таблица 14.1

Угол падения, град	90	60	45	30
Поправочный коэффициент на угол падения *K*	1,2	1	0,9	0,8

Таблица 14.2

Мощность рудного тела, м	Не более 5	5—15	16—25	Св. 26
Поправочный коэффициент на нормальную мощность рудного тела *e*	1,25	1	0,8	0,6

Таблица 14.3

Горизонтальная площадь рудных залежей, тыс. м^2	Годовое понижение горных работ *Y*, м/год, при одновременно работающих этажах		
	одном	двум	трем
5—10	15—25	25—35	30—50
10—20	15—25	20—30	25—35
20—150	12—18	18—25	20—30
50—100	10—15	—	—
Св. 100	8—12	—	—

Примечания

1 Годовое понижение очистных работ в шахтном поле устанавливается по интенсивности разработки основной залежи.

2 Наибольшие значения приведенных в данной таблице значений годового понижения отвечают наиболее благоприятному сочетанию горно-геологических и горнотехнических условий.

14.2.6 Годовую производительность рудника, установленную по годовому понижению, проверяют по условиям развития фронта очистных работ.

14.2.7 Для определения допустимого значения фронта очистных работ по таблице 14.4 применяют коэффициент использования рудной площади.

Коэффициент использования рудной площади ψ вычисляют по формуле

$$\psi = S_o/S, \quad (14.6)$$

где S_o — горизонтальная площадь очистных блоков, находящихся в одновременной отработке, м^2;

S — площадь подлежащих отработке рудных залежей в пределах рудного поля, м^2.

Таблица 14.4

Горизонтальная площадь (эксплуатационная площадь) рудных залежей, тыс. м^2	Коэффициент использования рудной площади ψ
5—10	0,27—0,35
10—20	0,23—0,27
20—50	0,17—0,23
50—100	0,12—0,17
Св. 100	0,09—0,12

14.2.8 При оптимизации проектной производительности рудника должна быть обеспечена сопоставимость рассматриваемых вариантов по времени их реализации и объемам производств.

14.2.9 При проверке выбранной производительности рудника по сроку его службы минимальная продолжительность существования горного предприятия, не имеющего в своем составе обогатительной фабрики, принимается по таблице 14.5.

Таблица 14.5

Проектная производительность рудника, млн. т	Минимальная продолжительность существования рудника, лет
0,1—0,5	10—20
0,5—1,0	20—25
1—3	25—30
3—5	30—35
5—6	35—40
7—10	40—45
10—15	45—50

14.2.10 Если рудник входит в состав горно-обогатительного комбината или другой производственной единицы, включающей в себя комплекс обогащения полезного ископаемого, табличное значение срока его существования следует увеличивать на величину от 20 % до 30 %.

14.3 Режим работы рудника

14.3.1 Режим работы рудника, количество рабочих дней в неделю, длительность смен определяются согласно Кодексу [15] и предоставляются заказчиком в виде исходных данных.

14.3.2 Службы вентиляции и водоотлива должны работать непрерывно.

14.3.3 В целях экономии электроэнергии графики работы шахты следует связать с пиками максимальных нагрузок энергосистем, питающих проектируемые предприятия, а также предусматривать применение автоматизированных систем управления технологическими процессами.

14.4 Охрана сооружений от вредного влияния подземных разработок

14.4.1 При выборе мест размещения зданий и сооружений необходимо определять зону опасного влияния подземных разработок на земную поверхность.

14.4.2 Границу зоны определяют относительно нижней проектной границы горных работ.

Если нижняя граница не установлена, то зона опасного влияния горных разработок должна быть отстроена от контуров категорийных запасов, принятых к отработке.

14.4.3 Отстроенную зону наносят на геологическую карту, план поверхности, планы горизонтов и разрезы.

14.4.4 Границы опасного влияния подземных разработок на земную поверхность определяют по параметрам, установленным в инструкции [16].

14.4.5 Все технические и промышленные (наземные и подземные) сооружения, искусственные и естественные водоемы, общественные и жилые здания, заповедники и другие объекты, находящиеся в зоне опасного влияния горных разработок, подлежат обязательной охране.

14.4.6 Границы предохранительных целиков определены плоскостями, проведенными под углами сдвижения и разрывов от границ охраняемой площади.

14.4.7 Для объектов I и II категории охраны границы предохранительных целиков строят по углам сдвижения, а для объектов III категории — по углам разрывов в соответствии с инструкцией [16].

Определение углов сдвижения горных пород с неизученным процессом сдвижения определяют согласно правилам, установленным в инструкции [16] (пункт 21, приложение 2).

14.4.8 Порядок оформления и утверждения мер охраны установлен в соответствии с инструкцией [16].

14.4.9 Сооружения и природные объекты по значению, конструктивным и технологическим особенностям и по возможным опасным последствиям их подработки разделяют на три категории охраны (см. таблицу 14.6).

14.4.10 В зависимости от категорий охраняемых объектов устанавливают меры охраны, коэффициенты безопасности для определения безопасной глубины разработки и размеры предохранительных берм при построении предохранительных целиков.

Категории охраны объектов, не перечисленные в таблице 14.6, определяют по усмотрению технического руководства рудоуправления или комбината и по согласованию с органами государственного надзора.

Таблица 14.6

Категория охраны	Охраняемые объекты
I	Центральные компрессорные станции. Магистральные железные дороги. Многоэтажные (четыре этажа и более) жилые и общественные здания (школы, театры, клубы, больницы). Промышленные цеха с крановым оборудованием грузоподъемностью св. 15 т. Шахтные и заводские котельные
II	Вспомогательные и вентиляционные стволы шахт, сооружения подъемного комплекса, здания вентиляторов главного проветривания. Основные капитальные выработки: квершлаги, штольни, откаточные штреки, выработки общешахтного проветривания. Основные подземные камеры: электровозные депо, склады ВМ, насосные, электроподстанции. Рудничные механические мастерские. Рудничные обогатительные фабрики. Железные дороги и железнодорожные станции магистральной пассажирской системы местного значения. Административно-бытовые комбинаты, жилые дома, общественные здания (двух- и трехэтажные). Водонапорные башни высотой более 20 м. Открытые части понизительных подстанций и опоры высоковольтных линий (110 кВ и выше). Промышленные цеха с крановым оборудованием
III	Одноэтажные жилые дома, промышленные и административные здания. Подъездные рудничные железнодорожные пути. Опоры линий электропередач местного значения и открытые части понизительных подстанций на 6 и 35 кВ. Линии телефонной связи. Шоссейные дороги. Водопроводы местного значения. Наземные и подземные трубопроводы. Борта действующих карьеров и выездные внутрикарьерные дороги

14.4.11 Безопасной глубиной разработки считают такую глубину, ниже горизонта которой горные работы не вызывают в подрабатываемых сооружениях и других объектах деформаций, превышающих допустимые.

Безопасную глубину очистных работ $H_б$ для условий полной подработки рассчитывают, умножая коэффициент безопасности $K_б$ на среднюю вынимаемую (или эффективную) мощность рудного тела.

Размеры предохранительной бермы и значения коэффициента безопасности в зависимости от категории охраны приведены в таблице 14.7.

Таблица 14.7

Категория охраны	Ширина предохранительной бермы, м	Коэффициент безопасности (при $f > 5$)
I	20	150
II	10	100
III	5	50

Среднюю вынимаемую мощность рудного тела m принимают в расчетах глубины $H_б$ при системах разработки с обрушением налегающих пород и измеряют по нормали к рудному телу, а эффективную мощность $m_э$ принимают при системах разработки с закладкой выработанного пространства и определяют согласно 14.4.12.

Стволы и сооружения подъемного комплекса шахты, служащие для подъема — спуска людей и выдачи руды, охраняются на всю глубину разработки без учета безопасной глубины. Ширину бермы принимают равной 20 м.

14.4.12 При отработке пологих пластообразных залежей с применением закладки выработанного пространства в расчетах безопасной глубины подработки и величины сдвижения земной поверхности используют эффективную мощность $m_э$, м, вычисляемую по формуле

$$m_э = (h_к + h_н) \cdot (1 - B) + B \cdot m \,, \qquad (14.7)$$

где $h_к$ — средняя величина сближения кровли с почвой очистной выработки (конвергенция) до возведения закладки, определяемая по результатам наблюдений, м;

$h_н$ — средняя неполнота закладки (среднее расстояние от верха закладочного массива до кровли выработки), устанавливаемая по опыту, м;

B — коэффициент усадки закладки под давлением, определяемый по результатам натурных или лабораторных испытаний закладочного материала;

m — нормальная вынимаемая мощность залежи, м.

При отсутствии экспериментальных данных значения коэффициента усадки закладки при глубинах разработки не более 300 м принимают по данным, приведенным в таблице 14.8.

Таблица 14.8

Вид закладки	Коэффициент усадки закладки B
Твердеющие смеси	0,005—0,03
Гидравлическая:	
- из песка	0,05—0,15
- из дробленой породы	0,15—0,30
Самотечная:	
- из дробленой породы	0,20—0,40
- из рядовой породы	0,20—0,40

При глубине разработки более 300 м (не более 800 м) коэффициент усадки закладки B для твердеющих материалов составляет от 0,05 до 0,08; для гидравлической закладки из песка 0,25 и из дробленой породы — до 0,45.

14.4.13 При отработке крутопадающих рудных тел камерными, камерно-целиковыми системами, а также горизонтальными слоями с восходящим порядком выемки слоев при полной закладке выработанного пространства твердеющими смесями эффективную мощность $m_э$, м, вычисляют по формуле

$$m_э = B \cdot m, \qquad (14.8)$$

где B — коэффициент усадки закладки под давлением, определяемый по результатам натурных или лабораторных испытаний закладочного материала;

m — нормальная вынимаемая мощность залежи, м.

14.4.14 Охрану сооружений оставлением предохранительных целиков предусматривают в тех случаях, когда другие меры не могут гарантировать нормальную эксплуатацию охраняемого объекта или являются по сравнению с оставлением целиков экономически невыгодными.

14.4.15 Следует предусматривать проведение работ по выявлению склонности участков месторождений к горным ударам.

14.4.16 В проектах совместной отработки месторождений подземным и открытым способами специальным разделом предусматривают:

- обоснование значений углов наклона бортов карьера и заоткоски уступов с учетом ослабления прочности массива пород в результате его подработки;
- проведение мероприятий по обеспечению безопасных условий работы в карьере и в подземных выработках;
- применение методики работ по выявлению пустот и определению их местоположения и размеров, а также по наблюдению за деформациями массива горных пород.

14.5 Классификация горных выработок

14.5.1 При разработке проектов вскрытия и отработки месторождений горные выработки классифицируют на капитальные, подготовительные, нарезные, разведочные и очистные.

14.5.2 К капитальным горным выработкам относят выработки, проводимые с целью вскрытия месторождения или его части для последующей отработки:

- вертикальные и наклонные стволы (в т. ч. слепые), шурфы, штольни;
- выработки околоствольных дворов;
- комплексы подземного дробления и загрузки скипов;
- капитальные рудоспуски и породоспуски, необходимые для перепуска руды и породы на концентрационные откаточные горизонты;
- лифтовые восстающие;
- квершлаги, уклоны и бремсберги, вскрывающие месторождение или отдельные рудные тела;
- наклонные съезды, проходимые с поверхности, а также соединяющие откаточные горизонты;
- главные полевые штреки, служащие в течение всего срока отработки горизонта;
- засечки ортов с главных откаточных штреков не более 10 м, считая от математического центра стрелочного перевода на сопряжении;
- камеры производственного, хозяйственного и бытового назначения;
- вентиляционные, закладочные, дренажные и водоотливные выработки общерудничного значения;
- скважины общерудничного значения (вентиляционные, дегазационные, дренажные, водоотливные, кабельные, лесоспускные);
- выработки для нужд гражданской обороны (согласно СП 93.13330);
- работы по увеличению сечений капитальных горных выработок при реконструкции рудников с целью увеличения производительности предприятий.

14.5.3 К горноподготовительным выработкам следует относить выработки, проходимые для подготовки к добыче вскрытой части месторождения: откаточные штреки висячего бока, откаточные орты, штреки и орты промежуточного горизонта, вентиляционные, ходовые и материальные восстающие, квершлаги, проходимые для подсечения параллельных рудных тел, наклонные съезды на подэтажи, проходимые с капитального наклонного съезда, скважины участкового значения.

14.5.4 К подготовительным относят также участковые выработки производственно-хозяйственного назначения (камеры ожидания, кладовые и пр.), участковые вентиляционные коллекторы, скважины участкового значения (вентиляционные, дегазационные, дренажные, водоотливные, кабельные, лесоспускные), закладочные скважины в очистном блоке.

14.5.5 К нарезным выработкам следует относить выработки, необходимые для разделения рудного массива блока на выемочные элементы (подэтажи, слои) и для производства очистной выемки, доставочные и буровые штреки и орты, отрезные и буровые восстающие, рудоспуски, породоспуски, подсечные выработки, выпускные дучки, сбойки, закладочные выработки и выработки, предназначенные для принудительного обрушения вмещающих пород.

14.5.6 К разведочным относят выработки и скважины, необходимые для разведки отдельных залежей или участков месторождения, подлежащих первоочередной разработке.

14.5.7 Для целей эксплуатации предусматривают максимальное использование разведочных выработок.

14.6 Вскрытие месторождений

14.6.1 При горном рельефе поверхности и соответствующем положении рудных тел месторождения вскрывают штольнями.

14.6.2 При равнинном рельефе поверхности и большой глубине залегания вскрывают месторождения вертикальными стволами.

14.6.3 Для месторождений, залегающих на глубине не более 300 м, устанавливают целесообразность вскрытия наклонными выработками с пологим углом заложения (не более 12°), позволяющим применить для их проходки и дальнейшей эксплуатации рудника самоходные машины и механизмы.

14.6.4 При определенных горногеологических и горнотехнических условиях предусматривают проходку наклонных выработок с горизонта штольни или из карьера для вскрытия и отработки глубинных частей месторождения.

14.6.5 При выборе схемы расположения главных вскрывающих выработок исходят из условий обеспечения рационального порядка отработки шахтного поля, широкого фронта очистных работ и эффективного проветривания горных работ.

14.6.6 Установленные на основе этих факторов места заложения шахтных стволов уточняют в соответствии с топографией местности, ее застроенности, гидрогеологическими условиями, условиями проведения подъездных путей и рационального использования земель.

14.6.7 При вскрытии рудного (шахтного) поля стволами необходимо предусматривать не менее двух стволов, оборудованных механическими подъемами для подъема (спуска) людей с каждого горизонта и имеющих разное направление вентиляционных струй.

14.6.8 Допускается использовать в качестве запасных выходов восстающие, пройденные выходы между горизонтами, выходящими на рабочий горизонт, которые при разности отметок конечных пунктов более 40 м оборудуют лифтовыми подъемниками.

14.6.9 Вскрытие залежей на рудниках с небольшой производительностью допускается осуществлять одним стволом и наклонным съездом для движения самоходного оборудования.

14.6.10 После выбора мест заложения стволов, по их оси, следует проходить структурные скважины для определения физико-механических свойств пород, гидрогеологических условий и тектоники массива.

14.6.11 При вскрытии штольнями следует руководствоваться положениями, установленными в таблице 14.9.

14.6.12 Вскрытие месторождения (или его части), расположенного под нижней вскрывающей штольней, следует проводить двумя стволами, оборудованными механическими подъемами.

14.6.13 Оба ствола должны обеспечивать подъем людей с каждого горизонта на поверхность. В случае затруднения или невозможности проходки одного из стволов непосредственно на поверхность он может быть пройден до вскрывающей штольни.

14.6.14 В труднодоступных горных условиях допускается проходка двух слепых стволов. При этом они должны выходить на две разные штольни.

14.6.15 Вскрытие залежи горизонтального залегания штольнями следует предусматривать проходкой не менее двух парных сближенных выработок с их сбойкой между собой в интервале от 250 до 350 м или с проходкой штольни и ствола, оборудованного механическим подъемом и выходом на поверхность.

14.6.16 Минимальное количество выходов в зависимости от расстояния между горизонтами и протяженности рудного тела приведено в таблице 14.9.

Таблица 14.9

Расстояние между штольнями, горизонтами по вертикали, м	Протяженность рудного тела в пределах шахтного поля, м	Выходы (минимальное число)
Не более 40	Не более 500	Один ходовой восстающий на вышележащий горизонт
Не более 40	Св. 500	Через каждые 500 м один ходовой восстающий на вышележащий горизонт
От 40 до 70 включ.	Не более 500	Один ходовой восстающий, оборудованный механическим подъемом
От 40 до 70 включ.	Св. 500	Один ходовой восстающий, оборудованный механическим подъемом, и ходовой восстающий через каждые 500 м
Св. 70	Не более 1000	Один ствол и один восстающий, оборудованные механическими подъемами
Св. 70	Св. 1000	Два ствола, оборудованные механическими подъемами

14.6.17 Проектирование вскрытия месторождений наклонными конвейерными стволами, пройденными с поверхности, следует осуществлять при глубине ведения горных работ, допускающей выдачу горной массы одним конвейерным ставом (без устройства перегрузочных пунктов) и в тех случаях, когда конвейер может заменить электровозную откатку, скиповой подъем, а также транспорт руды от ствола до обогатительной фабрики.

14.6.18 Расположение стволов должно обеспечивать их существование до предельной глубины разработки месторождения без оставления охранных целиков.

14.6.19 Шаг вскрытия определяют исходя из расчета, что капитальные вложения в строительство горного предприятия с продолжительным сроком существования рудника должны обеспечивать его работу с проектной производительностью в течение 8—15 лет, но не менее времени, необходимого для проектирования и проходки вскрывающих выработок, обеспечивающих пополнение выбывающих мощностей.

14.6.20 При проектировании учитывают тенденцию увеличения высоты этажа путем сравнения вариантов горнокапитальных, горноподготовительных и очистных работ в зависимости от угла падения рудного тела. При этом следует учитывать вероятность снижения производительности труда в связи с увеличением трудоемкости доставки персонала, материалов и оборудования в очистные забои.

14.6.21 При высоте этажа свыше 70 м предусматривают один лифтовой подъемник на группу блоков общей протяженностью не более 500 м.

На таком же расстоянии друг от друга следует проходить восстающие, оборудованные лебедками для подъема на подэтажи материалов и оборудования.

14.6.22 Рациональные границы открыто-подземных горных работ определяют по оценке прибыли на 1 т погашаемых запасов, а высоту уступа открыто-подземного яруса устанавливают исходя из обеспечения устойчивости выработанного пространства и условий эффективного осуществления технологических процессов по отбойке руды и ее выпуску на подземные горизонты.

14.6.23 Схема вскрытия, параметры и места заложения вскрывающих выработок должны приниматься с учетом целесообразности их многоцелевого использования на осваиваемом месторождении как при подземном, так и комбинированном способе разработки.

14.7 Капитальные горные выработки

14.7.1 Общие положения

14.7.1.1 Выбор формы и размеров поперечных сечений выработок, а также конструкций крепи необходимо осуществлять согласно типовым сечениям выработок.

14.7.1.2 Если типовые сечения не могут быть полностью применены, то их следует использовать в качестве основы при определении и расчете размеров и конструкции крепи выработок для конкретных горногеологических и горнотехнических условий проходки.

14.7.1.3 Сечения выработок должны обеспечивать размещение в них оборудования и коммуникаций на период эксплуатации с соблюдением требуемых зазоров и проходов, проходческого оборудования, обеспечивающего заданные темпы проходки, а также пропуск необходимого количества воздуха с допустимой скоростью движения.

14.7.1.4 На удароопасных месторождениях с наличием в массиве больших напряжений горные выработки необходимо, как правило, ориентировать в направлении действия наибольших горизонтальных напряжений в исходном поле.

14.7.1.5 Параметры шахтных дорог выработок (продольные и поперечные уклоны, радиусы закругления), предназначенных для движения самоходного оборудования, а также типы покрытия и конструкцию дорожных одежд выбирают, руководствуясь требованиями норм [17] с учетом горно-геологических и гидрогеологических условий, типа применяемых машин и интенсивности их движения.

14.7.1.6 Допускается применение жестких (цементно-бетонных или асфальтобетонных) покрытий дорог в основных транспортных выработках, в околоствольных дворах, на сопряжениях уклонов и наклонных съездов с горизонтальными выработками, в подземных гаражах, пунктах заправки горюче-смазочными материалами, ремонтных пунктах, камерах погрузки и разгрузки руды у капитальных рудоспусков.

14.7.1.7 Для устройства бетонных дорог следует применять бетон класса прочности на сжатие не ниже В10 по ГОСТ 26633, а для улучшения качества покрытия следует предусматривать уплотнение бетонной смеси вибраторами.

Толщина бетонного покрытия определяется расчетом и не должна превышать 300 мм. Если расчетная толщина превышает 300 мм, следует применять бетон более высокого класса прочности на сжатие.

14.7.1.8 На поворотах необходимо увеличивать ширину выработки на величину выбега, определяемую путем вычитания из разности внешнего и внутреннего радиусов поворота машины ее ширины.

14.7.2 Шахтные стволы

14.7.2.1 Объемно-планировочные и конструктивные решения вертикальных шахтных стволов принимают в соответствии с указаниями СП 91.13330.

14.7.2.2 Сечения вертикальных стволов, как правило, принимают круглыми.

14.7.2.3 Размеры поперечного сечения стволов определяют исходя из типа, количества и внешних размеров подъемных сосудов.

14.7.2.4 Сечения стволов должны соответствовать требованиям для пропуска необходимого количества воздуха с допускаемой правилами безопасности скоростью движения воздушной струи.

14.7.2.5 При определении скорости движения воздушной струи сечение ствола в свету принимают за вычетом площадей, занимаемых трубопроводами, армировкой и лестничным отделением.

14.7.2.6 В скиповых, скипо-клетевых и клетевых стволах шахт, как правило, применяют армирование стволов с рамной конструкцией расстрелов.

14.7.2.7 Как правило, применяют боковое двухстороннее расположение проводников относительно подъемных сосудов.

14.7.2.8 На сопряжениях стволов шахт с околоствольными дворами предусматривают станки сопряжения, которые увязывают с армировкой ствола.

14.7.2.9 При креплении вертикальных стволов шахт круглого сечения монолитным бетоном или железобетоном опорные венцы следует предусматривать только в слабых породах.

14.7.2.10 Возведение опорных венцов в устьях стволов и в зумпфах при возможной последующей углубке стволов является обязательным.

14.7.2.11 Расчет крепи устьев стволов проводят на предмет воздействия вертикальных и горизонтальных нагрузок с учетом влияния фундаментов и крена устья от действия копра согласно СП 91.13330.2012 (приложение А).

14.7.2.12 Крепь устья ствола проектируют из монолитного бетона или железобетона.

Временный воротник на период проходки предусматривают из бетона класса прочности на сжатие не ниже В12,5 по ГОСТ 26633.

14.7.2.13 В устьях главных выдачных стволов с исходящей струей, а также в устьях воздухоподающих вентиляционных стволов предусматривают проемы для примыкания вентиляционных каналов. Верх проема для вентиляционного канала размещают на глубине не менее 4 м от поверхности.

14.7.2.14 Габаритные размеры сопряжений шахтных стволов определяют из условия размещения подвижного состава, фундаментов и оборудования обмена вагонеток, трубных коммуникаций и свободных проходов с обеих сторон шириной не менее 1 м.

14.7.2.15 Сопряжения стволов с околоствольными дворами следует проводить на длину не более 10 м, а при применении технологического оборудования для последующего механизированного проведения выработок околоствольного двора — на длину не менее 15 м, определяемую из условий размещения оборудования обмена вагонеток в клетях и проходческого оборудования.

14.7.2.16 Глубину зумпфа вертикального ствола, оборудованного грузолюдским одноканатным подъемом, определяют исходя из условия возможного перепуска клетей, размещения посадочного устройства, рамы натяжения тормозных канатов и обслуживающего полка, а также из организации зумпфового водоотлива и чистки зумпфа.

Примечание — Полок представляет собой подвесную передвижную платформу для производства работ в вертикальной горной выработке.

14.7.2.17 Глубину части зумпфа для организации зумпфового водоотлива принимают не менее 2 м до металлоконструкций полков.

14.7.2.18 Расчет армировки и разработку проектной документации армировки шахтных стволов следует проводить в соответствии с пособием [18].

14.7.2.19 Конструкция ограждения лестничного отделения в стволе должна обеспечивать возможность эвакуации людей из клетей, зависших в аварийных случаях в стволе.

14.7.2.20 Для изготовления расстрелов жесткой армировки наряду с использованием проката следует ориентироваться на применение коробчатых расстрелов.

14.7.2.21 В целях снижения металлоемкости армировки и уменьшения трудоемкости ее возведения в проектах следует ориентироваться на увеличенный шаг армировки не более 5,5 м.

14.7.2.22 С целью повышения степени заводской готовности элементов армировки вертикальных стволов лестничные полки следует предусматривать сварной конструкции и закрывать в стволах с помощью штанг.

14.7.2.23 Наряду с заделкой расстрелов армировки в лунки крепи допускается использование штангового крепления, обоснованного расчетом.

14.7.2.24 Антикоррозионную защиту металлоконструкций армировки следует проектировать на основании технического задания на проектирование в соответствии с ГОСТ 9.602, СП 28.13330.

14.7.2.25 В вентиляционных и вспомогательных стволах с количеством сопряжений не более двух допускается применять канатную армировку с сооружением, в случае необходимости, лестничного отделения блочной конструкции, закрепляемого в стволе с помощью штанг.

14.7.3 Горизонтальные, вертикальные и камерные выработки

14.7.3.1 При выборе сечений капитальных горных выработок следует максимально использовать действующие типовые сечения или на их основе проводить подбор (уточнение) размеров выработки в зависимости от применяемого в выработке технологического оборудования.

При этом должно быть обеспечено минимальное количество типоразмеров сечений.

14.7.3.2 Для крепления выработок в зависимости от горногеологических условий применяют следующие крепи:

- монолитный бетон и железобетон;
- металлическая арочная крепь;
- торкрет- или набрызгбетонная крепь в сочетании с сеткой и штангами или самостоятельно;
- анкерная крепь.

В монолитных устойчивых породах допускается проходить выработки без крепи.

14.7.3.3 Сечения и размеры восстающих, рудоспусков и породоспусков определяют в зависимости от назначения и способа их проходки.

При этом восстающие (вентиляционно-ходовые, закладочные), рудоспуски, породоспуски следует преимущественно проектировать, как правило, круглого сечения диаметром 1,8 м, а при технологической необходимости — большего диаметра.

При технологической необходимости вертикальные выработки допустимо проектировать прямоугольного сечения.

При устройстве капитальных рудоспусков (породоспусков) между горизонтами, при необходимости, предусматривают оборудование контрольных ходков.

Поперечные размеры рудоспусков (породоспусков) должны быть не менее трехкратного размера наибольшего куска руды или породы с целью предупреждения зависания горной массы в них.

14.7.3.4 В зависимости от горногеологических условий расчета устойчивости, формы и типа армирования крепь следует предусматривать из бетона, набрызгбетона или из набрызгбетона в сочетании со штангами.

В крепких устойчивых горных породах восстающие, рудоспуски, породоспуски допустимо проходить без крепления.

14.7.3.5 Лифтовые восстающие принимают прямоугольного сечения в случае использования при их сооружении комплексов для проходки вертикальных восстающих или круглого сечения в случае применения способа расширения предварительно пробуренного восстающего.

14.7.3.6 Крепление металлоконструкций лестничных полков и расстрелов подъемного отделения лифта и противовеса проводят с помощью штанг длиной от 1,2 до 1,5 м.

14.7.3.7 Конструкция ограждения лестничного отделения должна обеспечивать свободный выход из лифта в случае его вынужденной остановки на протяжении всего восстающего.

14.7.3.8 Проектирование машинной камеры лифтовой установки посадочных площадок и камеры натяжных устройств проводят в соответствии с действующими заводскими инструкциями по монтажу и эксплуатации лифтовых восстающих.

14.7.3.9 Машинная камера должна иметь два независимых входа со стороны восстающего и отдельного ходка, оборудованного противопожарной дверью.

14.7.3.10 Расчет крепи восстающих требуется проводить как для вертикальных стволов в соответствии с СП 91.13330.

14.7.3.11 При раздельной выдаче двух и более сортов полезного ископаемого необходимо рассматривать экономичность варианта их выдачи по раздельным рудоспускам с созданием емкостей для каждого сорта.

При наличии в забое двух и более сортов полезного ископаемого необходимо предусматривать призабойную сортировку с раздельной выдачей руды по сортам, например по раздельным рудоспускам.

14.7.3.12 Для регулирования потока руды (породы) при ступенчатых рудоспусках (породоспусках) в местах их примыкания к разгрузочным камерам на промежуточных горизонтах предусматривают пластинчатые или вибрационные питатели, секторные или пальцевые затворы.

14.7.3.13 Необходимость подземного дробления руды определяют в зависимости от физико-механических свойств руды и способа выдачи ее на поверхность.

14.7.3.14 Размер выпускных отверстий бункеров при наличии подземного дробления принимают не менее 800 × 1000 мм. В остальных случаях не менее удвоенных размеров кусков руды.

14.7.3.15 Камеры главных незаглубленных и заглубленных водоотливных установок проектируют с двумя выходами (ходками), расположенными в противоположных концах камеры, независимо от того, размещена камера главной водоотливной установки совместно с электроподстанцией или отдельно.

В ходках главных водоотливных установок, примыкающих к горизонтальным выработкам, и в ходке, примыкающем к камере электроподстанции, требуется предусматривать герметические водонепроницаемые и решетчатые несгораемые двери, открывающиеся наружу.

14.7.3.16 Свод водосборника располагают ниже уровня или на уровне наиболее низкой отметки головок рельсов околоствольного двора.

14.7.3.17 Камерные выработки следует объединять по назначению в блоки служебных камер.

14.7.3.18 При проектировании капитальных выработок следует использовать пройденные геологоразведочные выработки с определением необходимых объемов работ по их реконструкции при наличии отчетов по обследованию выработок и их приведению в безопасное состояние.

14.7.3.19 Габаритные размеры заездов, ходов в камерные выработки следует определять из условия обеспечения нормальной эксплуатации этих камер и размещения транспортного, в т. ч. самоходного, оборудования во время их проходки.

14.7.3.20 Шпалы для устройства рельсового пути применяют деревянные.

Применение железобетонных шпал необходимо обосновывать. Допускается использование иных способов укладки путей при соответствующем технико-экономическом обосновании.

14.7.3.21 Расположение служебных камерных выработок определяют в соответствии с их назначением и удобством выполнения технологических операций.

14.7.4 Организация сооружения горных выработок

14.7.4.1 При проходке стволов в обычных условиях в зонах сильно нарушенных пород следует предусматривать цементацию пород для их укрепления и снижения нагрузок на крепь ствола.

14.7.4.2 При организации работ по проходке стволов необходимо использовать здания и сооружения, используемые в дальнейшем при отработке месторождения.

14.7.4.3 Перекачные станции водоотлива при проходке стволов, как правило, устраивают в рассечках сопряжений стволов с околоствольными дворами.

14.7.4.4 Приствоповые камеры проектируют из условия их проходки при сооружении ствола.

14.7.4.5 Для обеспечения проходческих работ бетоном, щебнем в непосредственной близости от места концентрации работ для снижения загрузки стволов и участка внутришахтного транспорта рекомендуется предусматривать специальные скважины, оборудованные на поверхности и горизонтах необходимыми устройствами загрузки и разгрузки, средствами связи.

14.7.4.6 При использовании для крепления выработок торкрет или набрызгбетона, тампонажных растворов в проектах необходимо предусматривать узлы их приготовления, а также транспортные и перегрузочные средства.

14.7.4.7 При проходке камерных выработок, околоствольных дворов и выработок со сложной компоновкой используют самоходные буровые и погрузочно-доставочные машины с пневматическим, дизельным или электрическим приводами, включая аккумуляторную технику.

14.7.4.8 Постоянные рельсовые пути в выработках следует устраивать, как правило, одновременно с возведением постоянной крепи и устройством водоотливной канавки.

Допускается в период проходки выработки устройство временного пути.

14.7.4.9 При возведении постоянной крепи в слабых и неустойчивых породах допускается оставление временной крепи. В этом случае постоянную крепь следует проектировать с учетом оставления временной крепи и учитывать в прочностных расчетах.

14.7.4.10 Проходческие забои должны быть обеспечены необходимыми видами энергии, вентиляцией, освещением, водоотливом, средствами механизации бурения, уборки породы, обмена вагонеток в призабойной части, подъемно-транспортным оборудованием, сигнализацией и связью, средствами пылеподавления и пожаротушения, а также средствами механизации выполнения вспомогательных работ.

14.8 Порядок отработки шахтного поля

14.8.1 Разработка месторождения может вестись одним или несколькими шахтами (рудниками) как административными единицами.

В случае разработки месторождения одной шахтой границами шахтного поля является горный отвод.

В случае разработки месторождения двумя шахтами и более для каждой шахты определяют границы шахтного поля в пределах горного отвода.

14.8.2 При проектировании строительства, реконструкции и расширения рудника определяют размеры, границы и другие основные параметры горного и земельного отводов.

14.8.3 Порядок оформления горного отвода и связанные с ним состав и объем проектных работ определяют в соответствии с требованиями [19].

14.8.4 Границы рудных полей рудников определяют проектом вновь строящегося горного предприятия.

Для действующего горного предприятия границы могут быть установлены или изменены проектом отработки очередных горизонтов.

Границы рудных полей могут быть установлены по вертикальной, наклонной и горизонтальной поверхностям.

Критериями разделения на рудные поля являются разобщенность залежей и производительность рудника.

14.8.5 Следует различать выемку:

- в направлении от одного фланга рудного поля к другому;
- от середины рудного поля к флангам;
- в направлении от флангов к середине рудного поля.

14.8.6 Выемку направлений от одного фланга рудного поля к другому принимают при расположении главных вскрывающих выработок на флангах шахтного поля.

14.8.7 Направление работ от середины рудного поля к флангам предусматривают:

- для обеспечения более широкого фронта очистных работ и достижения более высокой производительности рудника;
- в условиях повышенного горного давления;
- при расположении воздуховыдающего ствола в центральной части рудного поля, а воздухоподающих стволов — на флангах поля.

14.8.8 Очистные работы в этаже следует проводить в направлении от воздуховыдающего ствола к воздухоподающему — в направлении, противоположном движению общешахтной вентиляционной струи воздуха.

14.8.9 Отработку этажей в шахтном поле предусматривают, как правило, в направлении сверху вниз и с опережением выемки руды на верхнем этаже по отношению к нижнему.

14.8.10 Отработку этажей в направлении снизу вверх принимают при групповом вскрытии этажей с организацией концентрационных горизонтов.

14.8.11 При большой протяженности оруденения по глубине и ограниченных площадях залегания рассматривают целесообразность многокаскадного вскрытия и отработки месторождений.

14.9 Подготовительные и нарезные работы

14.9.1 К подготовительным выработкам следует относить выработки, проходимые для подготовки к добыче вскрытой части месторождения: откаточные штреки висячего бока, откаточные орты, штреки и орты промежуточного горизонта, вентиляционные, ходовые и материальные восстающие, квершлаги, проходимые для подсечения параллельных рудных тел, наклонные съезды на подэтажи, проходимые с капитального наклонного съезда, скважины участкового значения (вентиляционные, дегазационные, дренажные, водоотливные, кабельные, лесоспускные).

Главные сборочно-вентиляционные штреки, проходимые по условиям вентиляции в полном объеме до пуска горизонта в эксплуатацию, относят к капитальным; при проходке участками в границах действующих блоков (по мере продвижения очистных работ) — к подготовительным выработкам.

14.9.2 К нарезным выработкам следует относить выработки, необходимые для производства очистной выемки, доставочные и буровые штреки и орты, отрезные, буровые восстающие и рудоспуски, подсечные выработки, выпускные дучки, сбойки, закладочные выработки и выработки, предназначенные для принудительного обрушения вмещающих пород.

14.9.3 При выборе способа подготовки месторождения исходят из горногеологических условий, применяемой системы разработки, условий вентиляции и транспорта.

Когда возможно применение нескольких способов подготовки, установление наиболее оптимального из них производят на основе технико-экономического сравнения с учетом необходимости обеспечения на руднике нормальной радиационной обстановки.

14.9.4 Подготовка месторождения может проводиться полевыми выработками, проходимыми в рудном теле или по вмещающим породам.

14.9.5 Способы подготовки могут быть простыми, состоящими из однотипных основных подготовительных выработок, и комбинированными, сочетающими разнотипные выработки.

14.9.6 Полевые выработки применяют:

- при недостаточной устойчивости руды;
- при необходимости обеспечения минимальных потерь руды в целиках вследствие ее высокой ценности;
- в целях снижения выделения радона и обеспечения нормальных условий для проветривания рабочих забоев;

- при отработке месторождений, опасных при высокой температуре воды, поступающей в горные выработки;

- при восстановительных работах.

14.9.7 Форму поперечного сечения горизонтальных подготовительных выработок в зависимости от горногеологических условий принимают сводчатую, трапецеидальную, прямоугольную или круглую (в неустойчивых породах с всесторонним горным давлением).

14.9.8 В крепких, нетрещиноватых, устойчивых породах выработки проходят без крепления (за исключением сопряжений выработок), а при необходимости крепления применяют металлические или железобетонные штанги, металлическое сборное железобетонное, бетонное, деревянное или комбинированное крепление в зависимости от устойчивости пород, срока службы и назначения выработки.

14.9.9 Форму и размеры подготовительных вертикальных и наклонных выработок (восстающих) определяют в зависимости от назначения и способа их проходки.

В целях повышения скорости проходки, безопасности, удобства работ, снижения трудоемкости следует применять механизированные способы проходки восстающих.

Восстающие, предназначенные для целей перепуска руды или породы, вентиляционно-ходовые, закладочные следует проектировать круглого сечения.

При технологической необходимости допустимо проектирование вертикальных выработок прямоугольного сечения.

14.9.10 Размеры сечения выработок в свету определяют в зависимости от типа проходческого и эксплуатационного оборудования с учетом нормативных зазоров и проходов для людей и проверяют по количеству пропускаемого по выработке воздуха, необходимого для проветривания участка, с соблюдением нормативных скоростей воздушной струи согласно правилам [4].

14.9.11 Рудоспуски в одно отделение в крепких устойчивых горных породах проходят без крепления; в неустойчивых горных породах крепят набрызгбетоном, штангами при круглой, а при прямоугольной форме поперечного сечения — деревом.

14.9.12 Восстающие в два отделения и более принимают прямоугольной формы.

14.9.13 Размер меньшей из сторон рудоспускного отделения принимают не менее трехкратного размера наибольших перепускаемых кусков руды или породы.

14.9.14 Материальное отделение должно иметь сечение, достаточное для спуска и подъема, применяемого на очистных работах оборудования и крепежного материала.

14.9.15 В зависимости от технической оснащенности горных предприятий с учетом горногеологических условий применяют следующие способы проходки восстающих выработок: с отбойкой породы шпуровыми зарядами, с отбойкой породы скважинными зарядами; комбинированный метод; проходка восстающих бурением на все сечение.

Для крепления восстающих применяют дерево, металл, бетон, набрызгбетон и металлические штанги.

14.9.16 Для обеспечения, при необходимости, запасных выходов с подэтажных выработок (вспомогательных горизонтов) механическим подъемом предусматривают оборудование восстающих лифтовыми подъемниками, используемыми для доставки персонала и материалов.

14.9.17 Для спуска материалов на подэтажи (слои) очистного блока в них оборудуют восстающие с установкой на верхнем горизонте пневматической или электрической лебедки и системы блоков (шкивов).

14.9.18 Персонал спускается на подэтажи (слои) блока по вентиляционно-ходовым восстающим, обеспечивающим блоки запасными выходами и вентиляцией.

14.9.19 Выбор формы сечения и вида крепления нарезных выработок проводят по таким же критериям, как и для подготовительных выработок.

14.9.20 Удельный объем подготовительных и нарезных работ определяют как отношение объема подготовительных и нарезных работ в этаже или блоке к количеству извлекаемой руды в этаже или блоке.

14.10 Системы разработки месторождений

14.10.1 Выбор систем разработки производят на основании:

- горногеологических, горнотехнических условий разработки;

- возможности комплексной механизации работ, использования оборудования с дистанционным управлением;

- обеспечения безопасных условий труда и соблюдения требований санитарных норм и правил безопасности;

- опыта применения систем на месторождениях с аналогичными условиями наиболее подходящих вариантов.

Сравнение выбранных вариантов систем для последующего применения следует производить на основании их экономической эффективности.

На всех разведываемых, подготавливаемых к отработке и разрабатываемых месторождениях должны быть выполнены работы по выявлению склонности пород к горным ударам, газодинамическим и геодинамическим явлениям.

14.10.2 Камерно-столбовая система разработки месторождений

14.10.2.1 Условия применения камерно-столбовой системы разработки месторождений:

- мощность рудных тел — от 1,5 до 20 м;
- рудные тела горизонтальные, пологопадающие, слабонаклонные и наклонные;
- руды средней и выше средней устойчивости;
- вмещающие породы устойчивые и весьма устойчивые.

14.10.2.2 Высоту этажа для рудных тел с углом падения не более 45° принимают от 25 до 45 м.

14.10.2.3 При горизонтальном залегании, а также при слабонаклонном и наклонном падениях рудного тела в зависимости от расположения камер (по простиранию или падению рудного тела) и применяемого оборудования (переносного или самоходного) длину камер принимают от 30 до 300 м.

14.10.2.4 При отработке следует соблюдать соосность целиков и камер по восстанию.

При невозможности соблюдения соосности целиков и камер между ними должен быть оставлен ленточный целик.

14.10.2.5 Ширину камер принимают на основе результатов исследований и данных практики в зависимости от устойчивости непосредственной кровли.

14.10.2.6 Разработку мощных рудных тел принимают, как правило, без оставления целиков, используя твердеющие смеси для закладки выработанного пространства.

14.10.2.7 В первую очередь извлекают камерные запасы (первичные камеры).

Междукамерные целики (вторичные камеры) извлекают при заложенных камерах.

14.10.2.8 Состав закладочных смесей выбирают из условий, обеспечивающих устойчивость кровли и стенок при отработке смежных камер.

14.10.3 Система разработки подэтажными штреками (ортами)

14.10.3.1 Условия применения системы разработки подэтажными штреками (ортами):

- крутопадающие (свыше 45°) рудные тела любой мощности;
- мощные (свыше 20 м) рудные тела с любым углом падения;
- устойчивые руды и вмещающие породы.

14.10.3.2 Высоту этажа принимают:

- не менее 60 м для крутопадающих рудных тел, увеличивая ее до 100 м при благоприятных условиях залегания рудного тела и устойчивых вмещающих породах;
- в пределах от 40 до 60 м для наклоннопадающих рудных тел, а также крутопадающих рудных тел при значительных колебаниях угла падения.

14.10.3.3 Высоту подэтажа выбирают в зависимости от морфологии рудного тела, типа применяемого бурового оборудования; минимальную высоту подэтажа принимают равной от 10 до 12 м, увеличивая ее в благоприятных горнотехнических условиях до 20 м.

14.10.3.4 Для уменьшения потерь отбитой руды при отработке наклоннопадающих рудных тел следует предусматривать дополнительные рудоприемные выработки в лежачем боку, а также применять направленный отброс руды взрывом в рудоприемные выработки.

14.10.3.5 Доставку руды силой взрыва применяют при отработке мощных и средней мощности рудных тел, как правило, с выдержанными контактами лежачего и висячего боков.

14.10.3.6 Длину камер, при которой руда эффективно доставляется силой взрыва в рудоприемные воронки, принимают согласно таблице 14.10 и уточняют по данным практики.

Таблица 14.10

Условия для камер	Мощность рудных залежей, м	Длина камеры, м, при углах падения рудных залежей, град.		
		25—30	30—40	Св. 40
Недостаточно устойчивые вмещающие породы, допускающие ширину камер не более 18 м при применении зарядов диаметром не более 75 мм	3—5	12—18	18—25	25—35
	5—15	20—30	30—40	40—55
	Св. 15	25—35	35—60	60—75

Окончание таблицы 14.10

Условия для камер	Мощность рудных залежей, м	Длина камеры, м, при углах падения рудных залежей, град.		
		25—30	30—40	Св. 40
Устойчивые вмещающие породы, допускающие ширину камер от 25 до 50 м при применении зарядов диаметром от 90 до 150 мм	3—5	18—25	35—35	35—40
	5—15	25—35	35—55	55—70
	Св. 15	35—45	45—70	Св. 70

14.10.4 Этажно-камерная система разработки

14.10.4.1 Этажно-камерная система разработки характеризуется отбойкой руды в камерах зарядами глубоких скважин на всю высоту этажа при максимально возможных камерных запасах.

14.10.4.2 Условия применения этажно-камерной системы разработки:

- крутопадающие (св. 50°) рудные тела средней мощности (от 3 до 20 м);
- мощные (от 20 до 30 м) рудные тела с любым углом падения;
- руды и вмещающие породы устойчивые;
- бедные руды;
- отсутствует необходимость сохранения дневной поверхности.

14.10.4.3 Высоту этажа принимают:

- для крутопадающих рудных тел — не менее 60 м;
- наклоннопадающих рудных тел — в пределах от 30 до 60 м.

При разработке пологопадающих рудных тел высота этажа определена их мощностью.

14.10.4.4 Толщину потолочины при устойчивых рудах принимают от 10 до 12 м, весьма устойчивых — от 8 до 10 м. Для увеличения устойчивости потолочине придают, по возможности, сводообразную форму. При среднеустойчивых рудах толщину потолочины обосновывают геомеханическими расчетами.

14.10.5 Система с магазинированием руды

14.10.5.1 Высоту этажа и длину камер принимают не менее 40 м, ширину междукамерных целиков — не менее 6 м. Наиболее распространенная высота этажа составляет 60 м.

14.10.5.2 Вариант системы с магазинированием руды блоками

Условия применения: крутопадающие рудные тела мощностью от 2 до 2,5 м, позволяющие вести выемку руды блоками без оставления надштрековых и междумагазинных целиков.

14.10.5.3 Вариант системы с магазинированием руды короткими блоками

Условия применения: тонкие и маломощные крутопадающие рудные тела, залегающие в трещиноватых и склонных к вывалам вмещающих породах.

Блок по длине разбивают восстающими через интервал от 5 до 10 м на короткие участки (блоки), каждый из которых отрабатывают самостоятельно сплошным забоем по восстанию.

Опережение выемки в смежных коротких блоках принимают от 4 до 6 м.

14.10.5.4 Вариант системы с магазинированием и отбойкой руды из восстающих

Условия применения: крутопадающие рудные тела мощностью от 2 до 25 м с рудами средней устойчивости и устойчивыми вмещающими породами.

Расстояние между восстающими определено длиной шпуров или скважин.

Отбойку руды скважинами применяют при выдержанных элементах залегания или большой мощности рудного тела.

Допускается отбойка руды панелями без оставления междукамерных целиков.

14.10.5.5 Вариант системы со сплошным (непрерывным) магазинированием руды:

- условия применения — маломощные крутопадающие рудные тела при устойчивых рудах и вмещающих породах:
- отсутствие этажа на блоки;
- длину уступов принимают не менее 5 м;
- линию уступов поддерживают под углом от 25° до 30°;
- высоту уступов принимают в зависимости от средств механизации;
- при разработке бедных руд допустимо оставлять надштрековые целики толщиной от 2 до 3 м (в остальных случаях надштрековые целики не оставляют);
- толщину потолочины в зависимости от мощности рудного тела принимают равной от 3 до 4 м.

14.10.5.6 Вариант систем с магазинированием руды слоями

Условия применения: тонкие крутопадающие тела (не более 1,5 м) с невыдержанными элементами залегания и рудами, склонными к слеживанию, залегающие в недостаточно устойчивых вмещающих породах.

Выемку руды предусматривают полосами высотой от 4 до 6 м снизу вверх, с разделением полосы на слои от 1,3 до 1,5 м.

Отбитую руду магазинируют на настиле из накатника, уложенного на прогонах и распорной крепи.

14.10.6 Система разработки с закладкой выработанного пространства

14.10.6.1 Условия применения системы разработки с закладкой выработанного пространства: рудные тела любой мощности, с любым углом падения, руды и вмещающие породы неустойчивые, средней и выше средней устойчивости.

14.10.6.2 Высоту этажа принимают от 40 м, длину камер — до 60 м при скреперной доставке руды, от 60 до 300 м — в случае применения самоходного оборудования. Наиболее распространенная высота этажа составляет 60 м.

14.10.6.3 Для варианта системы разработки горизонтальными слоями с породной закладкой высоту отрабатываемого слоя, параметры блока необходимо принимать в зависимости от типа оборудования с учетом требований норм и правил [4], [5].

14.10.6.4 Вариант системы разработки горизонтальными слоями с закладкой боковыми породами от раздельной выемки

Условия применения:

- мощность рудного тела — от 0,3 до 0,5 м;
- угол падения — св. 30°;
- выдержанное залегание рудного тела;
- четкие контакты руды и вмещающих пород.

Перед отбойкой руды на закладку укладывают плотный настил из досок или инвентарных матов (дощатых, металлических, из старых конвейерных лент), а при особо ценной руде предусматривают торкретирование поверхности закладочного материала.

При выемке в первую очередь отбивают жильную массу, расстояние между шпурами по жиле принимают в пределах от 0,3 до 0,5 м, глубину шпуров — от 1 до 1,5 м.

Расстояние между шпурами по породе принимают в два раза больше, чем при отбойке жильной массы.

14.10.6.5 Вариант системы со слоевой выемкой руды заходками с последующей закладкой выработанного пространства твердеющими смесями характеризуется двумя направлениями очистной выемки — нисходящей и восходящей.

Условия применения: руда и вмещающие породы любой устойчивости, за исключением весьма неустойчивых и плывунов; высокоценные. Работы ведут одним или несколькими забоями.

Восходящую выемку руды в блоке предусматривают горизонтальными слоями при отработке крутопадающих тонких или средней мощности рудных тел с рудой от средней крепости до крепкой при неустойчивых боковых породах с непостоянными элементами залегания, а также наклонными слоями, которые целесообразно применять только при устойчивой руде и невозможно при слабых боковых породах, при геологических нарушениях.

Нисходящую выемку руды слоями принимают при отработке неустойчивых, сильно раздробленных и трещиноватых руд высокой ценности при любой устойчивости вмещающих пород.

14.10.6.6 Параметры блока и расстояние между восстающими принимают в зависимости от доставочного и транспортного оборудования (скреперные установки, самоходное оборудование, комбайновая выемка с конвейерным транспортом).

14.10.6.7 Необходимо предусматривать соответствие прочности временных рудных или искусственных целиков, обеспечивающих безопасную работу на откаточном горизонте.

При наклонных слоях доработку блока под потолочиной предусматривают горизонтальными слоями.

14.10.6.8 Перед закладкой выработанного пространства предусматривают полную зачистку почвы заходки (слоя) от просыпей горной массы, включая рудную мелочь, и мусора.

14.10.6.9 Для обеспечения заполнения слоевых выработок твердеющей смесью и, при необходимости, подбучивания закладки под кровлю выработкам придают уклон от закладочного восстающего под углом от 3° до 5°.

14.10.7 Условия применения системы разработки с распорной крепью:

- мощность рудного тела — от 0,5 до 3 м;
- угол падения — св. 30°;
- руды и вмещающие породы — средней устойчивости или неустойчивые.

Линию очистных забоев в блоке принимают потолкоуступной формы.

Расстояние между распорками по простиранию принимают в соответствии с таблицей 14.11.

Таблица 14.11

Ширина очистного пространства, см	Расстояние между распорками, см, при диаметре распорок, см	
	10	8
60—80	120	150
80—100	100	120
110—150	75	100
160—300	—	75

Доставку руды в очистном забое к выпускным люкам принимают при угле падения:

- свыше 55° — под собственным весом по почве забоя;
- от 45° до 55° — под собственным весом по решеткам из досок;
- менее 45° — путем скреперования.

Выпускные люки устанавливают на штреке через интервал от 3 до 6 м по всей длине очистного блока.

После отработки камеры проводят гидрозачистку выработанного пространства.

14.10.8 Система слоевого обрушения

14.10.8.1 Условия применения системы слоевого обрушения: крутопадающие рудные тела мощностью от 3 до 5 м, а также рудные тела мощностью свыше 5 м с любым углом падения при неустойчивых и средней устойчивости ценных рудах, легко разрушающихся при взрывных работах и залегающих в неустойчивых и средней устойчивости вмещающих породах.

Система может быть применена также в крепких и устойчивых вмещающих породах при наличии предохранительной подушки из обрушенной породы или при систематической принудительной посадке налегающих пород.

Систему применяют, если допускается обрушение дневной поверхности.

14.10.8.2 Высоту этажа принимают равной от 30 до 80 м. Меньшая высота этажа допустима при разработке наклоннозалегающих рудных тел.

14.10.8.3 При выемке руды горизонтальными заходками ширину заходок и высоту слоя принимают не более 3 м, длину заходок — не более 20 м.

14.10.8.4 При выемке руды лавами длину лав принимают от 7 до 40 м.

Большую длину лав принимают при условиях, исключающих прорыв мата: достаточное накопление мата над отрабатываемыми слоями и интенсивное продвижение лав, обеспечиваемое оптимальной организацией труда и производительной доставкой руды.

Высоту слоя принимают не более 3 м.

14.10.9 Система подэтажного обрушения

14.10.9.1 Условия применения системы подэтажного обрушения: крутопадающие рудные тела мощностью более 3 м, а также мощностью более 6 м с любым углом падения, неустойчивые и средней устойчивости руды, залегающие в неустойчивых и средней устойчивости вмещающих породах, легко обрушающихся вслед за выемкой руды.

Систему допустимо применять также в устойчивых и крепких рудах и вмещающих породах при условии создания искусственной подушки из обрушенных пород.

Систему применяют, если допускается обрушение дневной поверхности.

14.10.9.2 Систему допускается применять с разделяющими перекрытиями (гибкими, древесными) или без перекрытий.

Вариант с перекрытием применяют при отработке ценных руд.

14.10.9.3 Вариант системы с отбойкой вертикальных (или наклонных) слоев руды зарядами глубоких скважин в зажиме

Условия применения: крутопадающие рудные тела средней мощности, мощные и весьма мощные рудные тела с любым углом падения.

Руды средней и малой устойчивости, а также трещиноватые и слабоустойчивые.

Отработку блоков проводят последовательной отбойкой руды слоями в зажиме:

- на обрушенные породы с полным выпуском руды слоями на контакте с обрушенными породами;
- на контакте с ранее обрушенной рудой и дальнейшим выпуском замагазинированной руды с сохранением горизонтального контакта с налегающими породами; перед отбойкой очередного слоя проводят частичный (не более 30 %) выпуск.

Основные параметры:

- высота подэтажа — от 15 до 20 м;
- длина блока — от 40 до 60 м;
- толщина отбиваемых слоев — от 4 до 10 м;
- толщина выпускаемых слоев — от 5 до 15 м;
- угол наклона выпускаемых слоев — св. 70°;
- расстояние между выработками доставки — от 8 до 12 м;
- расстояние между дучками — от 4 до 5 м.

14.10.9.4 Вариант системы со шпуровой отбойкой руды

Условия применения: залежи с рудами малой и ниже средней крепости, не допускающими больших обнажений кровли выработанного пространства.

Применяют, в основном, для отработки целиков и днищ отработанных блоков и отдельных участков месторождений со сложными горнотехническими условиями.

При мощности рудных тел до 10 м панели располагают по простиранию; в более мощных — панели могут быть расположены как по простиранию, так и вкрест простирания.

Основные параметры:

- высота подэтажа — от 5 до 7 м;
- ширина панелей — от 5 до 8 м.

14.10.9.5 Вариант системы с послойной отбойкой и торцовым выпуском руды

Условия применения: крутопадающие рудные тела мощностью св. 5 м и пологозалегающие рудные тела мощностью более 10 м с устойчивыми рудами средней ценности.

Основные параметры:

- длина блока — от 50 до 60 м;
- ширина, равная мощности рудного тела или от 15 до 20 м при мощных и пологопадающих залежах;
- высота подэтажа — не более 30 м;
- расстояние между выработками от 5 до 6 м при высоте подэтажа 15 м и от 8 до 10 м при высоте подэтажа от 15 до 30 м.

Толщину отбиваемого слоя руды при ее выпуске $T_о$, м, вычисляют по следующим формулам:

- без оставления потолочины

$$T_о = [(0{,}16 \div 0{,}18)H]/K_р\,, \qquad (14.9)$$

- при оставлении потолочины:

$$T_о = [(0{,}18 \div 0{,}20)H]/K_р\,, \qquad (14.10)$$

где H — высота слоя, м;

$K_р$ — коэффициент разрыхления, принимаемый в зависимости от горногеологических условий, но не менее 1,2.

Угол наклона слоя руды — от 75° до 90°.

Значение отставания погашения временной потолочины (козырька) $l_к$, м, вычисляют по формуле

$$l_к = T_о(K_р - 1), \qquad (14.11)$$

где $T_о$ — толщина отбиваемого слоя руды, м;

$K_р$ — коэффициент разрыхления, принимаемый в зависимости от горногеологических условий, но не менее 1,2.

Отбойку руды проводят слоями с помощью скважин диаметром от 50 до 100 мм с короткозамедленным взрыванием рядов скважин и скважин в рядах.

Послойный выпуск руды осуществляют с применением самоходного оборудования или специальными питателями, работающими под завалом руды.

При торцевом выпуске руды следует предусматривать проведение специальных вентиляционных выработок и применение средств пылеподавления.

14.11 Условия применения самоходного оборудования на очистных и подготовительных работах

14.11.1 Состав комплексов самоходного бурового, погрузочно-доставочного и вспомогательного оборудования принимают с учетом размеров очистного забоя, кусковатости и физико-механических свойств руды, расстояния доставки и возможной по горнотехническим условиям производительности выемочных единиц (камер, блоков, слоев, столбов, панелей).

14.11.2 Машины, входящие в состав комплекса, должны соответствовать друг другу по габаритам и производительности.

14.11.3 В составе комплексов предусматривают машины как для основных, так и для вспомогательных работ.

14.11.4 При камерно-столбовой системе разработки применяют следующее оборудование для погрузки и доставки руды в зависимости от выемочной мощности:

- не более 3 м — малогабаритные самоходные погрузочно-доставочные машины;
- от 3 до 5,5 м — самоходные погрузочно-доставочные машины средней грузоподъемностью;
- свыше 5,5 м — погрузочно-доставочные машины большой грузоподъемностью.

14.11.5 При использовании систем разработки подэтажными штреками и этажно-камерных систем сечение погрузочных заездов и расстояние между ними принимают в зависимости от высоты этажа, физико-механических свойств руды и типа погрузочно-доставочной машины с различной грузоподъемностью.

14.11.6 При использовании систем подэтажного обрушения сечения буро-доставочных подэтажных выработок и расстояние между ними принимают в зависимости от физико-механических свойств руды и типа применяемого бурового и погрузочно-доставочного оборудования.

При этом они не должны отличаться от приведенных ниже условий:

- высота подэтажа — от 8 до 15 м;
- расположение штреков — в шахматном порядке;
- расстояние между подэтажными штреками — от 10 до 12 м;
- ширина целика между штреками — от 6 до 7 м;
- ширина штреков — до 5 м;
- высота штреков — до 3,5 м;
- линии наименьших сопротивлений скважин (диаметром не более 70 мм) — от 1,5 до 2,5 м.

14.11.7 При использовании систем разработки горизонтальными слоями с закладкой ширину забоя принимают в зависимости от физико-механических свойств руды, мощности рудного тела и типа применяемого оборудования.

14.11.8 Высота выемочного слоя должна соответствовать параметрам применяемого оборудования и требованиям правил [4] (должна быть не более 3,5 м с использованием кровлеоборочного инструмента и более 3,5 м с помощью специального механизированного оборудования или с использованием ВМ).

Прочность закладочного массива должна быть достаточной и определяться регламентом технологического производственного процесса по ведению закладочных работ согласно правилам [4].

14.11.9 К подэтажным выработкам и выемочным слоям предусматривают проходку наклонных съездов.

Угол наклона вспомогательных съездов принимают в пределах от 12° до 14°, а при транспортировании по ним руды — от 8° до 10°.

14.11.10 Длину доставки принимают с учетом производительности блока и типа погрузочно-доставочных машин согласно таблице 14.12.

Для электрических машин с кабельным подключением длина доставки ограничивается, в т. ч. допустимым расстоянием подключения.

Таблица 14.12

Вместимость ковша, $м^3$	Вместимость бункера, $м^3$	Тип привода	Длина доставки, м
Не более 0,2	Не более 1	Пневматический	50—100
Не более 0,5	Не более 2	Пневматический	150—200
Не более 1	Не более 5	Дизельный	300—500
1—2	—	Дизельный	200—300
3—4	—	Дизельный	300—400

14.11.11 Гранулометрический состав отбитой руды должен соответствовать параметрам и мощности погрузочно-доставочной машины.

Кондиционный кусок отбитой руды не должен превышать следующих размеров при вместимости ковша:

- от 1 до 1,5 м^3 — от 250 до 400 мм;
- от 2 до 3 м^3 — от 400 до 500 мм.

14.11.12 Погрузочно-доставочные машины должны быть обеспечены отбитой рудой не менее чем на смену работы.

14.11.13 Проходку нарезных и подготовительных выработок предусматривают, как правило, оборудованием, используемым на очистных работах.

14.12 Потери и разубоживание руды

14.12.1 Оптимальное значение потерь и разубоживание при проектировании разработки новых месторождений следует определять расчетами по различным видам систем разработки, по критериям суммарного снижения ущерба (последствий) от потерь на основании действующих методик.

14.12.2 На стадии технико-экономических обоснований допускается принимать потери и разубоживание руды ориентировочно на основе сопоставления с фактическими или проектными показателями разработки месторождений со сходными горно-геологическими и горнотехническими условиями.

14.13 Буровзрывные работы

14.13.1 Способ бурения шпуров и скважин, а также вид и тип бурового оборудования выбирают исходя из параметров отбойки и физико-механических свойств массива, руководствуясь данными, приведенными в таблице 14.13.

Таблица 14.13

Буровое оборудование	Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Глубина шнуров скважин и восстающих, м	Диаметр шнуров, скважин и восстающих, мм
Ручные перфораторы	До 20 включ.	До 4	30—55
Телескопные перфораторы	—	До 15	40—85
Колонковые перфораторы	—	До 25	40—85
Буровые каретки	—	До 4	40—65
Станки ударно-вращательного бурения с погружными пневмоударниками	—	До 80	85—160
Станки вращательно-ударного бурения	До 16	До 40	50—85
Станки шарошечного бурения	До 20	До 80	100—250
Комбайны для проходки восстающих методом бурения	До 16	До 400	До 3500

14.13.2 Производительность ручных и телескопных перфораторов за семичасовую смену при бурении шпуров коронками 43 мм, армированными твердыми сплавами — при давлении сжатого воздуха 0,6 МПа и глубине 1,5 м принимают по таблице 14.14.

14.13.3 При отклонении от вышеуказанных условий производительность перфоратора определяют с применением коэффициентов в зависимости:

- от давления сжатого воздуха по таблице 14.15;
- диаметра шпура по таблице 14.16;
- глубины шпура по таблице 14.17.

14.13.4 Эксплуатационную производительность телескопных перфораторов за семичасовую смену при глубине скважин не более 12 м и при давлении сжатого воздуха 0,6 МПа в зависимости от диаметра и крепости пород принимают по данным, приведенным в таблице 14.18.

14.13.5 Производительность колонковых перфораторов при глубине скважин не более 15 м, при диаметре 85 мм и давлении сжатого воздуха 0,6 МПа в зависимости от коэффициента крепости пород принимают по таблице 14.19.

Таблица 14.14

Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Производительность перфораторов, м						Применение
	ручных перфораторов				телескопных перфораторов		
	Легкий массой не более 18 кг и мощностью до 1,1 кВт (1,5 л.с.)	Средний массой от 18 до 24 кг и мощностью 1,03—1,62 кВт (1,4—2,2 л.с.)	Тяжелый массой 24 кг и мощностью 1,62—2,21 кВт (2.2/3 л.с.)	Тяжелый массой 24 кг и мощностью св. 2.2 кВт (3 л.с.)	Легкий массой не более 30 кг и мощностью 2,21 кВт (3 л.с.)	Средний массой не более 45 кг и мощностью св. 2,21 кВт (3 л.с.)	
18—20	18	—	27	30	24	27	Производительность легких ручных перфораторов по породам, коэффициент крепости которых более 12, дана для разделки негабарита
15—17	20	—	30	35	28	31	
13—14	24	—	35	42	31	37	
11—12	29	37	42	48	38	43	
9—10	33	43	48	57	43	49	
7—8	47	58	65	75	58	66	
4—6	54	69	77	86	69	78	
Менее 4	90	109	—	—	93	103	

Таблица 14.15 — Поправочные коэффициенты изменения производительности бурового оборудования в зависимости от давления сжатого воздуха

Давление сжатого воздуха, МПа	0,5	0,55	0,6	0,65	0,7	1,2	1,8
Коэффициент	0,8	0,9	1	1,1	1,25	2	3

Таблица 14.16 — Поправочные коэффициенты изменения производительности перфораторов в зависимости от диаметра шпуров

Диаметр шпура, мм	32	35	40	43	46	52
Коэффициент	1,5	1,25	1,1	1	0,9	0,8

Таблица 14.17 — Поправочные коэффициенты изменения производительности перфораторов в зависимости от глубины шпуров

Глубина шпура, м	1,5	2,5	4
Коэффициент	1	0,95	0,9

Таблица 14.18 — Эксплуатационная производительность телескопных перфораторов при бурении скважин, м

Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Значения эксплуатационной производительности телескопных перфораторов, м, при диметре скважины, мм				
	46	52	65	75	85
Более 18	24	16	14	11	9
15—18	28	22	18	15	12
13—14	31	28	22	19	16
11—12	36	33	27	22	19
9—10	42	38	32	26	22
7—8	52	51	43	36	31
4—6	70	57	49	42	36
Менее 4	87	73	68	60	54
Примечание — При глубине скважины до 6 м вводить поправочный коэффициент 1,25.					

Таблица 14.19 — Эксплуатационная производительность колонковых перфораторов при бурении скважин

Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Производительность за семичасовую смену, м
Более 18	6
15—18	7
13—14	9
11—12	11
9—10	13
7—8	19
4—6	23
Менее 4	35

14.13.6 При отклонении от вышеуказанных условий производительность перфораторов определяют с применением коэффициентов в зависимости:

- от давления сжатого воздуха по таблице 14.15;
- диаметра скважины по таблице 14.20;
- глубины скважины по таблице 14.21.

Таблица 14.20 — Поправочные коэффициенты изменения производительности колонковых перфораторов в зависимости от диаметра скважин

Диаметр скважины, мм	52	65	75	85
Коэффициент	2,2	1,6	1,25	1

Таблица 14.21 — Поправочные коэффициенты изменения производительности колонковых перфораторов в зависимости от глубины скважин

Глубина скважин, м	Не более 10	16	20	25
Коэффициент	1,2	1	0,8	0,7

14.13.7 Производительность станков ударно-вращательного бурения (с погружными пневмоударниками) при угле наклона скважин к горизонтали от (0 до ±45)°, и при давлении сжатого воздуха в забое 0,6 МПа в зависимости от коэффициента крепости пород принимают по данным, приведенным в таблице 14.22.

14.13.8 При угле наклона скважины к горизонтали от 45° до 90° и от минус 45° до минус 90° принимают коэффициент 0,8.

14.13.9 При давлении, отличающемся от вышеуказанного, коэффициент выбирают по данным, приведенным в таблице 14.15.

Таблица 14.22 — Эксплуатационная производительность буровых станков ударно-вращательного бурения

Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Производительность за семичасовую смену, м, при диаметре скважины, мм		
	105	125	160
19—20	4,5	3,4	2,3
15—18	11	8,2	5,5
13—14	17	12,5	8,5
11—12	20	15,9	10
9—10	27	20	13,5
7—8	40	30	20
4—6	64	47,5	32,5
Менее 4	88	65,5	45

14.13.10 Эксплуатационную производительность самоходных бурильных установок для бурения шпура, а также буровых станков шарошечного и вращательно-ударного бурения устанавливают исходя из технической производительности оборудования и времени «чистого» бурения в течение смены.

14.13.11 Количество работников для обслуживания перфораторов определяют следующим образом:

- при работе с ручными перфораторами — один человек;
- работе с телескопными и колонковыми перфораторами — один человек на один-два перфоратора.

14.13.12 Количество работников для обслуживания самоходных бурильных установок — один человек.

14.13.13 Количество работников, обслуживающих буровые станки, принимают из расчета на один станок:

- при вращательно-ударном и ударно-вращательном бурении — один человек;
- при шарошечном бурении — один человек.

14.13.14 Расход коронок диаметром 75, 105, 125, 160, 36—42 мм, армированных твердым сплавом, определен в таблице 14.23.

Таблица 14.23 — Расход буровых коронок на 1000 м скважин (шпуров)

Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Расход буровых коронок на 1000 м скважин (шпуров), шт, при диаметре коронки, мм				
	160	125	105	75	36—42
Менее 4	2	3	3	2	3
5—6	4	5	6	4	6
7—8	9	8	7	11	12
9—10	14	19	9	25	18
11—12	29	22	17	38	24
13—14	45	35	26	45	38
15—18	60	48	37	88	86
19—20	82	69	60	145	140
Примечание — При бурении в весьма абразивных рудах количество заточек уменьшают до 3 вместо 5 принятых при расчете, а расход коронок при этом увеличивают на 25 %.					

14.13.15 Расходы буровой стали марки 55С-2 по ГОСТ 14959 при перфораторном бурении определяют по таблице 14.24, а износостойкость штанг и погружных пневмоударников при бурении скважин устанавливают соответственно по таблицам 14.25 и 14.26.

Таблица 14.24 — Расход буровой стали на 1000 м шпуров (скважин)

Вид бурения	Расход буровой стали на 1000 м шпуров (скважин), кг, при коэффициенте крепости по ГОСТ 21153.1								
	3—4	4—6	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	16—18	18—20
Ручными перфораторами	32	45	61	87	124	168	222	266	342
Телескопными перфораторами	25	36	48	69	99	134	178	213	273
Примечание — Для других марок стали к нормам расхода применяют следующие коэффициенты: - при использовании стали У7 по ГОСТ 1435 — 1,4; - для стали марки 35ХГСА по ГОСТ 4543 — 0,385; - для других высоколегированных сталей — от 0,4 до 0,6.									

Таблица 14.25 — Стойкость буровых штанг

Коэффициент крепости пород по ГОСТ 21153.1	Значения показателя износостойкости буровых штанг, м, при диметре скважин, мм			
	50—60	70—80	105	160
4—8	240—290	75—90	300—360	120—150
8—12	190—240	60—75	240—300	100—120

Окончание таблицы 14.25

Коэффициент крепости пород по ГОСТ 21153.1	Значения показателя износостойкости буровых штанг, м, при диметре скважин, мм			
	50—60	70—80	105	160
12—16	130—190	40—60	160—240	65—100
16—20	30—130	15—40	100—160	40—65

Таблица 14.26 — Износостойкость погружных пневмоударников

Коэффициент крепости пород по ГОСТ 21153.1	Значения показателя износостойкости погружных пневмоударников, м, при диаметре скважин, мм		
	105	125	160
4—8	480—560	1300—1500	530—620
8—12	400—480	1000—1300	440—530
12—16	330—400	900—1000	360—440
16—20	250—300	670—900	275—360

14.13.16 Для ремонта инструментов, используемых для буровых работ, выделяют специальный участок рудника.

14.13.17 Тип ВВ для взрывания шпуров и скважинных зарядов выбирают в зависимости от физико-механических свойств горных пород, газового режима рудников и гидрогеологических условий отработки (проходки) в соответствии с нормативами, выбираемыми по перечню [20].

14.13.18 ВВ транспортируют специальным самоходным или рельсовым транспортом, оборудованным в соответствии с нормами и правилами [5].

ВВ допускается доставлять россыпью в бункерах транспортно-зарядных машин или и в специальных контейнерах, а также в заводской таре специальными прицепными или самоходными платформами.

При разовом объеме заряжания ВВ, превышающем объем бункера транспортно-зарядной машины, применяют специальные транспортные машины или прицепные платформы.

При использовании для взрывных работ гранулированных ВВ на основе аммиачной селитры их доставку с поверхности на рабочие горизонты можно проводить по трубопроводам.

14.13.19 Средства инициирования по безрельсовым выработкам следует транспортировать в специально оборудованных отсеках транспортно-зарядных или транспортных машин.

14.13.20 Для хранения, профилактического обслуживания и ремонта зарядных машин следует предусматривать специальные камеры (гаражи), обеспеченные освещением, вентиляцией, сжатым воздухом, электроэнергией и оборудованные подъемными механизмами, стеллажами для хранения зарядчиков, шлангов, насадок и инструмента.

14.13.21 Удельный расход ВВ на 1 $м^3$ горной массы в массиве в проходческих забоях с одной обнаженной плоскостью определяют по таблице 14.27.

14.13.22 Удельный расход ВВ в проходческих забоях с двумя и тремя плоскостями обнажения определяют по таблице 14.27 с коэффициентами 0,85 и 0,65 соответственно.

Следует вводить поправочный коэффициент, равный отношению работоспособности гранулита и работоспособности применяемого ВВ для детонита-М, скального аммонита — 1 и скального аммонита-3 — 0,9, для гранулита А-4 — 1,05, для нафталита — 1,25 и т. п.

Для действующих предприятий с учетом их опыта работы и горнотехнических условий удельный расход ВВ может быть уточнен.

Таблица 14.27

Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Удельный расход ВВ в проходческих забоях, кг/$м^3$, при площади сечения, $м^2$						
	Менее 4	4—5	6—8	8—10	10—12	12—16	16—20
2—3	1,7	1,6	1,5	1,1	0,9	0,7	0,6
4—6	2,3	2	1,96	1,6	1,3	1,2	1,1
7—9	2,9	2,7	2,5	2,1	1,9	1,7	1,6

Окончание таблицы 14.27

Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Удельный расход ВВ в проходческих забоях, кг/м^3, при площади сечения, м^2						
	Менее 4	4—5	6—8	8—10	10—12	12—16	16—20
10—12	3,6	3,3	3,1	2,8	2,5	2,2	2,1
13—15	4,5	3,9	3,6	3,4	3,0	2,8	2,6
16—18	5,3	4,5	4,2	3,9	3,6	3,3	3
19—20	5,8	5,1	4,7	4,4	4,1	3,8	3,5

14.13.23 Удельный расход ВВ в очистных забоях определяют по таблице 14.28.

Таблица 14.28

Размер кондиционного куска, мм	Выход негабарита, %	Удельный расход ВВ в очистных забоях, кг/м^3, при коэффициенте крепости по ГОСТ 21153.1							
		2—4	4—6	5—8	8—10	10—12	12—16	16—18	18—20
400	1	2,1	2,55	2,92	3,23	3,51	3,89	4,23	4,44
	2	1,65	1,98	2,23	2,46	2,65	2,93	3,15	3,3
	3	1,48	1,71	1,93	2,11	2,27	2,49	2,68	2,81
	4	1,34	1,56	1,74	1,9	2,04	2,23	2,4	2,51
	5	1,26	1,46	1,62	1,76	1,89	2,05	2,2	2,3
	6	1,2	1,38	1,53	1,66	1,77	1,92	2,07	2,15
	8	1,11	1,27	1,4	1,5	1,61	1,74	1,86	1,94
	10	1,05	1,2	1,31	1,41	1,5	1,62	1,73	1,79
	12	1,01	1,14	1,25	1,34	1,42	1,53	1,62	1,68
600	1	1,85	2,22	2,54	2,79	3,03	3,34	3,63	3,8
	2	1,48	1,74	1,95	2,15	2,31	2,54	2,73	2,86
	3	1,31	1,53	1,7	1,85	1,99	2,16	2,34	2,44
	4	1,21	1,4	1,56	1,68	1,8	1,95	2,1	2,18
	5	1,14	1,31	1,45	1,56	1,67	1,8	1,94	2,02
	6	1,09	1,25	1,37	1,48	1,57	1,7	1,62	1,89
	8	0,98	1,15	1,26	1,35	1,44	1,55	1,65	1,71
	10	0,95	1,09	1,19	1,27	1,35	1,45	1,53	1,59
	12	0,94	1,05	1,13	1,21	1,28	1,37	1,45	1,5
800	1	1,7	2,04	2,31	2,53	2,74	3,03	3,27	3,42
	2	1,37	1,61	1,8	1,96	2,11	2,31	2,49	2,6
	3	1,22	1,41	1,57	1,71	1,83	1,98	2,13	2,22
	4	1,14	1,3	1,44	1,55	1,66	1,8	1,92	2,0
	5	1,08	1,22	1,35	1,45	1,54	1,67	1,78	1,85
	6	1,03	1,17	1,28	1,37	1,46	1,57	1,67	1,74
	8	0,97	1,09	1,18	1,26	1,34	1,44	1,52	1,58
	10	0,93	1,03	1,12	1,19	1,26	1,35	1,42	1,47
	12	0,9	0,99	1,07	1,14	1,2	1,28	1,35	1,4

Окончание таблицы 14.28

Размер кондиционного куска, мм	Выход негабарита, %	Удельный расход ВВ в очистных забоях, кг/м^3, при коэффициенте крепости по ГОСТ 21153.1							
		2—4	4—6	5—8	8—10	10—12	12—16	16—18	18—20
1000	1	1,6	1,91	2,15	2,35	2,55	2,62	3,05	3,18
	2	1,3	1,51	1,69	1,84	1,97	2,15	2,31	2,4
	3	1,17	1,34	1,49	1,61	1,71	1,86	2	2,1
	4	1,1	1,24	1,36	1,47	1,56	1,69	1,8	1,87
	5	1,03	1,17	1,27	1,37	1,45	1,57	1,67	1,74
	6	0,99	1,08	1,22	1,3	1,38	1,48	1,58	1,64
	8	0,93	1,04	1,13	1,2	1,27	1,36	1,44	1,5
	10	0,9	0,99	1,07	1,14	1,19	1,28	1,35	1,4
	12	0,86	0,95	1,02	1,1	1,14	1,22	1,28	1,29
1200	1	1,53	1,82	2,04	2,24	2,42	2,66	2,87	3,0
	2	1,25	1,45	1,61	1,75	1,88	2,08	2,2	2,29
	3	1,13	1,29	1,42	1,53	1,64	1,77	1,9	1,97
	4	1,05	1,19	1,31	1,41	1,49	1,61	1,72	1,78
	5	1,00	1,12	1,23	1,32	1,4	1,5	1,6	1,65
	6	0,96	1,08	1,17	1,25	1,32	1,42	1,5	1,56
	8	0,91	1,0	1,09	1,16	1,22	1,31	1,38	1,43
	10	0,87	0,96	1,04	1,1	1,15	1,23	1,29	1,34
	12	0,84	0,93	0,99	1,05	1,1	1,17	1,23	1,27

14.13.24 Удельный расход ВВ на вторичное дробление определяют по таблице 14.29.

Таблица 14.29

Выход негабарита, %	Удельный расход ВВ на вторичное дробление, кг/м^3, при коэффициенте крепости по ГОСТ 21153.1						
	2—6	6—8	8—10	10—12	12—16	16—18	18—20
1	0,09	0,095	0,1	0,105	0,11	0,115	0,12
2	0,11	0,114	0,118	0,122	0,126	0,129	0,13
3	0,13	0,134	0,138	0,142	0,146	0,149	0,15
4	0,15	0,154	0,158	0,162	0,166	0,169	0,17
5	0,17	0,175	0,18	0,185	0,19	0,195	0,2
6	0,25	0,27	0,29	0,31	0,33	0,35	0,36
7	0,30	0,32	0,33	0,36	0,37	0,39	0,40
8	0,30	0,35	0,37	0,40	0,41	0,43	0,44
9	0,36	0,37	0,39	0,41	0,44	0,46	0,48
10	0,39	0,41	0,43	0,46	0,48	0,5	0,52
11	0,42	0,44	0,46	0,48	0,51	0,54	0,56
12	0,45	0,47	0,50	0,53	0,55	0,58	0,60

14.13.25 Количество ВВ на 1 м скважины принимают по таблице 14.30.

Таблица 14.30

Диаметр скважины, мм	Количество ВВ на 1 метр скважины, кг				
	гранулированного ВВ				патронированного ВВ
	при плотности заряжания 1 г/см^3	при плотности заряжания 1,1 г/см^3	при плотности заряжания 1,2 г/см^3	при плотности заряжания 1,3 г/см^3	
55	2,38	2,62	2,85	3,09	2,3
65	3,32	3,65	3,98	4,31	3,2
75	4,42	4,86	5,3	5,74	4
85	5,67	6,24	6,81	7,37	4,5
105	8,66	9,52	10,39	11,25	6,5
150	17,66	19,43	21,19	22,96	12,5

14.13.26 Относительную длину заряда в скважине определяют в зависимости от ее глубины по таблице 14.31.

Таблица 14.31 — Относительная длина заряда в скважине

Глубина скважины, м	Относительная длина заряда от глубины скважины, принимаемой за единицу
5	0,7
10	0,8
30 и более	0,9

14.13.27 Расход шпурометров на 1 м^3 горной массы в проходческих забоях с одной обнаженной плоскостью различного сечения при диаметре шпура 40 мм определяют по таблице 14.32.

Таблица 14.32

Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Расход шпурометров на 1 м^3 горной массы в массиве, м, при сечении выработки, м^2						
	Не менее 4	4—6	6—8	8—10	10—12	12—16	16—20
2—3	5,3	3,8	3,3	2,8	2,4	2,3	2
4—6	5,6	4,2	3,6	3,2	2,9	2,8	2,6
7—9	6,6	4,9	4,5	4	3,8	3,5	3,2
10—12	6,9	6,1	5,7	5,1	4,5	4,2	3,9
13—15	7,6	6,7	5,8	5,3	4,8	4,5	4,2
16—18	8,4	6,8	6	5,4	5	4,6	4,4
19—20	8,5	7,9	6,1	5,5	5,4	4,7	4,5

14.13.28 Расход магистрального провода для взрывных работ при проходке горных выработок различного сечения в зависимости от коэффициента крепости определяют по таблице 14.33.

Таблица 14.33

Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Расход магистрального провода на 1 м^3 горной массы в массиве, м, при сечении выработки, м^2						
	Не менее 4	4—6	6—8	8—10	10—12	12—16	16—20
2—3	3,9	2,3	2,1	1,6	1,3	1,1	0,9
4—6	3,9	2,8	2,1	1,6	1,3	1,1	0,9
7—9	4,6	4,8	3,6	2,8	2,3	1,7	1,4

Окончание таблицы 14.33

Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Расход магистрального провода на 1 м^3 горной массы в массиве, м, при сечении выработки, м^2						
	Не менее 4	4—6	6—8	8—10	10—12	12—16	16—20
10—12	4,6	4,8	3,6	2,8	2,3	1,7	1,4
13—15	4,6	4,8	3,6	2,8	2,3	1,7	1,4
16—18	8,2	7,1	5	3,9	3,2	2,3	1,8
19—20	8,2	7,1	5	3,9	3,2	2,3	1,8

14.13.29 Оборудование для механизированного заряжания шпуров и скважин следует выбирать в зависимости от принятой технологии буровзрывных работ, объема заряжания, схем комплексной механизации.

14.13.30 Для повышения безопасности труда рабочих и ресурсосбережения при производстве горных работ, а также для снижения количества вредных газов после взрыва необходимо внедрять инновационные технологии производства эмульсионных ВВ и неэлектрических средств инициирования, основанных на ударно-волновой трубке (волноводе).

14.14 Требования к безопасным условиям труда

14.14.1 При проектировании предприятий по добыче урановых руд предусматривают подразделение СКУТ и охраны окружающей среды.

14.14.2 СКУТ должна состоять из двух групп (отрядов) — группы контроля условий труда и группы контроля и охраны окружающей среды.

14.14.3 СКУТ проводит следующие работы:

- плановый контроль, осуществляемый регулярно в течение года;
- оперативный разовый контроль, выполняемый для уточнения отдельных результатов планового, регулярного контроля;
- научно-исследовательские и отчетно-информационные работы.

14.14.4 Состав работ СКУТ при проектировании следующий:

- инструментальные измерения непосредственно на стационарных пунктах наблюдения (на рабочих местах);
- отбор проб;
- аналитические работы в условиях стационарной лаборатории.

14.14.5 СКУТ осуществляет контроль за условиями труда на рабочих местах предприятия в целом, включая его наземные подразделения.

14.14.6 Задачами СКУТ являются:

- контроль над степенью загрязненности рабочих мест, оценка условий работы каждого сотрудника предприятия, выяснение санитарно-гигиенической обстановки на предприятии;
- участие в разработке мероприятий по улучшению условий труда, санитарно-гигиенической обстановки на рабочих местах и в целом по предприятию.

14.14.7 При проектировании зданий и сооружений горнорудных предприятий следует предусматривать мероприятия по борьбе с шумом ГВУ и вентиляционных систем.

14.14.8 Для борьбы с шумом вентиляционных систем предусматривают:

- выбор вентиляторов, работающих в данной установке при максимальном КПД и допустимых окружных скоростях;
- виброизолирующие основания под вентиляторы;
- присоединение воздуховодов к вентиляторам с помощью эластичных вставок;
- размещение вентиляционного оборудования в отдельных помещениях со звукоизоляцией.

14.14.9 Уровень шума ГВУ и вентиляционных систем рассчитывают в соответствии с требованиями СП 51.13330.

В тех случаях, когда шум превышает допустимые нормы уровня звукового давления и уровня звука, предусматривают установку глушителей.

14.15 Хозяйство взрывчатых материалов

14.15.1 Для ведения взрывных работ на предприятиях по добыче урановых руд отрасли предусматривают специальное хозяйство ВМ, которое включает:

- базисный склад ВМ на поверхности;
- перегрузочную рампу на железной дороге;
- механизированный пункт подготовки ВМ;
- перегрузочный пункт ВМ на руднике;
- средства механизации доставки ВМ;
- подземный расходный склад ВМ ячейкового или камерного типа;
- раздаточные камеры ВМ;
- подземные пункты технического обслуживания зарядной техники и отстоя вагонов с гранулированными ВВ (для массовых взрывов).

14.15.2 Пункт перегрузки ВВ на промплощадке рудника оборудуют грузоподъемным устройством во взрывобезопасном исполнении и располагают на расстоянии не менее 100 м от производственных помещений.

14.15.3 Раздаточные камеры ВМ располагают на промежуточных горизонтах и на участках производства взрывных работ, удаленных от расходных складов.

14.15.4 Подземные пункты для технического обслуживания зарядных машин и отстоя вагонов с гранулированными ВВ располагают на основных горизонтах, соответственно вблизи и в блоке с расходным складом ВМ.

14.15.5 Режим работы базисного склада по приему ВМ определяют исходя из конкретных условий поставки ВМ.

Выдачу ВМ с базисного склада проводят в одну смену.

14.15.6 Режимы работы подземного расходного склада и раздаточных камер ВМ определяют с учетом организации работы основного производства, а пункта для технического обслуживания зарядных машин — работы в одну смену.

14.16 Отвальное хозяйство

14.16.1 Все проектируемые отвалы должны иметь плоскую или комбинированную форму.

14.16.2 Для близкорасположенных рудников следует применять централизованные плоские отвалы, которые эффективны при доставке:

- по железной дороге — в радиусе от 10 до 15 км;
- подвесной канатной дорогой — от 3 до 15 км;
- автотранспортом — от 2,5 до 3 км.

14.16.3 При производительности комплекса: от 130 до 150 т/ч эффективен автотранспорт; от 150 до 300 т/ч применяют подвесную канатную дорогу; от 300 до 350 т/ч используют ленточные конвейеры.

14.16.4 При выборе вида отвала по способу компоновки необходимо учитывать рельеф местности.

14.16 5 При наличии балок целесообразен гидроотвал с гидротранспортом к отвалу.

14.16.6 Для тех районов, где необходимо транспортировать породу на большое расстояние, применяют железнодорожный транспорт.

14.16.7 Высоту породных отвалов, углы откоса и призмы обрушения, скорость продвижения фронта отвалообразования устанавливают в зависимости от физико-механических свойств пород отвала и его основания, способа отвалообразования и рельефа местности.

При сложных инженерно-геологических и гидрогеологических условиях основания отвалов, при неблагоприятных условиях района, а также при отсыпке пылеватых, текучих и плывунных грунтов параметры отвалов: высота уступов, количество ярусов, ширина берм между ярусами, углы откосов, определяют по результатам исследований и на основании расчетов, выполненных специализированными организациями.

Примечание — В настоящем стандарте под специализированной организацией понимается организация, основные направления деятельности которой — создание и развитие научной основы и практических методов, направленных на решение определенной задачи, и которая располагает научными кадрами, соответствующим оборудованием и программным обеспечением.

14.16.8 Расположение отвала на промышленной площадке рудника определяют в зависимости от местных условий.

14.16.9 Удаление от зданий общего назначения должно быть не менее 500 м; промышленных, не связанных с эксплуатацией отвала, — не менее 200 м; для сооружений, не связанных с постоянным пребыванием людей (трубопроводов, шоссейных и железных дорог), — не менее 100 м.

14.16.10 Содержание вредных веществ в воздухе рабочей зоны и на рабочих местах отвалов не должно превышать ПДК, установленных санитарно-эпидемиологическими правилами и нормативами [21].

14.16.11 Для снижения пылевыделения при транспортировании и разгрузке породы в отвал, а также на отвальных дорогах и проездах необходимо предусматривать предварительное увлажнение породы перед ее погрузкой на транспортные средства, и орошение дорог и мест разгрузки водой из специальных поливочных систем или поливочными машинами, периодичность орошения и расход воды устанавливают в зависимости от климатических условий района месторождения и физико-механических свойств пород.

14.16.12 Объем и конструкцию приемного породного бункера определяют в зависимости от производительности рудника и внешних транспортных средств.

14.16.13 Коэффициент неравномерности выдачи породы принимают равным от 1,5 до 2,0.

14.16.14 При проектировании рудников предусматривают использование отвальных пород для строительства в качестве инертных для приготовления твердеющей закладки и рекультивации земель.

14.17 Противопожарная защита подземных горных выработок

14.17.1 При проектировании новых и реконструкции действующих рудников должен быть разработан регламент технологического производственного процесса, содержащий в себе мероприятия по обеспечению пожарной безопасности, согласно правилам безопасности [4].

14.17.2 Управление противопожарными лядами и оросителями стволов, подающих свежую струю воздуха, должно быть предусмотрено из двух независимых мест (точек) — непосредственно у копра и из помещений (пунктов), имеющих отдельный вход снаружи копра.

14.17.3 Расчет противопожарного водоснабжения проводят исходя из условий тушения одного пожара в шахте.

14.17.4 Расчетную минимальную продолжительность непрерывной подачи воды для тушения пожара принимают равной не менее 3 ч.

14.17.5 Предусматривают сооружение на поверхности резервуаров воды для целей пожаротушения.

14.17.6 Все вертикальные стволы и шурфы должны быть оборудованы в устье кольцевыми трубопроводами, соединенными с внешним противопожарным водопроводом, и снабжены специальными водоразбрызгивателями для тушения пожара в стволе.

При этом давление воды принимают не менее 0,4 МПа.

14.17.7 Расход воды на завесу в устьях стволов (шурфов), закрепленных негорючей крепью, принимают не менее 2 $м^3$/ч на 1 $м^2$ поперечного сечения, при креплении горючей крепью — не менее 6 $м^3$/ч.

14.17.8 Магистральный противопожарный трубопровод, прокладываемый по горизонтальным (наклонным) выработкам, рассчитывают по суммарному расходу воды, необходимой: на устройство водяной завесы для преграждения распространения подземного пожара, на непосредственное тушение пожара цельной струей из одного пожарного ствола (расход воды на один ствол — 30 $м^3$/ч) и на технологические нужды (половина расчетного расхода).

14.17.9 Расход воды на устройство водяной завесы в горизонтальных (наклонных) горных выработках, закрепленных деревянной крепью, определяют в зависимости от поперечного сечения выработки и скорости вентиляционной струи (см. таблицу 14.34).

Таблица 14.34

Скорость движения воздуха, м/с	1	2	3	4	5
Расход воды на 1 $м^2$ сечения, $м^3$/ч	5,0	5,5	6,3	7,1	8,0

14.17.10 Выработки, скорость воздушного потока в которых более 8 м/с, должны быть закреплены несгораемой крепью, при этом расход воды на устройство водяной завесы принимают не менее 3 $м^3$/ч на 1 $м^2$ поперечного сечения.

14.17.11 На главных вентиляционных выработках с исходящей струей предусмотрены водяные завесы, управляемые дистанционно.

14.17.12 Для снижения избыточного напора в магистральных трубопроводах не выше 1 МПа необходимо предусматривать редуцирующие устройства.

14.17.13 При гидростатическом давлении в сети водопровода свыше 3 МПа предусматривают разгрузочные емкости вместимостью не менее 30 м^3 или другие буферные устройства.

14.17.14 На всех горизонтах вблизи околоствольных дворов в выработках с входящей струей и устьев штолен должны быть установлены сдвоенные противопожарные двери.

14.17.15 Двери должны закрываться по ходу вентиляционной струи.

14.17.16 Расстояние между дверями должно быть не более 10 м. Зона между дверями и по обе стороны от них на расстоянии 5 м должна быть закреплена несгораемой крепью.

14.17.17 Противопожарные двери в открытом (нормальном) положении не должны мешать работе подземного транспорта или сужать нормированный проход для людей.

14.17.18 Металлические противопожарные двери устанавливают во всех подземных камерах, имеющих повышенную пожарную опасность (камеры с электрооборудованием, электродепо, склады топлива, склады ВВ, гаражи, камеры для промывки и чистки бурильных молотков).

14.17.19 Противопожарные двери должны устанавливаться на каждом выходе из камеры на расстоянии не более 3 м от сопряжения ходка камеры с прилегающей выработкой, открываться наружу и иметь запоры.

Если последнее условие невыполнимо, двери должны быть снабжены автоматическим устройством для аварийного закрывания.

14.17.20 Противопожарные двери в камерах должны иметь вентиляционные окна с лядами и запорные устройства.

14.17.21 Ширина противопожарных дверей и проемов противопожарных перемычек должна обеспечивать зазоры с обеих сторон не менее 0,5 м между дверными проемами перемычек и наиболее выступающими частями подвижных рельсовых средств, самоходного (нерельсового) оборудования с ДВС.

14.17.22 При наличии в противопожарных перемычках специальных дверей для прохода людей шириной не менее 0,7 м зазор между наиболее выступающими частями указанных подвижных рельсовых средств, самоходного (нерельсового) оборудования и дверными проемами перемычек со стороны прохода для людей может быть уменьшен до 0,2 м.

14.17.23 Для хранения противопожарных материалов, оборудования и приспособлений на шахтах должны быть организованы подземные склады на каждом действующем горизонте на свежей струе воздуха в специальных камерах или заездах, закрепленных несгораемой крепью и оборудованных рельсовыми подъездными путями (при наличии рельсовой откатки).

14.17.24 Каждый подземный склад должен быть укомплектован материалами и средствами первичного пожаротушения, перечисленными в таблице 14.35.

14.17.25 В подземных выработках для борьбы с пожарами и рудничной пылью следует проектировать объединенный пожарно-оросительный водопровод.

Таблица 14.35

Оборудование, инструменты и материалы	Требуемое наличие в каждом подземном складе
Пожарные рукава (шланги резиновые), м	100
Пожарные стволы, шт.	2
Ломы, шт.	2
Кайла, шт.	2
Породные лопаты, шт.	4
Поперечные пилы, шт.	2
Топоры, шт.	2
Железные ведра, шт.	5
Носилки рабочие, шт.	2
Гвозди от 100 до 150 мм, кг	10
Бетониты или облегченные блоки размером 25 × 25 × 50 см, шт.	600
Песок, м^3	3

Окончание таблицы 14.35

Оборудование, инструменты и материалы	Требуемое наличие в каждом подземном складе
Глина, $м^3$	3
Пеногенератор с пеносмесителем, шт.	1
Пенообразователь, т	1

14.17.26 Подача воды в шахту должна быть предусмотрена по двум независимым трубопроводам, проложенным, как правило, по разным воздухоподающим стволам и закольцованным между собой на рабочих горизонтах.

14.17.27 Пожарно-оросительный водопровод должен быть оборудован однотипными пожарными кранами, которые должны быть размещены:

- в выработках с ленточными конвейерами через каждые 50 м (дополнительно по обе стороны приводной головки конвейера на расстоянии 10 м от нее установлены два пожарных крана, рядом с которыми находятся ящики с рукавами длиной 20 м и пожарными стволами);
- у всех камер на расстоянии 10 м от ходка в камеру со стороны поступающей струи воздуха (рядом с пожарным краном установлен ящик с рукавом длиной 20 м и пожарным стволом);
- у каждого ходка в склад ВМ на расстоянии 10 м со стороны поступающей струи воздуха (рядом с пожарными кранами устанавливаются ящики с рукавами длиной 20 м и пожарными стволами; у пересечений и ответвлений подземных выработок; в горизонтальных выработках, не имеющих пересечений и ответвлений, а также в наклонных стволах и штольнях — через 200 м);
- в наклонных выработках, не имеющих пересечений и ответвлений, — через каждые 100 м;
- в околоствольных дворах, при отсутствии камер через каждые 100 м; с каждой стороны шахтного ствола у его сопряжения с околоствольным двором (рядом с пожарным краном установлен ящик с пожарным рукавом длиной 20 м и пожарным стволом);
- в тупиковых выработках длиной более 50 м, закрепленных сгораемой крепью, — через каждые 50 м (в устье выработки у пожарного крана установлен ящик с двумя рукавами длиной по 20 м и пожарным стволом).

Необходимость установки и количества пожарных кранов в подэтажных выработках определяют с учетом пожарной опасности участка.

14.17.28 Пожарные краны располагают на высоте не более 1,8 м от почвы выработки в местах, удобных для их обслуживания.

14.17.29 Трубопроводы следует располагать со стороны прохода для людей на кронштейнах, подвесках или опорах, изготовленных из негорючих материалов.

14.17.30 Зазор между трубопроводом и крепью должен быть не менее 100 мм.

При наличии параллельных трубопроводов расстояние между ними должно обеспечивать возможность монтажа и демонтажа труб и запорной арматуры.

15 Проветривание рудников

15.1 Общие положения

15.1.1 Нормы проектирования включают в себя методы расчета воздухопотребности по следующим факторам: радоновыделению, пыли, газообразным продуктам взрывных работ, вредным компонентам выхлопных газов от применяемого оборудования с ДВС, по наибольшему количеству работников, занятых одновременно на подземных работах и по минимальной скорости движения воздуха в действующих горных выработках, а также при проходке тупиковых, в т. ч. протяженных.

15.1.2 Проектирование вентиляции подземного рудника (шахты) осуществляют в следующем порядке:

- определение схемы и способа проветривания рудника (шахты) с учетом схемы вскрытия и планов горизонтов;
- расчет расхода общешахтного количества воздуха;
- распределение воздуха в общешахтной сети и проверка сечений выработок по допустимым скоростям его движения;

- решение вопросов, связанных с проветриванием выработок при их проходке;
- расчет депрессии рудника (шахты);
- выбор вентилятора главного проветривания.

Проектирование вентиляции следует осуществлять в увязке с проектированием основных технологических процессов. При этом возможно уточнение ранее рассчитанных параметров, как вентиляционных, так и технологических.

15.1.3 При проектировании вентиляции шахты (рудника) необходимо соблюдать правила безопасности, руководствоваться сведениями о выделении радона, а для действующих рудников — материалами депрессионных съемок.

15.1.4 Проектирование вентиляции шахты (рудника) проводят с учетом обеспечения нормального проветривания горных выработок в период максимального развития работ на горизонте (руднике).

15.1.5 При выборе схемы вентиляции необходимо соблюдать следующие требования:

- схема вентиляции должна обеспечивать подачу к местам потребления необходимого количества воздуха;
- сопротивление вентиляционной сети должно быть минимальным, что обеспечит минимальную депрессию шахты;
- схема вентиляции должна предусматривать минимум утечек воздуха;
- схема должна обеспечить такое естественное распределение воздуха, которое сводило бы к минимуму необходимость в искусственном регулировании;
- вентиляционная схема должна обеспечивать мягкость реверсирования струи, благоприятные условия труда, спасение людей при авариях и быть экономичной.

15.1.6 Проект проветривания шахты (рудника) разрабатывают на весь срок ее существования с учетом периода максимального развития горных работ.

15.1.7 Проектирование проветривания горизонтов, отдельных блоков и забоев горнокапитальных, подготовительных и других выработок в период эксплуатации проводят на основе планов добычных и проходческих работ, а также локальных проектов блоков.

15.1.8 При проектировании вентиляции шахт со сложной сетью горных выработок расчет выполняют с учетом оптимизации параметров сети и сокращения энергетических затрат.

15.1.9 Для постоянного контроля углекислого газа в рудничной атмосфере предусматривают серийно выпускаемые приборы со световой и звуковой сигнализацией при опасном уровне концентрации.

15.1.10 Необходимость регулирования теплового режима на рудниках (шахтах) устанавливают в зависимости от конкретных горнотехнических условий разработки месторождений.

15.1.11 При проектировании охлаждения воздуха в рудниках (шахтах) в тепловых расчетах сети горных выработок следует учитывать теплоотдачу оборудования и твердеющей закладки.

15.1.12 Температура воздуха в забоях подготовительных и очистных выработок и на рабочих местах с постоянным присутствием персонала не должна превышать 26 °С.

При температуре воздуха свыше 26 °С необходимо предусматривать охлаждение воздуха.

15.1.13 В проекте формируют специальный раздел, предусматривающий проведение мероприятий по борьбе с пылью.

15.1.14 В погрузочных и разгрузочных камерах следует устанавливать оросители, сблокированные с лядами, перекрывающими рудоспуски.

15.1.15 Для пылеподавления на шахтных автодорогах в горных выработках предусматривают:

- поверхностную обработку покрытия автодорог вяжущими материалами;
- обработку покрытий дорог специальными составами;
- поливку почвы и стенок выработки водой.

15.2 Определение схемы и способа проветривания рудника (шахты) с учетом схемы вскрытия и планов горизонтов

15.2.1 Для вентиляции рудников применяют фланговую (диагональную) или центральную схемы проветривания, а также комбинированные, включающие в себя элементы первых двух. Выбор схемы проветривания определяют в соответствии со схемой вскрытия месторождения и обосновывают проектом. При выборе схемы проветривания следует учитывать требования радиационной безопасности горных работ.

15.2.2 Общешахтное проветривание подземных выработок рудников, опасных по РОФ, следует осуществлять нагнетательным способом.

Проветривание рудных тупиковых выработок (забоев) должно быть осуществлено нагнетательным способом посредством непрерывно работающих ВМП.

15.2.3 При проектировании новых горнодобывающих предприятий запрещается располагать подъемные установки для выдачи руды и породы в стволах шахт, подающих свежую струю воздуха.

В случае невозможности соблюдения указанных выше требований в период до завершения строительства рудника по согласованию с органами государственного санитарного-эпидемиологического надзора допускается расположение подъемов для выдачи породы в стволах шахт, подающих свежую струю воздуха.

15.2.4 Для подачи свежей струи воздуха в рудник, на горизонты, к очистным блокам и рабочим местам выполняют вскрытие и подготовку месторождения полевыми выработками, обладающими минимальным эманированием.

15.2.5 При одновременной отработке двух или нескольких этажей проветривание каждого этажа следует осуществлять обособленной свежей струей воздуха, для чего предусматривают порядок отработки блоков в этаже в направлении от воздуховыдающего (вентиляционного) ствола к воздухоподающему, т. е. в направлении, противоположном движению общешахтной вентиляционной струи воздуха.

15.2.6 На шахтах с годовой производительностью более 1 млн т руды в год предусматривают специальные коллекторные выработки (сборочные вентиляционные штреки), при меньшей производительности необходимость сборочных штреков обосновывают проектом.

15.2.7 При проектировании рудников с большим выделением радона предусматривают выдачу загрязненного воздуха на специальные коллекторные выработки (сборочные вентиляционные штреки).

Исходящие потоки загрязненного воздуха необходимо направлять из коллекторных выработок к специальным вентиляционным стволам.

15.2.8 При выдаче загрязненного воздуха по стволам, выдающим горную массу, необходимо предусматривать мероприятия по сохранению нормальных санитарно-гигиенических условий в околоствольных дворах и в надшахтных зданиях.

15.2.9 Проветривание очистных блоков с высоким выделением радона должно быть осуществлено по специальному проекту, согласованному с санитарно-эпидемиологической станцией.

15.2.10 На вентиляционных стволах, через которые предусматривают выдачу исходящей струи воздуха, требуется сооружать отводящие вентиляционные каналы, на которых устанавливают отсасывающие вентиляторы с диффузорами с целью отвода грязного воздуха от надшахтных зданий и устьев стволов и подсоса в них свежей струи воздуха.

Работа таких вентиляторных установок практически не влияет на общешахтную вентиляционную сеть. В качестве отсасывающих вентиляторов применяют в т. ч. вентиляторы для градирен.

15.2.11 При массовых взрывах предусматривают локализацию распространения газообразных продуктов.

15.2.12 При подготовке новых горизонтов загрязненный воздух от проветривания проходческих забоев должен поступать непосредственно на вентиляционный горизонт, минуя рабочий, или на выработки с исходящей струей воздуха.

15.2.13 Для выдачи загрязненного воздуха с подготовительных горизонтов используют выработки, предусмотренные для различных нужд эксплуатации.

15.2.14 При проектировании новых рудников необходимо разрабатывать схему воздухораспределения на период полного развития рудника и на каждую очередь строительства (включая пусковой комплекс).

15.2.15 При проектировании для действующих рудников необходимо оптимизировать и усовершенствовать действующую схему проветривания горных работ.

15.2.16 При расчетах проветривания определяют общую воздухопотребность рудника с учетом всех потребителей свежего воздуха, а также уточняющих коэффициентов.

15.2.17 Воздух, поступающий в подземные горные выработки, должен иметь температуру не ниже 2 °С.

Температуру воздуха, поступающего в подземные горные выработки шахт, отрабатывающих месторождения полезных ископаемых, расположенных в зонах многолетней мерзлоты, устанавливают на основании проектной документации на разработку месторождения.

15.3 Требования к расчету расхода общешахтного количества воздуха

15.3.1 При определении необходимого количества воздуха для проветривания шахт (рудников) необходимо учитывать все выработки, в которых происходит загрязнение воздуха (горнокапитальные, подготовительные, нарезные, буровые, доставочные, камеры дробления, бункеры, склады ВМ, уклоны, скиповые стволы), а также в которых отсутствует непосредственный выход на исходящую струю (ходовые восстающие, запасные выходы).

15.3.2 Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания рудника, проводят по превалирующему фактору, а также из условия использования находящегося на руднике бурового и погрузочно-доставочного оборудования на очистной выемке и в проходческих работах, с учетом проветривания выработок для транспорта горнорудной массы и закладки, обособленного проветривания камер служебного назначения.

15.3.3 Воздухопотребность рудника определяют по следующим факторам:

- по наибольшему количеству работников, занятых одновременно на подземных работах;
- образованию пыли при бурении и погрузке горной массы;
- пыли, образующейся при производстве взрывных работ;
- ядовитым газам, образующимся при производстве взрывных работ;
- вредным компонентам выхлопных газов, выделяющихся при работе машин с ДВС;
- минимальной скорости движения воздуха по выработке;
- РОФ.

15.3.4 Расчет количества свежего воздуха следует проводить позабойно с последующим суммированием воздухопотребности отдельных забоев, действующих выработок, блоков, участков, панелей, пластов, общешахтных камер служебного назначения и с введением обоснованных коэффициентов запаса.

В результате окончательную величину воздухопотребности отдельных горных выработок и рудника в целом принимают по наибольшему количеству воздуха, полученного из расчетов по вышеуказанным факторам.

15.3.5 Уклоны (наклонные съезды), по которым осуществляется постоянное движение машин с ДВС, проветривают обособленной струей воздуха.

15.3.6 В расчет принимают как действующие, так и резервные забои. Количество резервных забоев определяют по условиям обеспечения стабильной работы шахты (рудника). Количество резервных забоев принимают в количестве от 20 % до 30 % от числа действующих забоев.

15.4 Основные нормативные данные

15.4.1 Содержание вредных примесей в рудничном воздухе

15.4.1.1 Воздух в действующих подземных выработках не должен содержать ядовитых газов (паров) больше ПДК, приведенной в правилах [4] (пункт 151).

При одновременном присутствии в воздухе нескольких ядовитых газов расчеты следует вести по условному оксиду углерода, причем 1 л окислов азота принимают эквивалентным 6,5 л оксида углерода, 1 л сернистого ангидрида — 2,5 л оксида углерода и 1 л сероводорода — 2,5 л оксида углерода.

15.4.1.2 Содержание углекислого газа в рудничном воздухе не должно превышать на рабочих местах 0,5 %; в выработках с общей исходящей струей шахты — 0,75 %, а при проведении и восстановлении выработок по завалу — 1 %.

15.4.1.3 Запыленность воздуха, подаваемого в шахту и на рабочие места, не должна превышать 30 % от установленной санитарной нормы.

Концентрация пыли на рабочих местах не должна превышать значений, приведенных в таблице 15.1.

Таблица 15.1

Пыль	Предельно допустимая концентрация, мг/м^3
Пыль, содержащая более 70 % свободного SiO_2 в ее кристаллической модификации (кварц, кристаболит, тридимит, конденсат SiO_2)	1
Пыль, содержащая более 10 % (до 70 %) свободного SiO_2	2
Пыль гранита	2
Асбестовая пыль и пыль смешанная, содержащая более 10 % асбеста	2
Пыль стеклянного и минерального волокон	3
Пыль других силикатов (тальк, оливин), содержащая менее 10 % свободного SiO_2	4
Пыль слюды сырца (с примесью свободного SiO_2 до 28 %)	2

Окончание таблицы 15.1

Пыль	Предельно допустимая концентрация, мг/м^3
Пыль слюды (флагопит, мусковит)	4
Пыль барита, апатита, фосфорита, цемента, содержащая менее 10 % SiO_2	5
Пыль цемента, глин, минералов и их смесей, не содержащих свободного SiO_2	6
Пыль угольная и угольно-породная, содержащая более 10 % свободного SiO_2	2
Пыль угольная, содержащая до 10 % свободного SiO_2	4
Пыль угольная, не содержащая свободного SiO_2	10
Пыль оксидов железа, содержащая менее 10 % свободного SiO_2 и менее 6 % оксидов марганца	4
Пыль оксидов железа, содержащая менее 10 % общей SiO_2, от 1,5 % до 3 % оксидов марганца и до 10 % других оксидов металлов	6
Марганец (в пересчете на SiO_2)	0,3
Прочие виды минеральной и растительной пыли, не содержащей SiO_2 и примесей токсических веществ	10

15.4.2 При ведении горных работ и переработке полезных ископаемых содержание кислорода в воздухе выработок, в которых находятся или могут находиться люди, должно составлять не менее 20 % (по объему).

15.4.3 Нормативы расхода и скорости движения в воздухе

15.4.3.1 Количество воздуха, рассчитываемое по числу людей, должно быть не менее 6 м^3/мин на каждого человека, считая по наибольшему числу одновременно работающих в смене.

15.4.3.2 При производстве взрывных работ расход воздуха, подаваемого в каждый забой горно-подготовительных, капитальных или нарезных выработок, в котором проводят взрывные работы, должно быть таким, чтобы перед допуском рабочих в указанный забой образовавшиеся при взрывании ядовитые газы были разжижены не менее чем до 0,008 % по объему (при пересчете на условный оксид углерода) за время не более 30 мин.

15.4.3.3 Минимальную скорость движения воздуха в горных выработках V_{min}, м/с, вычисляют по формуле

$$V_{min} = 0{,}1\ P/S. \qquad (15.1)$$

15.4.3.4 Максимальная скорость движения воздуха не должна превышать значений, приведенных в правилах [4] (пункт 152).

15.4.3.5 Расход воздуха для проветривания забоев при проходке не должен превышать 70 % количества воздуха, проходящего по выработке, из которой забирается свежий воздух (во избежание рециркуляции).

15.5 Интенсивность газо- и пылеобразования

15.5.1 По фактору выделения углекислого, ядовитых и взрывоопасных газов

По фактору выделения углекислого, ядовитых и взрывоопасных газов количество воздуха, необходимое для проветривания очистной выработки $Q_{выр}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{выр} = \frac{100 \cdot J_{оч} \cdot K_н}{C - C_0}, \qquad (15.2)$$

где $J_{оч}$ — среднее газовыделение в очистной выработке (блоке), определяемое по фактическим данным, м^3/мин;

$K_н$ — коэффициент неравномерности газовыделения, определяемого согласно результатам газовой съемки (см. таблицу 15.2);

C_0 — концентрация газа в воздухе, поступающем для проветривания выработки, %, определяемая по результатам замеров.

Допустимую концентрацию газа в исходящей из очистной выработки вентиляционной струе принимают согласно 15.4.

Таблица 15.2

Среднее выделение газа в очистной выработке, $м^3$/мин	Значение коэффициента неравномерности выделения газа $K_н$
До 0,3 включ.	2,1
0,6	1,53
0,9	1,32
1,2	1,20
1,5	1,14
1,8	1,10
Св. 2,1	1,07

При последовательном проветривании забоев количество воздуха, необходимое для проветривания $Q_{выр}$, $м^3$/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{выр} = \frac{100 \cdot K_н}{C - C_0}\left(J_{оч1} + J_{оч2}\right), \quad (15.3)$$

где $K_н$ — коэффициент неравномерности газовыделения, определяемый согласно результатам газовой съемки по таблице 15.2;

C_0 — концентрация газа в воздухе, поступающем для проветривания выработки, %, определяемая по результатам замеров;

$J_{оч1}$, $J_{оч2}$ — среднее выделение газа в забоях 1, 2, считая от выработки с поступающей струей воздуха, $м^3$/мин.

15.5.2 Соотношение начальной концентрации газов C_0 и допустимой после взрывания шпуровых и скважинных зарядов $C_{доп}$, вычисляют по формуле

$$\frac{C_0}{C_{доп}} = \frac{500A}{L_{з.о} \cdot S}, \quad (15.4)$$

где C_0 — концентрация газов после взрыва, %;

$C_{доп}$ — допустимая концентрация газов в выработке, %;

A — количество взрываемого ВВ, кг.

Длину зоны отброса газов после взрыва $L_{з.о}$, м, вычисляют по следующим формулам:

- при взрывании в тупиковых выработках сечением не более 15 $м^2$

$$L_{з.о} = 2{,}4A + 10, \quad (15.5)$$

- при камерно-столбовых системах с сечением камер (при S, равной от 30 до 50 $м^2$):

$$L_{з.о} = 0{,}5A + 5, \quad (15.6)$$

- при камерно-столбовых системах с сечением камер более 50 $м^2$:

$$L_{з.о} = 0{,}08A + 20, \quad (15.7)$$

где A — количество взрываемого ВВ, кг.

Для очистных забоев при блоковых системах разработки, а также для лав в качестве $L_{з.о}$ принимают всю длину очистного пространства.

Соотношение начальной и допустимой концентрации газов после взрывания накладных зарядов вычисляют по формуле

$$\frac{C_0}{C_{доп}} = \frac{1 \cdot 10^4 \cdot A}{L \cdot S}. \quad (15.8)$$

15.5.3 Пылевыделение (пылеобразование)

15.5.3.1 Пылеобразование при взрывных работах определяют исходя из средней начальной запыленности после взрывных работ N_0, $мг/м^3$, и вычисляют по следующим формулам:

- при взрывании шпуровых зарядов в горных выработках и очистных заходках системы разработки горизонтальными слоями

$$N_0 = \frac{50 \cdot \varphi \cdot \gamma \cdot l_{шп} \cdot \sqrt{a_1^3}}{q_с \cdot q_з \cdot \sqrt{S}}, \quad (15.9)$$

где φ — коэффициент, зависящий от типа ВВ, при использовании:
1) прессованного аммонита № 6ЖВ, аммонита № 7 — φ = 21,6,
2) 62 % трудно замерзающего динамита и аммонита № 1 — φ = 19,5,
3) патронированного аммонита № 6, №7 — φ = 15,5,
4) аммонита № 8 и победита № 5 — φ = 4,95,
5) АП-1 — φ = 8,38;

γ — объемная масса руды и породы, т/м^3;

$l_{шп}$ — средняя глубина шпуров, м;

a_1 — удельный расход ВВ, кг/м^3;

$q_с$ — коэффициент, учитывающий влияние орошения стенок выработок перед взрывом, при орошении — 1,5; без орошения — 1,0;

$q_з$ — коэффициент, учитывающий влияние гидрозабойки. При применении внутренней или внешней гидрозабойки с использованием чистой воды равен 2; при использовании воды со смачивающими добавками равен 3;

- при взрывании шпуровых зарядов в блоках системы с магазинированием руды

$$N_0 = \frac{5{,}6 \cdot 10^4 \cdot \omega}{q_с \cdot q_з \cdot W_{ск}}; \quad (15.10)$$

- при взрывании скважинных зарядов в буровых штреках и ортах подэтажно-камерных систем разработки

$$N_0 = \frac{1{,}6 \cdot f \cdot \sqrt{A}}{q_с \cdot q_з}; \quad (15.11)$$

- при взрывании накладных зарядов

$$N_0 = 5{,}45 \cdot 10^3 \cdot \frac{\beta'}{W_{ск}} \sqrt{A^2 \cdot f}, \quad (15.12)$$

где ω — объем отбитой горной массы целика, м^3;

β' — коэффициент, учитывающий увлажнение стенок выработок при периодическом орошении β' = 1; без орошения β' = 3;

$W_{ск}$ — объем штрека скреперования, м^3;

f — коэффициент крепости руды и породы по ГОСТ 21153.1;

A — количество одновременно взрываемого ВВ, кг, которое вычисляют по формуле

$$A = a_1 \cdot S \cdot l_{шп} \cdot \eta, \quad (15.13)$$

где a_1 — удельный расход ВВ, кг/м^3;

η — коэффициент использования шпура (скважины), отн. ед.

15.5.3.2 Интенсивность пылеобразования при бурении шпуров или скважин F, мг/с, вычисляют по формуле

$$F = 0{,}017 \cdot \frac{V_б \cdot d_ш^2 \cdot \rho \cdot \Delta \cdot m' \cdot k_1 \cdot k_2 \cdot k_3}{q_в}, \quad (15.14)$$

где $V_б$ — техническая скорость бурения шпуров и скважин, мм/мин;

$d_ш$ — диаметр шпура или скважин, мм;

ρ — объемная масса руды и породы;

$\Delta = 0{,}004f$ — коэффициент, учитывающий весовую долю тонкодисперсных (менее 10 мкм) фракций пыли по отношению ко всей пыли, образующейся при бурении пород различной крепости f по шкале крепости по ГОСТ 21153.1;

m' — весовая доля тонкодисперсной пыли, не смачиваемой при мокром бурении и поступающей в атмосферу (m' = 0,03 — при бурении с осевой промывкой чистой водой; m' = 0,02 — при бурении с боковой промывкой чистой водой). При использовании смачивающих добавок значения снижают соответственно до 0,018 и 0,012;

k_1 — коэффициент, учитывающий влияние числа одновременно работающих машин (при числе машин 1, 2, 3 и 4 и расстоянии между машинами менее 3 м k_1 принимают равным соответственно 1; 1,7; 2,3; 2,7; при расстоянии между машинами более 3 м k_1 равен количеству одновременно работающих машин;

k_2 — коэффициент, учитывающий влияние направления бурения (для горизонтальных шпуров коэффициент k_2 принимают равным 1,0; для восходящих — 1,2 и для нисходящих — 0,7);

k_3 — коэффициент, учитывающий тип буровых машин, который принимают равным:

1) для легких ручных перфораторов массой от 18 до 25 кг — 1,3,
2) для тяжелых ручных перфораторов массой от 25 до 45 кг — 1,0,
3) для легких колонковых перфораторов массой от 45 до 60 кг — 0,7,
4) для тяжелых колонковых перфораторов массой более 60 кг — 0,5,
5) для машин вращательного бурения шпуров и скважин — 0,1,
6) для станков пневмоударного бурения и гидравлических буровых установок — 0,25;

$q_в$ — коэффициент, численно равный расходу воды, л/мин, при нормализованном режиме бурения.

15.5.3.3 Интенсивность пылеобразования при погрузочно-разгрузочных и доставочных работах F, мг/с, вычисляют по формуле

$$F = 0{,}28 \cdot P_{сч} \cdot J_п, \tag{15.15}$$

где $P_{сч}$ — средняя часовая производительность погрузо-разгрузочных и доставочных работ, т/ч;

$J_п$ — удельное пылевыделение:

- при ручной погрузке сухой горной массы — 15 г/т,
- погрузке сухой горной массы погрузочно-доставочными машинами — 9 г/т,
- погрузке влажной горной массы погрузочно-доставочными машинами — 0,8 г/т,
- скреперовании сухой горной массы — 7 г/т,
- скреперовании влажной горной массы — 0,4 г/т,
- погрузке горной массы в вагонетки вибропитателями — 0,2 г/т.

15.5.3.4 Интенсивность пылеобразования (пылевыделения) группой однотипных механизмов $F_{гр}$, мг/с, вычисляют по формуле

$$F_{гр} = F \cdot n \cdot k, \tag{15.16}$$

где F — интенсивность пылевыделения, мг/с;

n — количество одновременно работающих механизмов, шт;

k — коэффициент одновременности для группы однотипных механизмов, вычисляемый по формуле

$$k = \sigma_0 + \frac{1 - \sigma_0}{\sqrt{n}}, \tag{15.17}$$

где σ_0 — коэффициент использования оборудования, принимаемый в зависимости от загруженности машин в смену;

n — количество однотипных механизмов, шт.

15.5.3.5 Запыленность рудничной атмосферы определяют, выполнив расчет интенсивности пылевыделения по каждой единице оборудования или по группе однотипных механизмов, работающих в проходческих и очистных забоях на бурении, при доставке или погрузке горной массы, для каждого участка, горизонта или по руднику в целом.

Общую запыленность рудничной атмосферы S, мг/м^3, вычисляют по формуле

$$S = F_{общ}/Q, \tag{15.18}$$

где $F_{общ}$ — интенсивность пылевыделения производственного процесса горных работ, мг/с;

Q — количество воздуха, м^3/мин.

15.6 Определение количества воздуха, необходимого для проветривания горных выработок

15.6.1 Количество воздуха, необходимое для проветривания по наибольшему количеству работников, занятых одновременно на подземных работах, $Q_{л}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{л} = N \cdot G, \tag{15.19}$$

где N — наибольшее количество работников, занятых одновременно в смену с максимальной явочной численностью;

G — необходимое количество воздуха на одного человека (6 м^3/мин).

15.6.2 Необходимое количество воздуха для проветривания выработок по пыли при бурении, погрузке и транспортировании горной массы $Q_{п}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{п} = \frac{F_{общ} \cdot q_{вл}}{N - N_{вх}}, \tag{15.20}$$

где $F_{общ}$ — общая интенсивность пылевыделения производственного процесса горных работ, мг/с;

$q_{вл}$ — коэффициент, учитывающий степень обводненности выработки (0,8 — для сухих выработок; 0,5 — при мокром бурении; 0,2 — для сильно обводненных выработок или при регулярном орошении стен и отбитой горной массы);

N — допустимое содержание пыли в воздухе, мг/м^3;

$N_{вх}$ — допустимое содержание пыли во входящем воздухе, мг/м^3.

15.6.3 Определение необходимого количества воздуха для проветривания горных выработок после взрывных работ

15.6.3.1 С аэродинамической точки зрения все горные выработки разделяют на следующие классы:

- камерообразные, в которых действуют только свободные струи;
- сквозные штрекообразные, в которых действует только ограниченный поток;
- комбинированные, в которых действует как свободная струя, так и ограниченный поток.

В связи с различием структуры воздушных потоков, действующих в горных выработках, закономерности вымывания вредных примесей из них и формулы для расчета необходимого количества воздуха для их проветривания также различные.

15.6.3.2 Камерообразными являются выработки, в которых действуют только свободные струи.

К таким выработкам относят:

- системы подэтажных штреков [см. рисунок 15.1, а)],
- короткие заходки, проветриваемые проходящей мимо струей [см. рисунок 15.1, в)];
- призабойные части тупиковых выработок, подачу воздуха в которые осуществляют по вентиляционным трубам; системы, в которых длина очистного пространства l_{max}, м, меньше дальнобойности свободной струи [см. рисунок 15.1, б)] и вычисляется по формуле

$$l_{max} = 0{,}5 b_{0max} \cdot \left(1 + \frac{1}{2a}\right), \tag{15.21}$$

где b_{0max} — максимальное расстояние от стенки воздухоподводящей выработки (вентиляционной трубы) до стенки камеры, м (см. рисунок 15.2);

a — коэффициент структуры свободной струи.

Значения коэффициента структуры свободной струи a в зависимости от геометрических параметров камер приведены в таблицах 15.3—15.5, в которых:

$l_{к}$ — длина камеры, м;

$B_{к}$ — ширина камеры, м (для круглой струи, распространявшейся в камере прямоугольного сечения, $B_{к} = \sqrt{3}$, м);

$S_{к}$ — площадь поперечного сечения камеры, м^2;

$R_{п}$, $b_{п}$ — радиус и полуширина канала, подводящего воздух к камере, м.

В случае круглой струи радиус равен истинному радиусу R_{0} при расположении входного отверстия в центре сечения камеры.

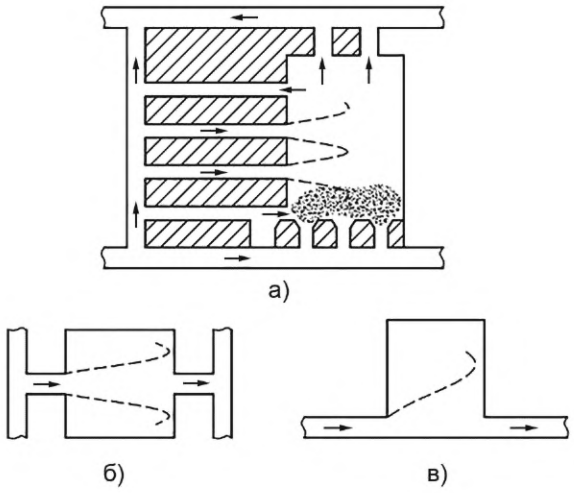


Рисунок 15.1 — Типы камерообразных выработок

Радиус канала $R_п$, м, вычисляют по следующим формулам:

- при расположении входного отверстия в углу камеры

$$R_п = 2R_о, \tag{15.22}$$

- при расположении входного отверстия у стенки камеры на половине ее высоты

$$R_п = 1{,}5R_о, \tag{15.23}$$

где $R_о$ — истинный радиус канала, м.

При иных расположениях входного отверстия $R_п$ определяют интерполяцией.

Ширину канала $b_п$, м, вычисляют по следующим формулам:

- в случае плоской струи

$$b_п = b_0, \tag{15.24}$$

- при расположении входного отверстия у стенки камеры и при расположении входного отверстия в середине сечения камеры

$$b_п = 0{,}5\ b_0, \tag{15.25}$$

где b_0 — ширина входного отверстия, м.

Количество воздуха, необходимое для проветривания камер после взрывных работ по газовому фактору, Q, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q = \frac{W}{K_в \cdot t} \cdot \ln\frac{650 \cdot A}{W}, \tag{15.26}$$

где W — объем камеры, м^3;

t — время проветривания, с;

$K_в$ — КПД проветривания камеры.

Коэффициент $K_в$ определяют в зависимости от расположения воздухоотводящего отверстия в камере.

Если отверстие расположено не в зоне действия свободной струи (позиции *1*, *2*, *3* на рисунке 15.2), то КПД струи $K_в$, вычисляют по формуле

$$K_в = e^{-0{,}3\frac{L_x}{L_к}}, \tag{15.27}$$

где $L_к$ — длина камеры, м;

L_x — расстояние от входного отверстия до сечения, в котором расположено выходное отверстие, м;

e — экспонента.

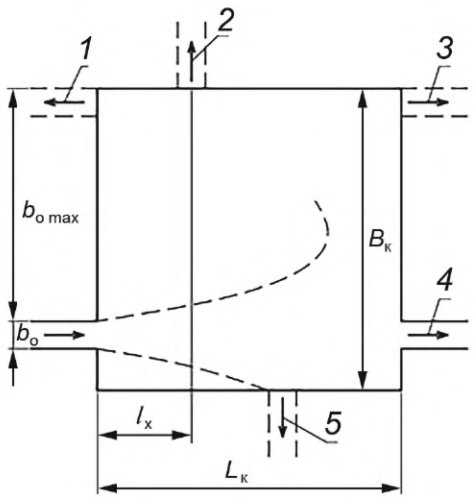


Рисунок 15.2 — Схема проветривания камеры

Если выходное отверстие находится в зоне действия свободной струи (позиции *4*, *5*, рисунок 15.2), то КПД проветривания камеры определяют по таблицам 15.6, 15.7.

Количество воздуха, необходимое для проветривания камерообразных выработок после взрывных работ по пылевому фактору, Q, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q = \frac{W}{K_п \cdot t} \cdot \ln \frac{N_o - N_{вх}}{N - N_{вх}}, \quad (15.28)$$

где $K_п$ — коэффициент, характеризующий интенсивность перемешивания пылевого облака и действие эффектов налипания и коагуляции частиц пыли, вычисляемый по формуле

$$K_п = K_в, \quad (15.29)$$

N — ПДК пыли на рабочих местах, мг/м^3, определяемая в соответствии с нормами, приведенными в 15.4.

Таблица 15.3 — Значения коэффициента структуры для основного участка круглой струи, выходящей из гладкого квадратного канала

$R_п/l_к$	Коэффициент структуры свободной струи a в зависимости от соотношения $B_к/l_к$									
	0,25	0,5	0,75	1	1,5	2	2,5	3	4	5
0,01	0,0599	0,0845	0,1054	0,122	0,1506	0,1747	0,1954	0,215	0,2485	0,279
0,05	0,0474	0,0708	0,0894	0,1059	0,1332	0,1573	0,177	0,197	0,23	0,2603
0,10	0,0368	0,0533	0,07	0,085	0,1117	0,135	0,155	0,174	0,207	0,237
0,12	0,0368	0,0471	0,0624	0,0768	0,1028	0,126	0,1458	0,1647	0,1977	0,2278
0,14	0,0368	0,0471	0,0552	0,0686	0,0938	0,1166	0,136	0,1553	0,1882	0,2176
0,16	0,0368	0,0471	0,0552	0,062	0,088	0,1068	0,1265	0,1405	0,178	0,2083
0,18	0,0366	0,0471	0,0552	0,062	0,075	0,0974	0,1173	0,1356	0,1682	0,1982
0,20	0,0368	0,0471	0,0552	0,062	0,0735	0,0873	0,1068	0,1253	0,1583	0,188
0,22	0,0368	0,0471	0,0552	0,062	0,0735	0,083	0,0962	0,115	0,1476	0,177
0,24	0,0368	0,0471	0,0552	0,062	0,0735	0,083	0,0915	0,1034	0,136	0,1656
0,26	0,0368	0,0471	0,0552	0,062	0,0735	0,083	0,0915	0,099	0,126	0,1558
0,28	0,0368	0,0471	0,0552	0,062	0,0735	0,083	0,0915	0,99	0,1174	0,1442
0,30	0,0368	0,0471	0,0552	0,062	0,0735	0,083	0,0915	0,99	0,1125	0,134

Приведенные значения коэффициентов структуры в таблице 15.3 для основного участка круглой струи, выходящей из квадратного канала с шероховатыми стенками, должны быть увеличены на 20 %.

Таблица 15.4 — Значения коэффициентов структуры для основного участка круглой струи, выходящей из круглого канала с гладкими стенками

$R_n/l_к$	Коэффициент структуры свободной струи a в зависимости от соотношения $B_к/l_к$									
	0,25	0,5	0,75	1,0	1,5	2	2,5	3	4	5
0,01	0,053	0,076	0,0938	0,1089	0,1337	0,1558	0,174	0,191	0,2217	0,249
0,05	0,0399	0,0605	0,0773	0,0918	0,1163	0,1376	0,1557	0,1726	0,2026	0,2304
0,10	0,0317	0,0421	0,0568	0,0701	0,0936	0,1142	0,1325	0,1491	0,1791	0,2061
0,12	0,0317	0,041	0,0487	0,0613	0,0844	0,1046	0,123	0,1392	0,1694	0,1947
0,14	0,0317	0,041	0,0482	0,0542	0,0749	0,0936	0,1129	0,1295	0,1596	0,186
0,16	0,0317	0,041	0,0482	0,0542	0,0643	0,0832	0,1018	0,1187	0,1491	0,1754
0,18	0,0317	0,041	0,0482	0,0542	0,0643	0,0734	0,092	0,1089	0,1392	0,1653
0,20	0,0317	0,041	0,0482	0,0542	0,0643	0,073	0,0812	0,0975	0,1282	0,155
0,22	0,0317	0,041	0,0482	0,0542	0,0643	0,073	0,0805	0,0872	0,1168	0,1438
0,24	0,0317	0,041	0,0482	0,0542	0,0643	0,073	0,0805	0,0872	0,1049	0,132
0,26	0,0317	0,041	0,0482	0,0542	0,0643	0,073	0,0805	0,0872	0,0993	0,1195
0,28	0,0317	0,041	0,0482	0,0542	0,0643	0,073	0,0805	0,0872	0,0993	0,11

Приведенные значения коэффициентов структуры в таблице 15.4 для основного участка круглой струи, выходящей из круглого подводящего канала с шероховатыми стенками, должны быть увеличены на 20 %.

Таблица 15.5 — Значения коэффициентов структуры для основного участка плоской свободной струи, выходящей из канала с гладкими стенками

$R_n/l_к$	Коэффициент структуры свободной струи a в зависимости от соотношения $B_к/l_к$								
	0,25	0,5	0,75	1	1,5	2	3	4	5
100	0,105	0,15	0,184	0,214	0,265	0,308	0,382	0,444	0,5
50	0,0966	0,137	0,169	0,197	0,244	0,285	0,356	0,419	0,47
30	0,0885	0,124	0,154	0,179	0,224	0,263	0,335	0,39	0,441
15	0,0763	0,105	0,125	0,145	0,185	0,22	0,282	0,336	0,385
10	0,0665	0,087	0,105	0,12	0,153	0,185	0,241	0,29	0,338
4	0,0665	0,0779	0,0865	0,094	0,1065	0,117	0,134	0,149	0,162

При канале с шероховатыми стенками приведенные значения коэффициентов структуры для основного участка плоской свободной струи должны быть увеличены на 20 %.

Таблица 15.6 — Коэффициент $K_в$ круглых струй

$a \cdot l_к \cdot 2 \cdot R_n$	$K_в$	$a \cdot l_к \cdot 2 \cdot R_n$	$K_в$	$a \cdot l_к \cdot 2 \cdot R_n$	$K_в$
0,012	0,019	0,027	0,040	0,042	0,061
0,015	0,023	0,030	0,044	0,045	0,065
0,017	0,026	0,032	0,047	0,047	0,068
0,020	0,030	0,035	0,051	0,050	0,071
0,022	0,033	0,037	0,054	0,052	0,075
0,025	0,037	0,040	0,058	0,055	0,081

Окончание таблицы 15.6

$a \cdot l_к \cdot 2 \cdot R_п$	$K_в$	$a \cdot l_к \cdot 2 \cdot R_п$	$K_в$	$a \cdot l_к \cdot 2 \cdot R_п$	$K_в$
0,057	0,081	0,090	0,122	0,335	0,300
0,060	0,084	0,092	0,125	0,375	0,335
0,062	0,088	0,095	0,127	0,495	0,395
0,065	0,091	0,097	0,130	0,540	0,460
0,067	0,094	0,100	0,133	0,670	0,529
0,070	0,097	0,125	0,161	0,845	0,600
0,072	0,100	0,150	0,186	1,100	0,672
0,075	0,103	0,175	0,209	1,500	0,774
0,077	0,106	0,200	0,229	2,160	0,810
0,080	0,110	0,225	0,247	3,350	0,873
0,082	0,113	0,250	0,262	5,900	0,925
0,085	0,116	0,275	0,276	13,500	0,965
0,087	0,119	0,300	0,287		

Таблица 15.7 — Коэффициент $K_в$ плоских струй

$a \cdot l_к \cdot 2 \cdot R_п$	$K_в$	$a \cdot l_к \cdot 2 \cdot R_п$	$K_в$	$a \cdot l_к \cdot 2 \cdot R_п$	$K_в$
0,025	0,008	0,140	0,045	0,50	0,160
0,030	0,010	0,150	0,048	0,60	0,192
0,035	0,011	0,170	0,056	0,70	0,224
0,040	0,013	0,200	0,064	0,80	0,256
0,045	0,015	0,220	0,072	0,90	0,288
0,050	0,016	0,270	0,088	1,00	0,320
0,060	0,019	0,300	0,096	1,10	0,362
0,070	0,022	0,320	0,104	1,20	0,384
0,080	0,026	0,350	0,112	1,30	0,416
0,090	0,029	0,37	0,120	1,40	0,448
0,100	0,032	0,40	0,128	1,50	0,480
0,110	0,035	0,42	0,136	1,75	0,560
0,120	0,038	0,45	0,144	2,00	0,640
0,130	0,042	0,47	0,152	2,25	0,720

15.6.3.3 Сквозными являются такие выработки, в которых действует только ограниченный турбулентный поток и не имеется свободных струй (рисунок 15.3).

К таким выработкам относят:

- лавы [см. рисунок 15.3, а)];
- системы с магазинированием и закладкой при отработке маломощных рудных тел, когда ширина сбойки, соединяющей очистное пространство с восстающим, равна или близка к ширине очистного пространства [см. рисунок 15.3, б)];
- камерно-столбовые системы со сквозным проветриванием [см. рисунок 15.3, в)];
- доставочные орты (включая орты скреперования) при дроблении негабаритов [см. рисунок 15.3, г)].

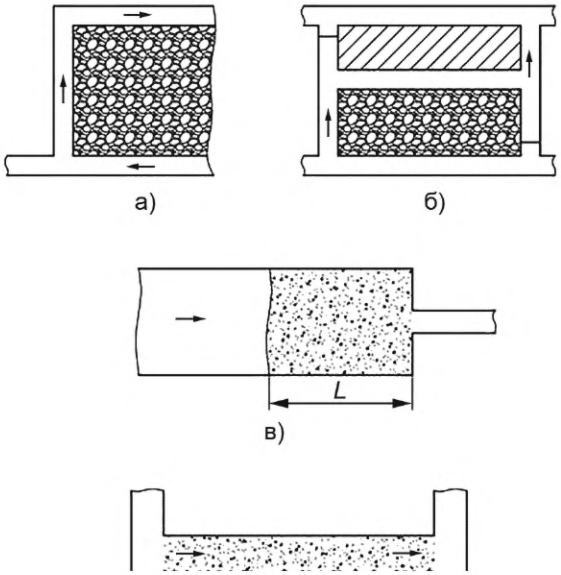


Рисунок 15.3 — Типы сквозных выработок

Количество воздуха, необходимое для проветривания сквозных выработок после взрывных работ, Q, м^3/мин, вычисляют по следующим формулам:

а) если длина загазованной части выработок $L_{з.о}$ меньше длины выработки

$$Q = \frac{W}{t} \cdot \left[1 + 5 \cdot \sqrt[3]{\left(\frac{d}{L}\right)^2} \cdot \ln\left(0{,}1 \cdot \sqrt{\frac{L_{з.о}}{d}} \cdot \frac{C_0}{C_{доп}} \right) \right], \quad (15.30)$$

где W — объем проветриваемой выработки, м^3;

t — время проветривания, с;

d — диаметр выработки, м ($d = \sqrt{s}$);

C_0 — начальная загазованность, %;

$C_{доп}$ — допустимое содержание газов в выработке, %;

б) если загазована вся выработка

$$Q = \frac{W}{t} \cdot \left[1 + 5 \cdot \sqrt[3]{\left(\frac{d}{L}\right)^2} \cdot \ln 0{,}45 \cdot \frac{C_0}{C_{доп}} \right]. \quad (15.31)$$

В качестве $L_{з.о}$ при системах с магазинированием и закладкой, а также при лавах следует принимать полную длину выработки.

При камерно-столбовых системах длина загазованной части выработки $L_{з.о}$, м, равна длине проветриваемой выработки и вычисляется по формуле

$$L_{з.о} = 0{,}5A + 5. \quad (15.32)$$

Величину соотношения $C_0/C_{доп}$ определяют по формуле (15.8).

Количество воздуха, необходимое для проветривания сквозных выработок после взрывных работ по пылевому фактору, Q, м^3/мин, вычисляют по следующим формулам:

а) если длина загазованной части выработки $L_{з.о}$, м, меньше длины выработки

$$Q = \frac{W}{t} \left[1 + 5 \cdot \sqrt[3]{\left(\frac{d}{L}\right)^2} \cdot \ln 0{,}1 \cdot \sqrt{\frac{L_{з.о}}{d}} \cdot \frac{N_0 - N_{вх}}{N - N_{вх}} \right]; \quad (15.33)$$

где W — объем проветриваемой выработки, м^3;

t — время проветривания;

N_0 — ПДК пыли на рабочих местах, мг/м^3, принимают в соответствии с 15.4;

б) если загазована вся выработка

$$Q = \frac{W}{t} \cdot \left[1 + 5 \cdot \sqrt[3]{\left(\frac{d}{L}\right)^2} \cdot \ln 0{,}45 \cdot \frac{N_0 - N_{вх}}{N - N_{вх}} \right]. \quad (15.34)$$

15.6.3.4 Комбинированными выработками являются такие выработки, в которых действует как свободная струя, так и ограниченный свободный поток (см. рисунок 15.4).

К комбинированным выработкам относят:

- все тупиковые выработки, проветриваемые путем нагнетания свежего воздуха в забой по вентиляционным трубам [см. рисунок 15.4, а)];
- системы с магазинированием и закладкой при отработке мощных рудных тел, пространством значительно меньше ширины очистного пространства [см. рисунок 15.4, б)];
- камерно-столбовые системы, проветриваемые путем нагнетания воздуха в призабойную зону по вентиляционным трубам или по вентиляционной сбойке;
- слоевые системы с отработкой заходками [см. рисунок 15.4, в)].

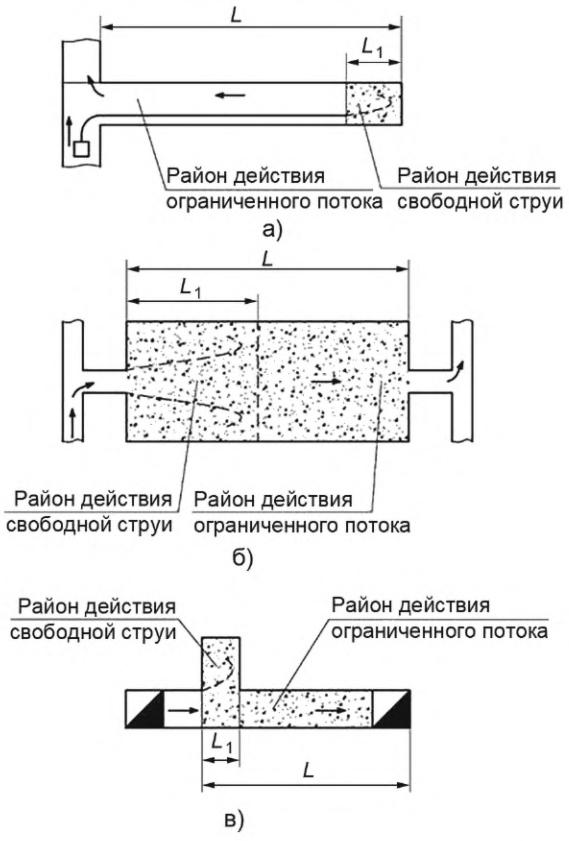


Рисунок 15.4 — Типы комбинированных выработок

Количество воздуха, необходимое для проветривания комбинированных выработок после взрывных работ, Q, м^3/мин, определяют по следующим формулам:

а) для длинных и узких выработок (проходческие выработки, проветриваемые по трубам), когда

$$\Delta_1 = \frac{d}{L} < 0{,}01, \quad (15.35)$$

$$Q = \frac{W}{t} \cdot \left[1{,}2 + 2{,}25 \cdot \sqrt{\frac{d}{L}} \cdot \ln \frac{700 \cdot A}{P_{ут} \cdot W} \right]; \quad (15.36)$$

б) для коротких и широких выработок, когда

$$\Delta_1 > 0{,}01,$$

$$Q = \frac{(L - L_1) \cdot S}{t} \cdot \left[1{,}4 + 2{,}47 \cdot \sqrt[3]{\frac{\Delta_1 \cdot \Delta_2}{K_в}} \cdot \ln \frac{100 \cdot A}{S \cdot [L - L_1] \cdot K_в \cdot \sqrt[3]{\Delta_1}} \right], \quad (15.37)$$

где L_1 — длина части выработки, проветриваемой свободной струей, м;

$K_в$ — КПД проветривания камерообразной части выработки;

$P_{ут}$ — коэффициент утечек воздуха.

Значения Δ_1, Δ_2 определяют по формулам:

$$\Delta_1 = \frac{d}{L - L_1}; \quad (15.38)$$

$$\Delta_2 = \frac{L_1}{L - L_1}. \quad (15.39)$$

Длина L_1 равна удалению конца вентиляционных труб от груди забоя при проветривании тупиковых забоев. При подаче воздуха в очистное пространство по сбойке L_1 равняется дальнобойности свободной струи, рассчитываемой по формуле (15.21).

Коэффициент утечек воздуха $P_{ут}$ представляет собой отношение производительности вентилятора к количеству воздуха, доходящего до забоя:

$$P_{ут} = Q_в / Q_з, \quad (15.40)$$

$Q_з$ — количество воздуха, доходящее до забоя.

Для прорезиненных труб и металлических труб коэффициент утечек воздуха вычисляют по формуле

$$P_{ут} = \left(0{,}015 \cdot \beta_в \cdot \frac{L_{тр}}{l_з \cdot d_{тр}} \cdot \sqrt{\frac{L_{тр}}{d_{тр}}} + 1 \right)^2, \quad (15.41)$$

где $\beta_в$ — коэффициент удельной стыковой воздухопроницаемости трубопроводами, определяемый по таблице 15.8 или по данным производителя;

$l_з$ — длина одного звена трубопровода, м.

Таблица 15.8 — Значение коэффициента $\beta_в$ для шахтных вентиляционных воздуховодов

Характеристика соединений	$\beta_в \cdot 10^3$
Металлические трубы с фланцевым соединением:	
- качество сборки обычное в шахтных условиях	5
- резиновые прокладки, надлежащее качество сборки, болты тщательно подтянуты	2,2—3,0
- то же, весьма качественная сборка, при самом тщательном уплотнении стыков	1
- то же, прокладки из резиновых колец и бандажное соединение	0,034
Матерчатые трубы	1,57
Текстовиниловые трубы	1,57

Количество воздуха, необходимое для проветривания комбинированных выработок после взрывных работ по пылевому фактору, Q, м^3/мин, вычисляют по формулам:

а) для длинных и узких выработок (тупиковые, проходческие выработки, проветриваемые по трубам) ($\Delta_1 < 0{,}01$)

$$Q = \frac{W}{t} \cdot \left[1{,}2 + 2{,}25 \cdot \sqrt{\frac{d}{L}} \cdot \ln \frac{0{,}77}{P_{ут}} \cdot \left(\frac{L_1}{L - L_1} \right) \cdot \frac{N_0 - N_{вх}}{N - N_{вх}} \right]; \quad (15.42)$$

б) для коротких и широких выработок ($\Delta_1 > 0{,}01$)

$$Q = \frac{(L - L_1) S}{t} \cdot \left[1{,}4 + 1{,}96 \sqrt[3]{\frac{\Delta_1 \cdot \Delta_2}{K_В}} \cdot \ln \frac{0{,}1 \cdot L_1 \cdot (N_0 - N_{вх})}{K_В \cdot \sqrt[3]{\Delta_1} \cdot (L - L_1) \cdot (N - N_{вх})} \right], \quad (15.43)$$

где W — объем проветриваемой выработки, м^3;

N_0 — ПДК пыли на рабочих местах, мг/м^3, принимают в соответствии с нормами, приведенными в разделе 15.4.

Рассчитанное по формулам (15.37) и (15.43) количество воздуха обеспечивает снижение концентрации вредных примесей до допустимой нормы на выходе из комбинированной выработки.

Однако могут быть случаи (при значении $R_в < 0,5$), когда этого воздуха недостаточно для снижения концентрации вредных примесей в камерообразной части выработки.

Поэтому в данном случае для комбинированных выработок следует также определять необходимое количество воздуха для камерообразной части выработки по формуле (15.26) и (15.28) и к расчету принимать большее значение.

15.6.4 Расчет количества воздуха, необходимого для проветривания очистных выработок по газам, образующимся при взрывных работах

15.6.4.1 Для систем разработки, очистное пространство которых представляет собой лавообразную выработку, полностью загазованную, или протяженную камеру, загазованную частично (см. рисунок 15.5), при проветривании ограниченным потоком за счет турбулентных деформаций (например, системы разработки со сплошной выемкой, потолкоуступная и почвоуступная система, потолкоуступные и слоевые системы с крепью, сплошные системы разработки, сплошные системы с выемкой руды забоем-лавой по простиранию, системы разработки с магазинированием руды, вариант системы со шпуровой отбойкой из магазина, системы разработки горизонтальными и наклонными слоями с закладкой, с крепью и закладкой, системы слоевого обрушения при сквозном проветривании забоя, слоевого обрушения с выемкой, забоем-лавой) необходимое количество воздуха $Q_{оч}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{оч} = \frac{3,4}{t} \cdot \sqrt{A \cdot b \cdot V}, \quad (15.44)$$

где V — загазованный после взрывных работ объем очистной выработки, м^3.

Газовость ВВ определяют по результатам исследований или по следующим временным показателям при взрывании ВВ:

- по крепким рудам непредохранительными ВВ высокой работоспособности — 100 л/кг;
- в рудах средней крепости и нерудном массиве предохранительными ВВ средней работоспособности и предохранительными ВВ — 35 л/кг;
- по углям, сульфидным рудам предохранительными ВВ — 60 л/кг.

Загазованный после взрывных работ объем очистной выработки принимают для лавообразных забоев равным проветренному объему, а для протяженных камер — объему зоны отброса газов, $V_{з.о}$, м^3, который вычисляют по формуле

$$V_{з.о} = (0,5A + 5)S. \quad (15.45)$$

15.6.4.2 Для систем разработки, рабочее пространство которых представляет собой камеру, заполненную после взрывных работ газами, образовавшимися от ВВ, и проветриваемую свободной струей (см. рисунок 15.6) за счет турбулентной диффузии (камерно-столбовые системы разработки, системы разработки в мощных пологопадающих или горизонтальных рудных телах, системы разработки с магазинированием руды при расположении камер вкрест простирания и шпуровой отбойкой и пр.), количество воздуха $Q_{оч}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{оч} = \frac{2,32}{k_т \cdot t} \cdot \sqrt[3]{A \cdot b \cdot V_{оч}^2}, \quad (15.46)$$

где $V_{оч}$ — загазованный после взрывных работ объем очистной выработки, м^3;

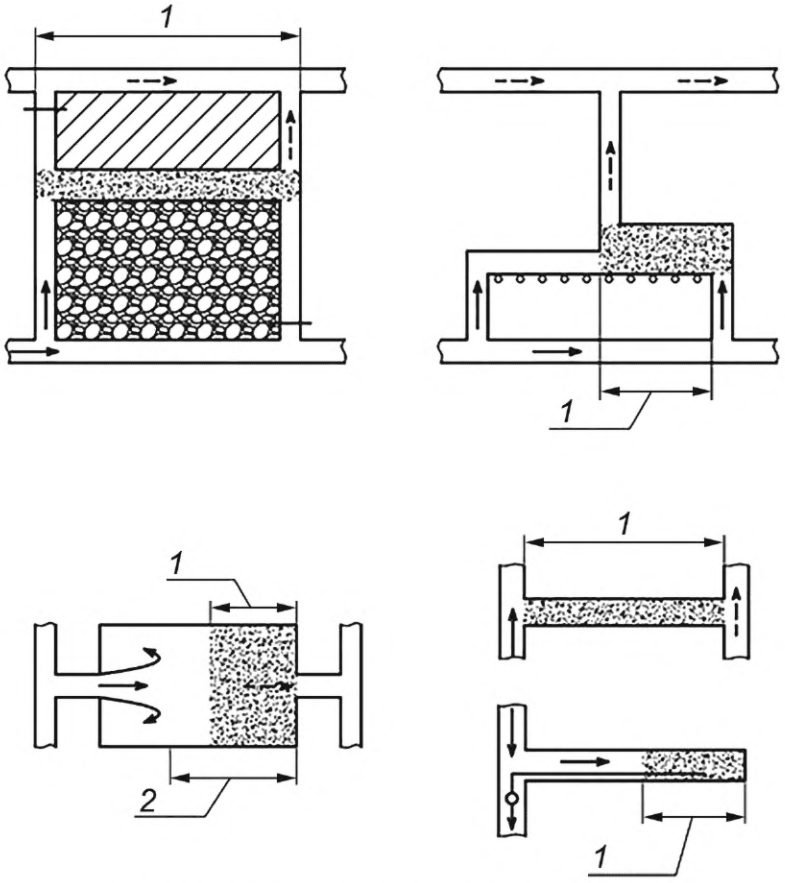
$k_т$ — коэффициент турбулентной диффузии (см. таблицу 15.9).

По данным таблицы 15.9 принимают значение коэффициентов турбулентной диффузии при различных способах проветривания, при нормированном отставании вентиляционных труб от забоя, при максимальной длине тупиковой выработки при проветривании за счет мимо проходящей струи.

15.6.4.3 Для систем разработки, очистное пространство которых представляет протяженную камеру, частично или полностью загазованную после взрывных работ газами, образовавшимися от ВВ (см. рисунок 15.7), и проветриваемую за счет турбулентных деформаций (камерно-столбовые разработки, системы разработки слоями с закладкой, частичной закладкой, системы разработки со сплошной выемкой), количество воздуха $Q_{оч}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{\text{оч}} = \frac{2{,}25}{t} \cdot \sqrt[3]{A \cdot b \cdot V_{\text{к}}^2}, \qquad (15.47)$$

где $V_{\text{к}}$ — загазованный после взрывных работ объем очистной выработки, м^3.



1 – зона отброса газов; *2* – зона ограниченного потока

Рисунок 15.5 — Схемы проветривания выработок ограниченным потоком

Таблица 15.9

Характеристики условий проветривания	Параметр воздухоподающей выработки или трубопровода $b_{0\max}$	Коэффициент турбулентной диффузии $k_{\text{т}}$
Проветривание круглыми свободными струями:		
- по трубам диаметром, м	0,4	0,7
	0,5—0,6	0,6
	0,8	0,5
- по выработкам площадью, м^2	5	0,5
	7—9	0,4
	12	0,3
Проветривание плоскими свободными струями по выработкам шириною, м	2	0,3
	2,5	0,25
	3—3,5	0,2
Проветривание мимо проходящей струей	—	0,15

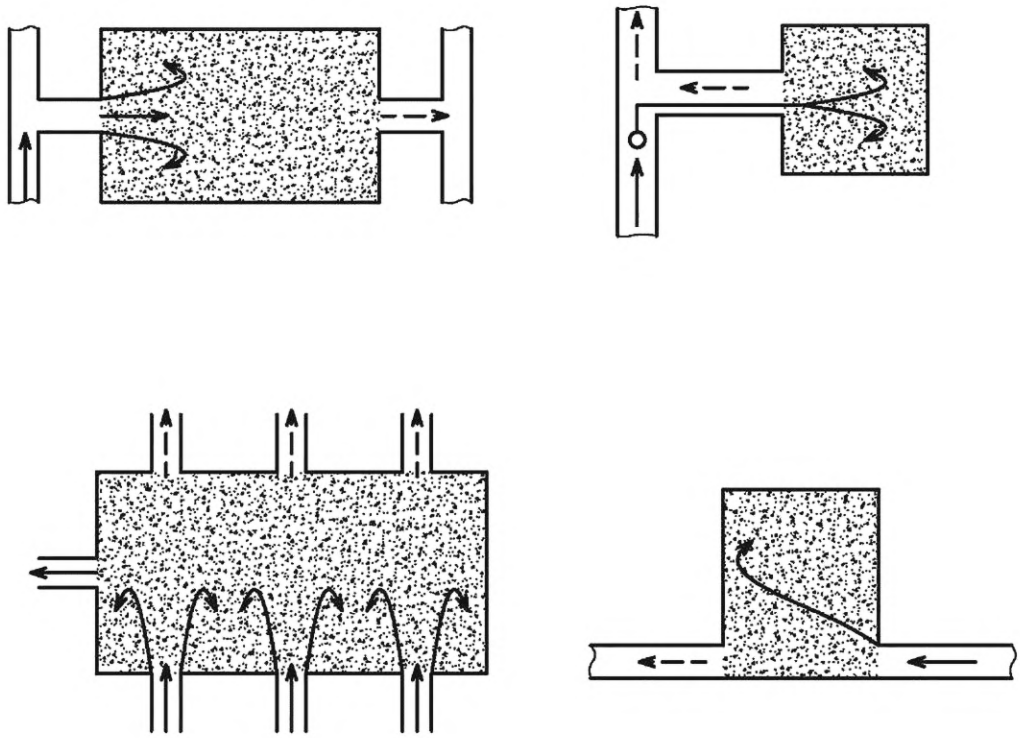


Рисунок 15.6 — Схемы проветривания выработок свободными струями

При объеме камеры $V_к \geq V_{max}$, где V_{max} — критический объем камеры, при движении газовой волны в котором максимальная концентрация газов снижается до допустимого значения, в формуле (15.47) вместо $V_к$ можно представить V_{max}.

Критический объем камеры V_{max} вычисляют по формуле

$$V_{max} = 12{,}5\, k_т \cdot A \cdot b. \qquad (15.48)$$

15.6.4.4 Для камерных систем разработки, когда проветривание осуществляют комбинированными потоками (см. таблицу 15.10), количество воздуха $Q_{оч}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{оч} = 2{,}3\frac{V_{пр}}{K \cdot t} \cdot \operatorname{tg}\frac{K_н \cdot A \cdot b}{10 V_{з.о} C} + \frac{V_к - V_{пр}}{t}, \qquad (15.49)$$

где $V_{пр}$ — объем призабойного пространства, м^3, определяемый в зависимости от схемы подвода и отвода воздуха (см. таблицу 15.10);

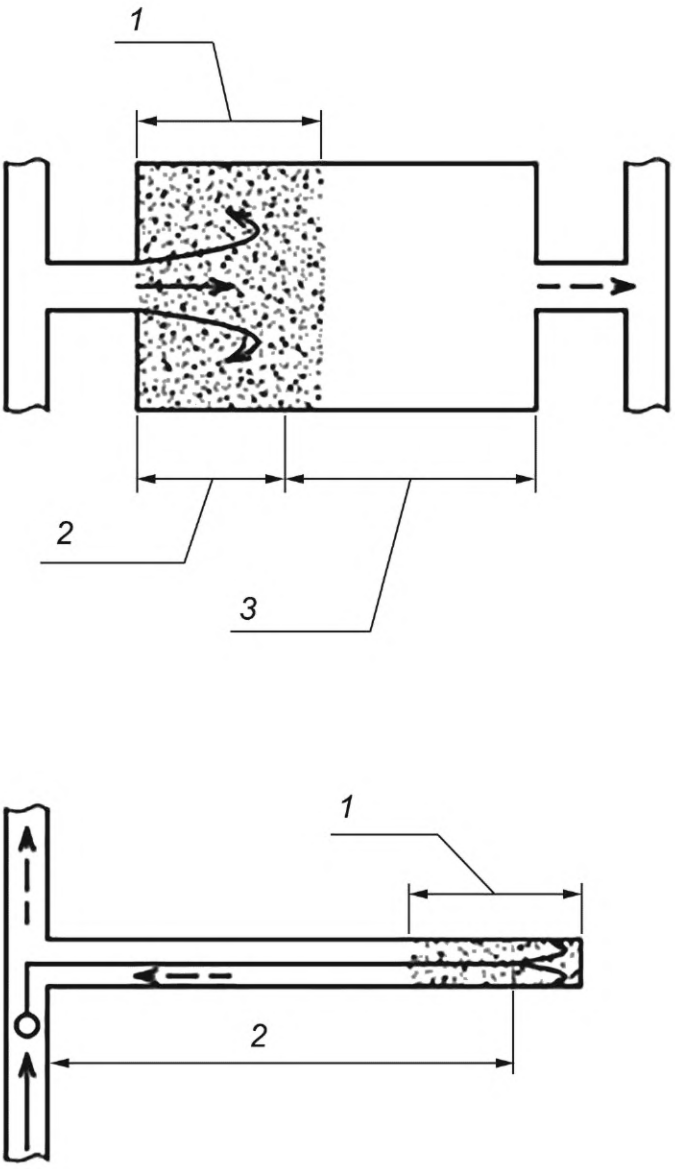
K — КПД струи, определяемый по таблице 15.10;

$k_т$ — коэффициент турбулентной диффузии (см. таблицу 15.9);

$K_н$ — коэффициент, учитывающий неравномерность распространения концентрации вредной примеси в призабойном пространстве, определяемый по таблице 15.10;

$V_{з.о}$ — объем зоны отброса, м^3, равный $V_{пр}$;

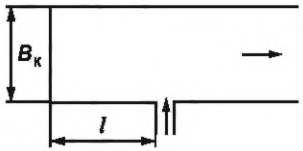
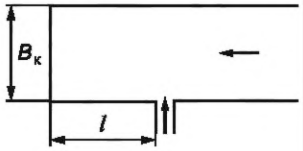
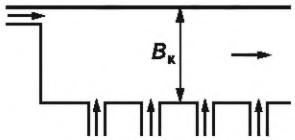
$V_к$ — объем камеры, м^3.



1 — зона отброса газов; *2* — зона свободной струи; *3* — зона ограниченного потока

Рисунок 15.7 — Схема проветривания комбинированным потоком

Таблица 15.10 — Характеристика схем проветривания камер большого объема

Схема проветривания	Условия проветривания		Длина зоны отброса $l_{з.о}$, м	Длина призабойного пространства $l_{пр}$, м	Коэффициент полезного действия струи K	Коэффициент, учитывающий неравномерность распространения концентрации вредной примеси в призабойном пространстве $K_н$
	$B_к$ = 10—12 м	Длина камеры 11 м	35	$l_{пр} = l$	0,4	1,5
		Длина камеры 23 м			0,3	2
		Длина камеры 35 м			0,17	—
		Длина камеры 48 м			0,1	—
	$B_к$ = 10—12 м	Длина камеры 8 м	35	$l_{пр} = l$	0,39	1,5
		Длина камеры 20 м			0,13	2
		Длина камеры 32 м			0,096	—
		Длина камеры 45 м			0,081	—
	Свежий воздух подают через отверстия:		37	37		
	1 и 2 — в одинаковом объеме				0,27	1,5
	1, 2 и 3 — через 1 поступает 44 %, через остальные по 28 %				0,27	1,5
	1, 2, 3 и 4 — через 1 — 36 %, через остальные по 21,3 %				0,23	2
	2 и 3 в одинаковом объеме				0,3	2
	2, 3 и 4 — в одинаковом объеме				0,2	2
	2, 3, 4 и 5 — в одинаковом объеме				0,14	—
	$B_к$ = 10—12 м		37	$l_{пр} = 0{,}5 l_{omax} \cdot [1 + (1/2a)]$*	0,44	1,5

* a — коэффициент, равный 0,06—0,1 (большее значение применяют для шероховатых выработок, по которым поступает воздух в камеру, а меньшее — для гладких);

l — расстояние от забоя до сквозной струи воздуха (длина призабойного пространства), м;

l_{omax} — длина (высота) отбойки максимальная, м.

При установке в призабойном пространстве вентиляторов значение КПД струи K может быть увеличено.

15.6.4.5 Количество воздуха по фактору образования ядовитых газов при проведении взрывных работ со скважинной отбойкой $Q_{г.с}$, м^3/с, выполняют по формуле

$$Q_{г.с} = \frac{40,3}{t}\sqrt{A_у \cdot W}, \quad (15.50)$$

где $A_у$ — условный заряд, соответствующий газовыделению из отбитой руды, кг, вычисляемый по формуле

$$A_у = A + A_2, \quad (15.51)$$

где A_2 — условный заряд, соответствующий газовыделению из отбитой руды, кг, вычисляемый по формуле

$$A_2 = \frac{P_с V_{св} t_{вып}}{\gamma_р t_в b_а}, \quad (15.52)$$

где $P_с$ — суточное количество выпускаемой руды, т;

$V_{св}$ — свободный объем (объем пустот) в 1 м^3 отбитой руды, равный 0,3, отн. ед.;

$t_{вып}$ — время выпуска руды, мин;

$\gamma_р$ — объемная масса разрыхленной руды, м^3;

$t_в$ — время выпуска руды в течение 1 сут, мин;

$b_а$ — общее газовыделение, м^3/кг.

15.6.4.6 Расчет для систем с массовым обрушением руды при нормальном режиме проветривания

При проветривании сквозной доставочной выработки за счет общешахтной депрессии или тупиковой выработки с помощью ВМП всасывающим способом проветривания [см. рисунок 15.8, а)] количество воздуха $Q_{оч}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{оч} = \frac{3,4}{t_1}\sqrt{A_у \cdot b \cdot V_с}, \quad (15.53)$$

где t_1 — время проветривания после взрыва заряда для вторичного дробления или очередного выпуска руды без дробления (от 5 до 10 мин);

$A_у$ — условный заряд ВВ, кг;

$V_с$ — объем доставочного (скреперного) штрека или орта, от начала сборной вентиляционной сбойки, м^3.

Условный заряд ВВ $A_у$, кг, вычисляют по формуле

$$A_у = A_1 + A_2, \quad (15.54)$$

где A_1 — количество ВВ, соответствующее газовыделению из отбитой руды, кг, вычисляемый по формуле

$$A_1 = \frac{\xi P_с V_{св} t'}{\gamma_р t_в b_а} = 0,9\frac{P_с t'}{\gamma_р t_в}, \quad (15.55)$$

где ξ — коэффициент, учитывающий более интенсивные газовыделения в начальный период (его значение по промышленным опытам составляет 2,7);

$P_с$ — суточное количество руды, выпускаемое из дучек данной выработки, т;

$V_{св}$ — сводный объем руды, принимаемый равным 0,3 м^3;

$t_в$ — время выпуска руды в течение 1 сут, мин;

$b_а$ — общее газовыделение 1 кг ВВ, равное 0,9 м^3/кг;

t' — время проветривания, принимаемое в интервале от 5 до 10 мин;

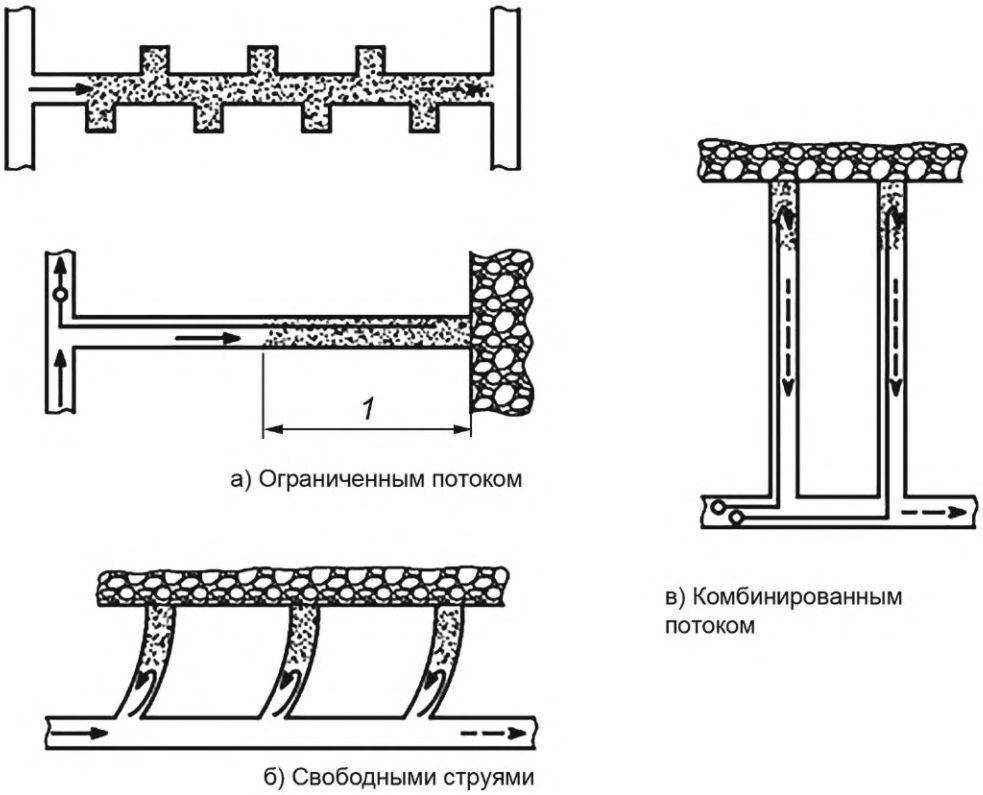
$\gamma_р$ — объемный вес руды в разрыхленном состоянии, т/м^3;

A_2 — условное количество ВВ, соответствующее газовыделению при взрывании ВВ для вторичного дробления, кг, вычисляемое по формуле

$$A_2 = \varphi A_д, \quad (15.56)$$

где φ — коэффициент, учитывающий изменение газовыделения при взрывании накладных зарядов по сравнению со шпуровыми, равный 4 при взрывании открытых накладных зарядов; 1,0 при взрывании в шпурах без водяной забойки и 0,5 при применении внешней водяной забойки;

$A_д$ — количество одновременно взрываемого ВВ при вторичном дроблении, кг.



а) Ограниченным потоком

в) Комбинированным потоком

б) Свободными струями

1 — зона отброса газов

Рисунок 15.8 — Схемы проветривания доставочных выработок

При проветривании тупиковой доставочной выработки ВМП нагнетательным или комбинированным способом количество воздуха $Q_д$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_д = \frac{2,32}{k_т t} \cdot \sqrt[3]{A_у b V_д^2}, \quad (15.57)$$

где $k_т$ — коэффициент турбулентной диффузии (см. таблицу 15.9);

t — время проветривания, мин;

$A_у$ — условный заряд соответствующего газовыделению из отбитой руды, кг;

$V_д$ — объем загазованной доставочной выработки, м^3.

15.6.4.7 Расчет количества воздуха для очистных выработок по газам от взрывчатых веществ при массовых взрывах

Для систем разработки с массовым обрушением руды или руды и налегающих пород (камерно-столбовые системы разработки с отбойкой глубокими скважинами, система подэтажного обрушения, этажного принудительного обрушения) условное количество воздуха $Q_у$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_у = \frac{4}{t_у} \cdot \sqrt{A_у b V_з}, \quad (15.58)$$

где $t_у$ — время проветривания после массового взрыва, мин;

$A_у$ — условный заряд ВВ, соответствующий объему газовыделения в выработке блока после массового взрыва, кг;

$V_з$ — объем загазованных выработок, м^3, вычисляемый по формуле

$$V_з = V_{исх} + 0,01\, A_у\, b, \quad (15.59)$$

где $V_{исх}$ — объем выработок в сторону исходящей струи, считая от данного блока до земной поверхности, м^3.

Условный заряд $A_у$, кг, вычисляют по формуле

$$A_у = i \cdot A, \quad (15.60)$$

где i — коэффициент, учитывающий фактический объем газовыделения в выработки рудника в период проветривания после массового взрыва и определяемый по таблице 15.11.

Таблица 15.11

Система разработки	Число поверхностей контакта отбитой руды со стенками выработки или величина вентиляционной нагрузки	Значение коэффициента i
Подэтажное обрушение (вариант — закрытый веер)	Верхняя и одна боковая Верхняя и две-три боковые	0,193 0,142
Подэтажное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами	Одна верхняя Одна верхняя и одна боковая Одна верхняя и две боковые	0,085 0,058 0,047
Этажное обрушение с отбойкой руды глубокими скважинами	Одна верхняя Одна верхняя и одна боковая Одна верхняя и две-три боковые	0,157 0,125 0,115
Камерная система с послойной отбойкой руды глубокими скважинами при начальных вентиляционных нагрузках: $B_0^* = \frac{V_к}{A} < 3$ м^3/кг $B_0 = \frac{V_к}{A} = 3-10$ м^3/кг $B_0 = \frac{V_к}{A} > 10$ м^3/кг	—	— 0,175 0,25 0,3
Погашение пустот под наносами или под одним-двумя этажами	—	0,095
То же при числе этажей более двух		0,124
* B_0 — вентиляционная нагрузка, $V_к$ — суммарный объем выработок технологической камеры.		

15.6.5 Определение необходимого количества воздуха при непрерывных газо- и пылевыделении

15.6.5.1 Количество воздуха, необходимое для проветривания камерообразных и комбинированных выработок, $Q_{к.в}$, м^3/с, вычисляют по следующим формулам:

а) по газу

$$Q_{к.в} = \frac{I_г}{K_{пров}\left(C_{доп} - C_{вх}\right)}, \quad (15.61)$$

где $I_г$ — интенсивность газовыделения, м^3/с;

$K_{пров}$ — КПД проветривания;

$C_{доп}$ — допустимое содержание вредной примеси в воздухе, %;

$C_{вх}$ — загазованность входящей струи, %;

б) по пыли

$$Q_{к.в} = \frac{F}{K_{пр}\left(N - N_{вх}\right)}, \quad (15.62)$$

где F — интенсивность пылевыделения, мг/с, расчеты которой приведены в 15.5.3;

$K_{пр}$ — коэффициент процесса ($K_{пр} = 2\ K_{пр}$);

N — допустимое содержание пыли в воздухе, мг/м^3.

15.6.5.2 Количество воздуха, необходимое для проветривания сквозных выработок, $Q_{с.в}$, $м^3/с$, вычисляют по формулам:

а) по газу

$$Q_{с.в} = \frac{I_г}{C_{доп} - C_{вх}}; \quad (15.63)$$

б) по пыли

$$Q_{к.в} = \frac{F \cdot q_{вл}}{N - N_{вх}}, \quad (15.64)$$

где $q_{вл}$ — коэффициент, учитывающий степень обводненности выработки ($q_{вл}$ = 0,8 — для сухих выработок; $q_{вл}$ = 0,5 — при мокром бурении; $q_{вл}$ = 0,2 — для сильно обводненных влажных выработок или при регулярном орошении стен и отбитой горной массы).

15.6.6 Определение количества воздуха по фактору разжижения вредных выхлопов, образующихся при работе дизельных двигателей

15.6.6.1 Расчет количества воздуха выполняют по фактору снижения уровня концентрации вредных веществ, выделяемых при постоянной работе оборудования с ДВС, до уровня ПДК.

15.6.6.2 При расчетах количества воздуха на забой по фактору разбавления выхлопных газов до санитарных норм при работе машин с ДВС вводят коэффициент одновременности: при работе двух машин — 0,9; при работе трех и более — 0,85.

Из расчетов допускается исключать машины, работающие на сквозной струе не более 10 мин в течение 2 ч, а также буровые машины с дизельным двигателем.

15.6.6.3 При проектировании рекомендуется принимать для вспомогательного оборудования до 10 % от суммарной мощности основного оборудования, увеличивая соответственно на данное значение общую потребность воздуха по фактору разжижения до предельной концентрации выхлопов от работы машин с ДВС.

15.6.6.4 Направление движения груженых машин с ДВС в доставочных выработках предусматривают против вентиляционной струи, а движение порожних — в направлении вентиляционной струи при обеспечении оптимальной разности скорости движения струи и машины, но не менее 0,5 м/с, не превышая скорости, максимально допустимой по безопасности движения.

Движение с более близкими по величине скоростями допускается кратковременно в периоды разгона или торможения машины.

15.6.6.5 На тех участках, где применяют машины с ДВС, предусматривают резервное количество свежего воздуха, используемое при необходимости для снижения концентрации продуктов выхлопа.

15.6.6.6 Для оценки воздухопотребности по фактору выделения ядовитых газов самоходным и другим оборудованием с дизельным приводом рассматривают различные варианты расчета в зависимости от условий и исходных данных.

15.6.6.7 По результатам расчетов проводят сравнение и, при необходимости, вводят коррективы расхода воздуха: увеличивают подачу воздуха или, если это невозможно, уменьшают количество транспортных машин с дизельным приводом, работающих в последовательно проветриваемых выработках.

15.6.6.8 Значения количества воздуха, полученные по результатам расчетов, сравнивают с фактическим расходом воздуха (для действующих шахт, горизонтов) или с результатами расчетов, проведенных для аналогичных проектируемых или реконструируемых шахт, горизонтов.

15.6.6.9 Расчет вентиляции выработок по фактору выделения ядовитых газов самоходным и другим оборудованием с дизельным приводом

Вариант 1

Общий расход воздуха по фактору газовыделения определяют по разжижению вредных компонентов в выхлопных газах ДВС до ПДК, таких как: оксид азота (NO_x) в пересчете на NO_2, углеводороды (CH), оксид углерода (CO).

Расчет количества воздуха, необходимого для разбавления вредных выбросов от работы ДВС одной машины до уровня ПДК, проводят отдельно для каждого нормируемого компонента выхлопных газов.

В качестве исходных данных принимают информацию, приведенную в техническом паспорте горно-шахтного оборудования, включая мощность двигателя и обороты, на которых она достигается, объем двигателя, а также установленные для него нормы очистки выхлопных газов в соответствии с принятыми требованиями к содержанию вредных веществ в выхлопах ДВС.

С учетом данных технического паспорта машины с четырехтактным двигателем дебит выхлопных газов в рудничную атмосферу $g_{вых.г}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$g_{вых.г} = (V \cdot n)/2, \quad (15.65)$$

где V — суммарный рабочий объем цилиндров, м^3;

n — скорость вращения коленчатого вала, об/мин.

Отдельно для каждого из вредных веществ в отработавших газах определяют количество выбросов в единицу времени (как для оксида углерода CO, так и для оксида азота и углеводородов HC+NO_x, а также при соответствующих требованиях нормативной базы и для других компонентов) L, мг/мин, вычисляемое по формуле

$$L = N_{ДВС} \cdot L_{в.в}, \quad (15.66)$$

где $N_{ДВС}$ — мощность ДВС, кВт;

$L_{в.в}$ — количество вредных выбросов на 1 кВт мощности ДВС, мг/(кВт · мин).

Дебит вредных веществ на 1 м^3 отработавших газов $C_{вых.г}$, мг/м^3, вычисляют по формуле

$$C_{вых.г} = L/g_{вых.г}, \quad (15.67)$$

где L — количество вредных выбросов, мг/мин;

$g_{вых.г}$ — дебит выхлопных газов в рудничную атмосферу, м^3/мин.

Количество воздуха, необходимое для разбавления вредных выбросов одной машины с ДВС до уровня ПДК по одному компоненту, $Q_{ДВС}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{ДВС} = q_{пер}\frac{C_{вых}}{C_{доп}} = q_{пер}K, \quad (15.68)$$

где $q_{пер}$ — коэффициент перевода безразмерной величины в размерную ($q_{пер}$ = 1 м^3/мин = 60 м^3/ч = = 1/60 м^3/с);

$C_{доп}$ — ПДК вредного компонента, мг/м^3;

K — коэффициент концентрации соответствующих токсичных выхлопных газов.

Количество удельного объемного расхода воздуха $Q_у$, м^3/(мин · кВт), подаваемого на 1 кВт (или на 1 л. с.) номинальной мощности ДВС технологического оборудования, используемого для подземных горных работ, определяют в зависимости от токсичности отработавших газов по формуле

$$Q_у = Q_{ДВС}/N_{ДВС}, \quad (15.69)$$

где $Q_{ДВС}$ — количество воздуха, необходимое для разбавления вредных выбросов одной машины с ДВС до ПДК по одному компоненту, м^3/мин;

$N_{ДВС}$ — мощность ДВС, кВт.

В результате расчетов наибольшее количество свежего воздуха, подаваемое на 1 кВт мощности технологического транспорта, $Q_у$, м^3/мин, определяют по расчетным вредным компонентам суммарно (NO_x + CH + CO) по формуле

$$Q_у = k_з \cdot Q_{о.г}, \quad (15.70)$$

где $k_з$ — коэффициент запаса, равный 1,25 отн. ед.;

$Q_{о.г}$ — количество отработавших газов м^3/(мин · кВт).

Количество воздуха на единицу оборудования с ДВС $Q_{об}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{об} = Q_у \cdot N_{ДВС}. \quad (15.71)$$

Для разбавления вредных выбросов группы однотипного оборудования необходимое количество воздуха $Q_р$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_р = k_о \cdot n \cdot Q_{к.в}, \quad (15.72)$$

где $k_о$ — коэффициент одновременности работы самоходного оборудования, отн. ед., для одной машины, равный 1,0; для двух машин — 0,9; для трех и более — 0,85;

n — количество однотипного оборудования, шт.;

$Q_{к.в}$ — количество воздуха, необходимое для проветривания камерообразных и комбинированных выработок, м^3/с.

Вариант 2

Для расчета выброса токсичных веществ используют предельные значения токсичности отработавших газов дизельных двигателей в соответствии с ГОСТ Р 41.96 с учетом данных изготовителя.

Количество газов, выбрасываемое за один оборот четырехтактного ДВС, $Q_{газ}$ м^3, вычисляют по формуле

$$Q_{газ} = V_{дв}/2, \quad (15.73)$$

где $V_{дв}$ — суммарный рабочий объем цилиндров, м^3.

Объем исходящих газов от работы машины с ДВС на максимальной мощности $V_{газ}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$V_{газ} = n_{к.в} \cdot V_{ц}, \quad (15.74)$$

где $n_{к.в}$ — скорость вращения коленчатого вала ДВС, об/с;

$V_{ц}$ — рабочий объем цилиндров ДВС, м^3.

Отработанные газы содержат оксид углерода CO, оксиды азота в пересчете на NO_2, углеводороды CH, твердые частицы и не вступивший в реакции объем свежего воздуха.

Выброс опасных веществ, перечисленных выше, регламентируется согласно ГОСТ Р 41.96—2011 (таблица 1).

Не вступивший в реакцию воздух сохраняет свои свойства, поэтому необходимо определить в расходе воздуха, прошедшего через двигатель, количество отработанных газов.

Количество исходящих отработанных газов по компонентам в общем объеме воздуха, прошедших через двигатель, определяют путем произведения номинальной мощности двигателя машины на предельное количество газа, выделяемого на 1 кВт мощности согласно ГОСТ Р 41.96—2011 (таблица 1).

Количество оксида углерода Q_{CO}, г/с, вычисляют по формуле

$$Q_{CO} = N_{дв} \cdot ПК_{CO}, \quad (15.75)$$

где $N_{дв}$ — мощность двигателя машины, кВт;

$ПК_{CO}$ — предельное количество оксида углерода, выделяемого на 1 кВт мощности согласно ГОСТ Р 41.96—2011 (таблица 1), г/кВт · ч.

Объем оксида углерода V_{CO}, м^3/с, вычисляют по формуле

$$V_{CO} = \frac{Q_{CO}}{\gamma_в \rho_{co}}, \quad (15.76)$$

где $\gamma_в$ — плотность воздуха, г/м^3;

ρ_{co} — относительная плотность CO по воздуху, определяемая как $\rho_{co} = M_{CO}/M_в$;

где M_{CO} — молярная масса оксида углерода, г/моль;

$M_в$ — молярная масса воздуха, г/моль.

Содержание CO от общего количества прошедшего через ДВС воздуха C_{CO}, %, вычисляют по формуле

$$C_{CO} = \frac{V_{CO}}{V_{газ}} \cdot 100. \quad (15.77)$$

Количество выделяемой смеси оксидов азота (в пересчете на NO_2) Q_{NO_2}, г/с, вычисляют по формуле

$$Q_{NO_2} = N_{дв} \cdot ПК_{NO_2}, \quad (15.78)$$

где $N_{дв}$ — мощность двигателя машины, кВт;

$ПК_{NO_2}$ — предельное количество смеси окислов азота (в пересчете на NO_2), выделяемой на 1 кВт мощности согласно ГОСТ Р 41.96—2011 (таблица 1), г/(кВт · ч).

Объем выделяемой смеси окислов азота (в пересчете на NO_2) V_{NO_2}, м^3/с, вычисляют по формуле

$$V_{NO_2} = \frac{Q_{NO_2}}{\gamma_в \rho_{NO_2}}, \quad (15.79)$$

где ρ_{NO_2} — относительная плотность NO_2 по воздуху, определяемая как $\rho_{NO_2} = M_{NO_2}/M_в$;

где M_{NO_2} — молярная масса оксида азота, г/моль;

$\gamma_в$ — плотность воздуха, г/м^3;

Q_{NO_2} — количество выделяемой смеси окислов азота (в пересчете на NO_2), г/с.

Содержание NO_2 от общего количества прошедшего через ДВС воздуха C_{NO_2}, %, вычисляют по формуле

$$C_{NO_2} = \frac{V_{NO_2}}{V_{газ}} \cdot 100. \quad (15.80)$$

Количество выделяемой смеси углеводородов СН (метана и его гомологов, нефтепродуктов) Q_{CH}, г/с, вычисляют по формуле

$$Q_{CH} = N_{дв} \cdot ПК_{CH}, \quad (15.81)$$

где $N_{дв}$ — мощность двигателя машины, кВт;

$ПК_{CH}$ — предельное количество смеси углеводородов СН (метана и его гомологов, нефтепродуктов), выделяемой на 1 кВт мощности согласно ГОСТ Р 41.96—2011 (таблица 1), г/(кВт · ч).

Объем выделяемой смеси углеводородов СН (метана и его гомологов, нефтепродуктов) V_{CH}, $м^3/с$, вычисляют по формуле

$$V_{CH} = \frac{Q_{CH}}{\gamma_в \cdot \rho_{CH}}, \quad (15.82)$$

где Q_{CH} — расчетное количество выделяемой смеси углеводородов СН (метана и его гомологов, нефтепродуктов), г/с;

$\gamma_в$ — плотность воздуха, $г/м^3$;

ρ_{CH} — относительная плотность СН по воздуху, определяемая как $\rho_{сн} = M_{CH}/M_в$;

где M_{CH} — молярная масса СН, г/моль.

Содержание смеси углеродов СН от общего количества прошедшего через ДВС воздуха C_{CH}, %, вычисляют по формуле

$$C_{CH} = \frac{V_{CH}}{V_{газ}} \cdot 100. \quad (15.83)$$

Количество смеси оксидов азота (в пересчете на NO_2) и углеводородов СН (метана и его гомологов, нефтепродуктов) в выделившихся газах Q_{HC+NOx}, г/с, вычисляют по формуле

$$Q_{HC+NOx} = N_{дв} \cdot ПК_{HC+NOx}, \quad (15.84)$$

где $N_{дв}$ — мощность двигателя машины, кВт;

$ПК_{HC+NOx}$ — предельное количество смеси окислов азота (в пересчете на NO_2) и углеводородов СН (метана и его гомологов, нефтепродуктов), выделяемой на 1 кВт мощности согласно ГОСТ Р 41.96—2011 (таблица 1), г/(кВт · ч).

Объем выделяемой смеси окислов азота (в пересчете на NO_2) и углеводородов СН (метана и его гомологов, нефтепродуктов) V_{HC+NOx}, $м^3/с$, вычисляют по формуле

$$V_{HC+NOx} = \frac{Q_{HC+NOx}}{\gamma_в \cdot \rho_{HC+NOx}}, \quad (15.85)$$

где ρ_{HC+NOx} — относительная плотность HC+NOx по воздуху, определяемая как $\rho_{HC+NOx} = \frac{(\rho_{NOx} + \rho_{CH})}{2}$.

Содержание оксидов азота (в пересчете на NO_2) и углеводородов СН (метана и его гомологов, нефтепродуктов) от общего количества прошедшего через ДВС воздуха C_{HC+NOx}, %, вычисляют по формуле

$$C_{HC+NOx} = \frac{V_{HC+NOx}}{V_{газ}} \cdot 100. \quad (15.86)$$

Количество твердых дисперсных частиц (сажи) в выделившихся газах ДВС $Q_{сажа}$, г/с, вычисляют по формуле

$$Q_{сажа} = N_{дв} \cdot ПК_{сажа}, \quad (15.87)$$

где $N_{дв}$ — мощность двигателя машины, кВт;

$ПК_{сажа}$ — предельное количество твердых дисперсных частиц (сажи), выделяемых на 1 кВт мощности согласно ГОСТ Р 41.96—2011 (таблица 1), г/кВт · ч.

Объем выделяемых твердых дисперсных частиц (сажи) $V_{сажа}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$V_{сажа} = \frac{Q_{сажа}}{\gamma_в}, \quad (15.88)$$

где $Q_{сажа}$ — количество твердых дисперсных частиц (сажи) в выделившихся газах ДВС, г/с;

$\gamma_в$ — плотность воздуха, г/м^3.

Содержание твердых дисперсных частиц (сажи) от общего количества прошедшего через ДВС воздуха $C_{сажа}$, %, вычисляют по формуле

$$C_{сажа} = \frac{V_{сажа}}{V_{газ}} \cdot 100, \quad (15.89)$$

где $V_{сажа}$ — объем выделяемых твердых дисперсных частиц (сажи), м^3/с;

$V_{газ}$ — объем выделяемого газа, м^3/с.

Суммарную долю выделяемых вредных примесей (по четырем компонентам) от общего количества воздуха, прошедшего через двигатель $C_{общ}$, %, вычисляют по формуле

$$C_{общ} = C_{CO} + C_{HC+NOx} + C_{сажа}. \quad (15.90)$$

Суммарное количество выделяемых вредных примесей (по четырем компонентам) от общего количества воздуха, прошедшего через двигатель $V_{общ}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$V_{общ} = V_{CO} + V_{HC+NOx} + V_{сажа}. \quad (15.91)$$

Содержание кислорода в выработке для работы машины с ДВС рассчитывают при условии, что содержание кислорода в воздухе должно быть по объему не менее $C_{O_2min} = 20$ %.

Учитывая, что в подаваемом из атмосферы в шахту воздухе содержание кислорода $C_{O_2норм} = 20{,}95$ % согласно ГОСТ 4401, то относительный объем выделившихся газов должен составлять не более 0,95 % от поступающего воздуха в выработку, где работает машина с ДВС, чтобы содержание кислорода составляло менее 20 %.

Объем воздуха, необходимый для поддержания кислорода на уровне 20 %, $Q_{возд}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{возд} = \frac{V_{общ}}{C_{вых}} \cdot 100, \quad (15.92)$$

где $V_{общ}$ — суммарное количество выделяемых вредных примесей (по четырем компонентам) от общего количества воздуха, прошедшего через двигатель, м^3/с;

$C_{вых}$ — дебит вредных веществ на 1 м^3 отработавших газов, мг/м^3.

Минимальное количество воздуха Q_{min}, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{min} = V_{min} \cdot S, \quad (15.93)$$

где V_{min} — минимальная скорость движения воздуха в горных выработках, м/с;

S — площадь поперечного сечения выработки, м^2.

Отношение минимального количества воздуха к расчетному количеству воздуха $q_{отн}$, отн. ед., вычисляют по формуле

$$q_{отн} = Q_{min}/Q_{возд}, \quad (15.94)$$

где Q_{min} — минимальное количество воздуха, м^3/с;

$Q_{возд}$ — объем воздуха, необходимый для поддержания кислорода на уровне 20 %, м^3/с.

15.6.6.10 При отсутствии подробных исходных данных рассчитывают подачу свежего воздуха в те выработки, в которых работают машины с ДВС, в количестве, обеспечивающем снижение концентрации вредных продуктов выхлопа в рудничной атмосфере до санитарных норм, но не менее 5 м^3/мин на 1 л. с., м^3/мин.

Количество воздуха в этом случае вычисляют по формуле

$$Q_{ДВС} = q \cdot N_{сумм} \cdot k_о, \quad (15.95)$$

где q — количество воздуха в расчете на 1 л.с. номинальной мощности дизельного двигателя, необходимое для разжижения выхлопных газов (q = 5 м^3/мин);

$N_{сумм}$ — суммарная мощность двигателей одновременно работающих машин в горных выработках (работающих более 2 ч в смену), л. с.;

$k_о$ — коэффициент одновременности работы самоходного оборудования.

15.6.7 Расход воздуха при проведении сварочных работ

15.6.7.1 При проведении сварочных работ в горизонтальных выработках и стволах расход воздуха по выделению вредных веществ $Q_{в.в}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{в.в} = \frac{2{,}1k_{н.с} \cdot M_{св.п} \cdot P_э \cdot n_п}{N_{св} \cdot c_п}, \quad (15.96)$$

где $k_{н.с}$ — коэффициент, учитывающий неравномерность выполнения сварочных работ, равный 1,1—1,2;

$M_{св.п}$ — масса сварочной пыли и газов, образующихся при расходе 1 кг электродов в расчете на условный оксид марганца, г/кг, значение которого определяют в зависимости от типа марки электрода по ГОСТ Р 56164 и от количества выделяемых загрязняющих веществ;

$P_э$ — расход электродов на выполнение 1 м сварного шва, кг/м;

$n_п$ — количество сварочных постов, функционирующих в выработке одновременно;

$N_{св}$ — норма времени на выполнение 10 м сварного шва, м/ч, равная 3,4 ч/м;

$c_п$ — ПДК пыли оксидов марганца, мг/м^3, равная 0,3 мг/м^3.

15.6.7.2 Для подземных механических мастерских расход воздуха по фактору электросварочных работ $Q_{эс.р}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{эс.р} = G_э \cdot q_э + p_{эс}\,(q_э + q_{м.в}), \quad (15.97)$$

где $G_э$ — наибольший часовой расход электродов, кг;

$p_{эс}$ — число постов электросварки с местной вытяжкой;

$q_э$ — норма воздуха на 1 кг расходуемых электродов, м^3/мин;

$q_{м.в}$ — норма расхода воздуха на одно рабочее место с местной вытяжкой, м^3/мин.

15.6.7.3 Для подземных механических мастерских расход воздуха по фактору газовой сварки и резки $Q_{г.с.р}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{г.с.р} = G_а \cdot q_а, \quad (15.98)$$

где $G_а$ — наибольший расход ацетилена, м^3/ч;

$q_а$ — норма воздуха на 1 м^3 расходуемого ацетилена, м^3/мин, равная 25 м^3/мин.

15.7 Проветривание и определение количества воздуха при проходке вертикальных выработок

15.7.1 Проветривание забоев стволов шахт, находящихся на стадии проходки, следует проводить нагнетательным или комбинированным способом.

15.7.2 Количество воздуха, необходимое для проветривания при проходке вертикальных выработок, вычисляют по формулам для горизонтальных выработок.

Количество воздуха по фактору газовыделения после ведения взрывных работ $Q^{газ.}_{наг}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q^{газ.}_{наг} = \frac{0{,}054}{t}\sqrt[3]{\frac{A \cdot b \cdot q_{вл} \cdot S^2 \cdot l_р^2}{p^2 \cdot C \cdot \alpha}}, \quad (15.99)$$

где $q_{вл}$ — коэффициент, учитывающий влияние обводненности ствола на содержание ядовитых газов, определяемый по данным, приведенным в таблице 15.12.

Таблица 15.12

Характеристика ствола	$q_{вл}$
Стволы сухие любой глубины (приток воды в забое до 1 м^3/ч) и стволы, обводненные глубиной не более 200 м	0,8
Стволы, обводненные глубиной более 200 м. Капеж и приток воды в забое не более 6 м^3/ч	0,6

Окончание таблицы 15.12

Характеристика ствола	$q_{вл}$
Стволы, обводненные глубиной более 200 м. Капеж в виде дождя. Приток воды в забое не более 15 м^3/ч	0,3
Стволы, обводненные глубиной более 200 м. Капеж в виде ливня. Приток воды в забое более 15 м^3/ч	0,15

$l_р$ — расчетная глубина ствола, м, определяемая по таблице 15.13.

Таблица 15.13

Глубина ствола, м	Расстояние от вентиляционной трубы до забоя, м	Значение $l_р$ при диаметре ствола в свету, м							
		4,5	5	5,5	6	6,5	7	7,5	8
400	5	400	400	400	400	400	400	400	400
	10	400	400	400	400	400	400	400	400
	15	400	400	400	400	400	400	400	400
500	5	500	500	500	500	490	465	440	430
	10	500	500	500	500	500	500	500	500
	15	500	500	500	500	500	500	500	500
600	5	600	600	590	520	490	465	440	430
	10	600	600	600	600	600	600	600	600
	15	600	600	600	600	600	600	600	600
700	5	650	610	590	520	490	450	430	410
	10	700	700	700	700	700	700	680	660
	15	700	700	700	700	700	700	700	700
800	5	—	610	590	500	470	450	530	410
	10	—	800	800	800	750	410	680	660
	15	—	800	800	800	800	800	800	800
900	5	—	610	535	500	490	450	430	400
	10	—	900	900	800	750	710	680	580
	15	—	900	900	900	900	900	900	840
1000	5	—	570	515	480	455	430	410	400
	10	—	980	850	700	665	630	600	580
	15	—	1000	1000	1000	960	910	870	840
1100	5	—	—	515	480	455	430	410	400
	10	—	—	850	700	665	630	600	580
	15	—	—	1100	1020	960	910	870	840
1200	5	—	—	515	480	455	430	410	400
	10	—	—	850	700	665	630	600	580
	15	—	—	1100	1020	960	910	870	840

Для проветривания восстающих выработок количество воздуха $Q_з$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_з = \frac{0{,}3k_1 \cdot k_2}{t} \cdot \sqrt[3]{\frac{A \cdot b \cdot S \cdot H}{p \cdot C}} = \frac{3{,}35 \cdot k_1 \cdot k_2}{t} \cdot \sqrt[3]{\frac{A \cdot b \cdot S \cdot H}{p}}, \quad (15.100)$$

где k_1 — коэффициент, учитывающий высоту восстающих выработок;

k_2 — коэффициент, учитывающий способ проветривания восстающих выработок;

H — высота восстающей выработки, м.

Коэффициент k_1 в зависимости от высоты восстающей выработки при обычном способе проходки и при проходке с помощью механизированных комплексов определяют по таблице 15.14.

Таблица 15.14

Высота восстающей выработки, м	Значение коэффициента k_1 при способах проходки	
	Обычный способ	Проходка с помощью механизированного комплекса
20	0,47	0,25
30	0,72	0,38
40	0,85	0,50
50	0,94	0,57
60	0,98	0,64
70	1	0,68
Св. 80	1	0,7

Коэффициент k_2 в зависимости от способа проветривания равен:

- 1 — при нагнетании по трубам;
- 0,4 — при всасывании через опережающую скважину;
- 0,44 — при проветривании воздушно-водяной смесью.

Для восстающих выработок всасывающее проветривание по трубам не рекомендуют как малоэффективное.

15.7.3 Горизонтальные выработки

15.7.3.1 Применяют следующие способы проветривания горных выработок — нагнетательный, всасывающий и комбинированный.

При нагнетательном способе проветривания с механическим побудителем тяги свежий воздух подают вентилятором из сквозной выработки в тупиковую по вентиляционным трубам.

Всасывающий способ проветривания — грязный воздух отводят из забоя по вентиляционным трубам, свежий воздух подают непосредственно по выработке. Вентилятор устанавливают на противоположном от забоя конце трубопровода. Всасывающий способ применяют в тех случаях, когда выработку проводят по горному массиву, не содержащему горючих или ядовитых газов.

Комбинированный способ проветривания чаще всего применяют при скоростной проходке на негазовых шахтах и рудниках. Особенностями комбинированного способа являются активное перемешивание газов в призабойной зоне и ограниченный объем проветривания.

15.7.3.2 Применение нагнетательного способа проветривания по газу от взрывных работ

На предприятиях, как правило, используют нагнетательный способ проветривания, из-за возможности существенного снижения радоновыделения из окружающего массива руды и вмещающих пород по сравнению с проветриванием всасывающим способом.

Нагнетательный способ проветривания применяют в очистных блоках системы горизонтальных слоев с твердеющей закладкой и системы подэтажных штреков при проходке нарезных и подготовительных выработок, а также других горизонтальных выработок.

При проходке тупиковых выработок нагнетательным способом проветривания, для предотвращения рециркуляции, ВМП устанавливают на свежей струе воздуха на расстоянии не менее 10 м от исходящей струи.

С учетом зоны отброса газов

Количество воздуха, необходимое для проветривания проходческого забоя нагнетательным вентилятором по газовому фактору от взрывных работ, $Q_{наг}^{газ}$ вычисляют по формуле

$$Q_{наг}^{газ} = \frac{0{,}054}{t}\sqrt[3]{\frac{A \cdot b \cdot S^2 \cdot L \cdot L_{з.о}}{p^2 \cdot C \cdot \alpha}}, \qquad (15.101)$$

где $L_{з.о}$ — длина зоны отброса газов после взрывания шпуров, м, вычисляемая по формуле

$$L_{зо} = \frac{20A}{\rho_n \cdot l_ш \cdot \sqrt{S}}, \quad (15.102)$$

где ρ_n — плотность взрываемой горной породы для условий предприятия, т/м^3;

$l_ш$ — средняя глубина шпуров, м;

p — коэффициент утечек воздуха через неплотности нагнетательного воздуховода из матерчатых прорезиненных труб, который определяют по данным, приведенным в таблице 15.15.

Таблица 15.15 — Значения коэффициента p, учитывающего утечки воздуха в прорезиненном трубопроводе

L^*, м	p	L^*, м	p	L^*, м	p
50	1,04	400	1,25	1000	1,51
100	1,08	500	1,30	1100	1,54
150	1,11	600	1,35	1200	1,59
200	1,14	700	1,39	1300	1,63
250	1,16	800	1,43	1400	1,66
300	1,19	900	1,47	1500	1,7
* L — длина воздуховода.					

C — допустимая концентрация ядовитых газов в забое, % (для условного оксида углерода C = 0,008 %).

По газам, образующимся при взрывных работах с учетом критического пути при нагнетательном и комбинированном способах проветривания, количество воздуха $Q_в$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_в = \frac{2,25}{t} \cdot \sqrt[3]{\frac{A \cdot b \cdot S^2 \cdot L_{тр}^2 \cdot k_{обв}}{p^2}}, \quad (15.103)$$

где $k_{обв}$ — коэффициент, учитывающий обводненность выработки (см. таблицу 15.16).

Таблица 15.16

Характеристика выработок	$k_{обв}$
Горизонтальные и наклонные выработки, проводимые по сухим породам	0,8
Горизонтальные и наклонные выработки, частично проводимые по водоносным породам	0,6

Для гибких вентиляционных труб диаметром от 400 до 600 мм при длине звеньев 20 м коэффициент утечек в трубопроводе $k_{ут.тр}$ принимают по таблице 15.17, при увеличении числа стыков за счет применения 5- и 10- метровых звеньев и фасонных частей — по таблице 15.18, для гибких вентиляционных труб диаметром от 700 до 1000 мм при длине звена 10 м — по таблице 15.19, а также по справочникам, действующим каталогам или по данным производителя.

Таблица 15.17

Длина трубопровода, м	Коэффициент утечек в трубопроводе $k_{ут.тр}$	Длина трубопровода, м	Коэффициент утечек в трубопроводе $k_{ут.тр}$
	Звено 20 м диаметром менее 0,6		Звено 20 м диаметром менее 0,6
50	1,04	500	1,30
100	1,07	600	1,35
200	1,14	700	1,39
300	1,19	800	1,43
400	1,29	1000	1,54

Окончание таблицы 15.17

Длина трубопровода, м	Коэффициент утечек в трубопроводе $k_{ут.тр}$	Длина трубопровода, м	Коэффициент утечек в трубопроводе $k_{ут.тр}$
	Звено 20 м диаметром менее 0,6		Звено 20 м диаметром менее 0,6
1200	1,76	1800	4,42
1400	1,98	2000	2,63
1600	2,20	—	—

Таблица 15.18

Количество стыков в трубопроводе	Коэффициент утечек в трубопроводе $k_{ут.тр}$	Количество стыков в трубопроводе	Коэффициент утечек в трубопроводе $k_{ут.тр}$
	Звенья 5 м и 10 м, фасонные части		Звенья 5 м и 10 м, фасонные части
Не более 4	1,04	18—20	1,23
5	1,05	21—25	1,30
6—8	1,07	26—35	1,33
9—11	1,11	36—45	1,43
12—14	1,15	46—55	1,54
15—17	1,19	—	—

Таблица 15.19

Длина трубопровода, м	Коэффициент утечек в трубопроводе $k_{ут.тр}$	Длина трубопровода, м	Коэффициент утечек в трубопроводе $k_{ут.тр}$
	Звено 10 м диаметром 0,7 м и более		Звено 10 м диаметром 0,7 м и более
100	1,07	800	1,94
200	1,14	1000	2,63
300	1,22	1200	3,23
400	1,32	1400	4
500	1,41	1600	4,74
600	1,54	1800	6,26
700	1,72	2000	7,15

Коэффициент утечек воздуха p для металлических трубопроводов вычисляют по формуле

$$p = \left(\frac{1}{3} k_{ут.ст} \cdot d_{тр} \cdot \frac{L_{тр}}{L_{зв}} \cdot \sqrt{R} + 1 \right)^2, \quad (15.104)$$

где $k_{ут.ст}$ — удельный стыковой коэффициент воздухопроницаемости условного трубопровода диаметром 1 м: для фланцевых соединений с резиновыми прокладками равный от 0,002 до 0,005 при удовлетворительном качестве сборки и от 0,001 до 0,002 — при надлежащем качестве;

$d_{тр}$ — диаметр трубопровода, м;

$L_{зв}$ — длина звена, м;

R — аэродинамическое сопротивление трубопровода без учета утечек для гибких трубопроводов для жестких металлических — расчетным путем.

При нагнетательном способе проветривания и значительной длине тупиковых выработок (свыше 400 м) при подсчете объема выработки принимают не полную, а критическую длину выработки — расстояние, на котором концентрация газов, идущих от забоя, снизится до допускаемой.

Критическую длину выработки $L_{крит}$, м, вычисляют по формуле

$$L_{крит} = 12{,}5 \cdot \frac{A \cdot b \cdot k_{т.д}}{S \cdot p^2}, \quad (15.105)$$

где $k_{т.д}$ — коэффициент турбулентной диффузии полной свободной струи (см. таблицу 15.9).

Критическую длину определяют путем решения равенства для ее нескольких заданных значений

$$f\left(L_{крит}\right) = Д\left[\frac{(p-1)\cdot\left(L - L_{крит}\right) + L}{p^2 \cdot L}\right]^2, \quad (15.106)$$

где $f(L_{крит})$ — переменное значение $L_{крит}$;

Д — длина выработки, на которой может произойти разжижение газов от ВВ до допустимой концентрации, при отсутствии утечек воздуха в трубопроводе (p = 1), м, вычисляемая по формуле

$$Д = 12{,}5\frac{A \cdot b \cdot k_{ут.тр}}{S}, \quad (15.107)$$

$k_{ут.тр}$ — коэффициент утечек воздуха в трубопроводе на его проектной длине $L_{крит}$.

В прямоугольных координатах в масштабе откладывают по оси абсцисс заданные значения $L_{крит}$, а по оси ординат — полученные результаты от решения уравнения $f(L_{крит})$ и строят кривую по точкам пересечения этих значений.

Построенный график (см. рисунок 15.9) должен содержать такие значения $L_{крит}$, при которых кривая пересекается с прямой линией, проведенной из начала координат под углом 45°.

Проекция точки пересечения линий на горизонтальную ось указывает значение длины для данной выработки.

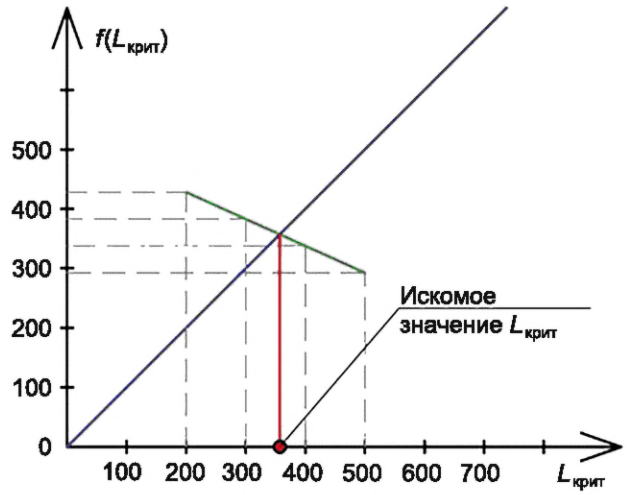


Рисунок 15.9 — Пример графика определения $L_{крит}$

При всасывающем способе проветривания количество воздуха $Q_в$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_в = \frac{2{,}8}{t} \cdot \sqrt{A \cdot b \cdot S \cdot L_{з.о}}. \quad (15.108)$$

Длину загазованной части выработки в момент взрывания шпуров $L_{з.о}$, м, вычисляют по формуле

$$L_{з.о} = \frac{20 \cdot A}{\rho_{г.м} \cdot l_ш \cdot \sqrt{S}}, \quad (15.109)$$

где $\rho_{г.м}$ — плотность взрываемой горной массы, т/м^3;

$l_ш$ — средняя глубина шпуров в комплекте, м.

Максимальное удаление труб от забоя l_{max}, м, вычисляют по формуле

$$l_{max} = 0{,}5 \cdot \sqrt{S}. \quad (15.110)$$

15.7.3.3 Определение количества воздуха по пылевому фактору при периодическом выделении пыли (взрывы)

При отсутствии сдувания пыли с отбитой горной массы и поверхности выработки (влажные выработки или поверхность выработок и горную массу постоянно увлажняют водой) проводят следующие расчеты:

а) количество воздуха при проветривании всей выработки при нагнетательной схеме $Q_{пр.в}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{пр.в} = \frac{S}{t}\sqrt[3]{\frac{l_{заб} \cdot L^2 (N_0 - N_{вх})}{p^2 \cdot q_т (N - N_{вх})}}, \quad (15.111)$$

где $l_{заб}$ — расстояние от воздуховода до груди забоя ($l_{заб}$ = 10 м);

N — ПДК пыли на рабочих местах, мг/м^3;

$q_т$ — коэффициент, учитывающий снижение запыленности воздуха при распылении воды в процессе проветривания, равный 2;

б) количество воздуха при проветривании призабойной зоны при нагнетательной схеме $Q_{пр.п.з}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{пр.п.з} = \frac{V_{з.с}}{k \cdot t}\sqrt[3]{\frac{N_0 - N_{вх}}{q_т (N - N_{вх})}}, \quad (15.112)$$

где $V_{з.с}$ — объем зоны смешения, м^3, вычисляемый по формуле

$$V_{з.с} = S \cdot l, \quad (15.113)$$

k — коэффициент турбулентного перемешивания, определяемый в зависимости от параметра $(a \cdot l)/d_п$ по таблице 15.20;

a — коэффициент структуры круглой свободной струи, действующей в проветриваемой выработке, равный от 0,06 до 0,08 (большее значение принимают для более шероховатых труб);

$d_п$ — приведенный диаметр воздуховода (выходного сечения свободной струи), м; при расположении воздуховода в средней части выработки, по высоте, $d_п = 1{,}5d$, при расположении воздуховода в углах выработки $d_п = 2d$;

d — диаметр воздуховода, м.

Таблица 15.20

$\frac{a \cdot l}{d_п}$	k	$\frac{a \cdot l}{d_п}$	k	$\frac{a \cdot l}{d_п}$	k
0,495	0,395	1,100	0,762	4,2	0,896
0,520	0,43	1,300	0,71	5,05	0,912
0,540	0,46	1,500	0,744	5,9	0,925
0,605	0,495	1,83	0,78	8,45	0,943
0,67	0,529	2,16	0,81	10,95	0,955
0,758	0,565	2,55	0,832	13,5	0,965
0,845	0,6	2,95	0,855		
0,973	0,636	3,35	0,873		

При наличии сдувания пыли в призабойной зоне и на всем протяжении выработки количество воздуха Q, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q = 1{,}3\frac{L \cdot S}{t}\sqrt[3]{\frac{I \cdot (N_0 - N_{вх})}{p^2 \cdot \sqrt{S}(N - N_{вх})}}. \quad (15.114)$$

Этот случай для противопылевого режима является невыгодным, и в металлических рудниках встречается крайне редко, кроме случаев проходки выработок в условиях вечной мерзлоты или при отрицательных температурах.

При постоянном выделении пыли количество воздуха $Q_{в.п}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{в.п} = \frac{F \cdot q_{вл}}{N - N_{вх}}, \quad (15.115)$$

где F — суммарная интенсивность источников пылеобразования в выработке в пределах участка, в котором требуется обеспечить уровень запыленности в пределах ПДК, мг/с;

$q_{вл}$ — коэффициент, учитывающий степень обводненности выработки, равный: 0,8 — для сухих выработок; 0,5 — при мокром бурении; 0,2 — для сильно обводненных влажных выработок или при регулярном орошении стен и отбитой горной массы.

15.7.4 При необходимости для расчета проветривания используют такие факторы, как количество людей, работающих в выработке, или фактор газовыделения при ведении сварочных работ, по пыли при ведении буровых и погрузочных работ, по минимальной скорости воздуха, рассматриваемых в 15.6. Однако по другим факторам воздухопотребность, как правило, ниже.

15.8 Выбор вентиляторов местного проветривания

15.8.1 При организации нагнетательного проветривания на всю выработку

15.8.1.1 Выбор вентилятора проводят по значениям его производительности $Q_в$, м^3/мин, и депрессии $h_в$, Па, необходимых для преодоления сопротивления трубопровода.

Производительность вентилятора $Q_в$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_в = p \cdot Q_з, \quad (15.116)$$

где $Q_з$ — количество воздуха для проветривания восстающих выработок по каталогам производителей, м^3/мин.

При комбинированном способе проветривания производительность вентилятора, работающего на нагнетание воздуха в забой, определяют аналогичным способом.

15.8.1.2 Депрессию вентилятора $h_в$, Па, вычисляют по формуле

$$h_в = 10{,}8Q_в^2 \cdot R \cdot \Psi \quad (15.117)$$

или

$$h_в = 1{,}1Q_в^2 \cdot R \cdot \Psi, \quad (15.118)$$

где 10,8; 1,1 — коэффициенты учитывающие запас депрессии на преодоление сопротивления шумогасителя;

R — сопротивление трубопровода, кμ, для гибких трубопроводов, принимаемое согласно таблице 15.21 или по справочникам, действующим каталогам или данным производителей;

Ψ — коэффициент, учитывающий влияние утечек на сопротивление трубопровода, определяемый по графику (см. рисунок 15.10) в зависимости от коэффициента доставки η — значения, обратно пропорционального $k_{ут.тр}$.

При определении сопротивления по данным таблицы 15.21 следует исходить из расчетной длины трубопровода $l_р$, м, учитывающей сопротивление поворотов и вычисляемой по формуле

$$l_р = l_{тр} + l_{тр.экв}, \quad (15.119)$$

где $l_{тр}$ — длина трубопровода для поворота на 90°, равная $20 \cdot d_{тр}$, м;

$l_{тр.экв}$ — эквивалентная длина трубопровода, равная $10 \cdot d_{тр}$ — для поворота на 45°, м.

Сопротивление для жестких металлических трубопроводов R, кμ, вычисляют по формуле

$$R = \frac{6{,}5 \cdot \alpha \cdot l_{тр}}{d_{тр}^5}. \quad (15.120)$$

Коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода α, который принимают по таблице 15.22.

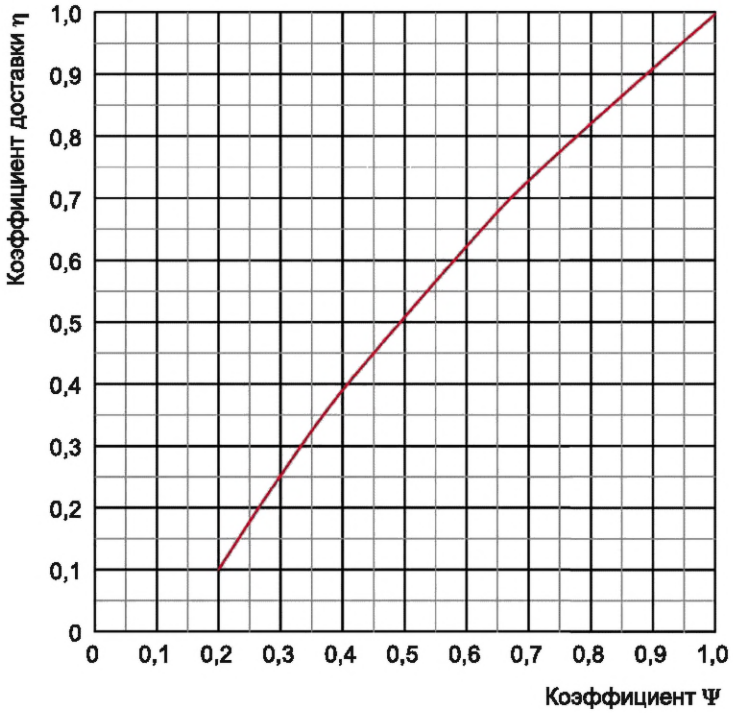


Рисунок 15.10 — Утечки воздуха в трубопроводе

Таблица 15.21

Длина трубопровода, м	Значение сопротивления трубопровода *R*, кμ, при диаметре трубопровода, мм				
	300	400	500	600	1000
50	60	16	5	2	0,4
100	120	30	10	4	0,8
150	—	43	14	5,5	1,1
200	—	56	18	7	1,5
250	—	69	22	8,5	2,0
300	—	81	26	10	2,4
400	—	102	33	13	3,1
500	—	123	40	15	4,0
600	—	142	47	18	4,5
700	—	161	53	20	5,0
800	—	179	59	22,5	5,5
900	—	—	64	23,8	6,0
1000	—	—	71	28	7,0
1200	—	—	82	32	8,0
1400	—	—	91	36	9,0
1600	—	—	98	40	9,5
1800	—	—	107	45	10
2000	—	—	115	50	15

Таблица 15.22

Диаметр трубопровода $d_{тр}$, м	Коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода α
0,4	0,00036
0,5	0,00035
0,6	0,00035
0,7	0,00030
0,8	0,00029
0,9	0,00028
1,0	0,00025

Для новых гладких магистральных трубопроводов коэффициент аэродинамического сопротивления при расчетах следует снижать на 25 %; для трубопроводов, где отсутствуют повреждения техникой и анкерной крепью, относительно которых есть фактические данные о сроке службы, составляющем более трех лет — увеличивать на 25 %. При этом трубопровод, используемый в призабойном пространстве, выдерживают до десяти отпалок (циклов взрывных работ).

Для металлических трубопроводов, имеющих повороты, депрессию $h_в$, Па, вычисляют по формуле

$$h_в = 0{,}344 \cdot \delta^2 \cdot V^2_{ср.тр} \quad (15.121)$$

или

$$h_в = 0{,}035 \cdot \delta^2 \cdot V^2_{ср.тр}, \quad (15.122)$$

где δ — угол поворота, рад, вычисляемый по формуле

$$\delta = \frac{\pi \cdot \delta_0}{180}, \quad (15.123)$$

где δ_0 — угол поворота, град;

$V_{ср.тр}$ — средняя скорость движения воздуха в трубопроводе на прямолинейном участке, м/с.

При проветривании протяженных выработок подсчитанная депрессия трубопровода может оказаться больше депрессии, создаваемой ВМП, в этом случае необходимо устанавливать несколько вентиляторов каскадом или рассредоточенно.

При каскадной схеме ВМП соединяют последовательно (выхлопное отверстие одного вентилятора к всасывающему отверстию другого). Между вентиляторами устанавливают спрямляющие аппараты.

Спрямляющий аппарат сооружают из отрезков труб длиной от 1 до 3 м с лопатками внутри для выравнивания (успокоения) потока воздуха. Без спрямляющих аппаратов второй и последующие вентиляторы будет работать вхолостую.

При каскадной установке ВМП целесообразно принимать последовательную работу однотипных вентиляторов (не более трех) с одинаковыми характеристиками.

Коэффициент p при каскадной установке ВМП определяют для всей длины трубопровода.

Количество вентиляторов определяют как частное от деления рассчитанной депрессии $h_в$ на депрессию, развиваемую вентилятором при данной производительности.

Если гибкие трубопроводы имеют ограничение по депрессии, то металлические воздуховоды таких ограничений не имеют.

15.8.1.3 Количество воздуха, подводимое к всасу ВМП (необходимого для проветривания подготовительной выработки), при нагнетательном способе проветривания согласно [4] (пункт 182) $Q_{пр}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{пр} = 1{,}43Q_в. \quad (15.124)$$

15.8.2 При организации всасывающего и комбинированного способов проветривания

15.8.2.1 Производительность всасывающего ВМП при комбинированном способе проветривания $Q_{в.ВМП}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{в.ВМП} = 1{,}25p_{от.тр}\, Q_{н.в}, \quad (15.125)$$

где $p_{от.тр}$ — коэффициент утечек отсасывающего трубопровода;

$Q_{н.в}$ — производительность нагнетающего вентилятора, м^3/с.

15.8.2.2 Количество воздуха для комбинированного способа проветривания $Q_{пр}$, вычисляют по формуле

$$Q_{пр} = Q_{в} \geq 1{,}25 \cdot \frac{Q_{н.в} \cdot p_{от.тр}}{0{,}7} \geq 1{,}79 \cdot Q_{н.в} \cdot p_{от.тр} \geq 1{,}43 \cdot Q_{в.в}, \quad (15.126)$$

где $Q_{н.в}$ — производительность нагнетающего вентилятора, м^3/с;

$Q_{в.в}$ — производительность всасывающего вентилятора, м^3/с;

$p_{от.тр}$ — коэффициент утечек отсасывающего трубопровода.

15.8.3 При организации комбинированного способа проветривания с устройством компенсирующих камер

15.8.3.1 При проходке тупиковых выработок большой протяженности быстрое удаление взрывных газов оказывает влияние на скорость проходки. Комбинированный способ проветривания позволяет сократить время проветривания и время проходческого цикла.

Одним из наиболее оптимальных вариантов комбинированного способа является проветривание забоя двумя воздуховодами, работающими один на всасывание, другой на нагнетание.

Свежий воздух поступает по выработке, далее нагнетается вентилятором по короткому воздухопроводу непосредственно в призабойное пространство; загрязненный воздух отсасывается по другому длинному воздуховоду до исходящей струи участка.

Вентиляторы работают в нагнетательном режиме на гибкие воздуховоды с более благоприятными условиями для монтажа и демонтажа. Отсасывающий трубопровод, проложенный по всей длине выработки, разделяют на секции: на одну секцию работает один вентилятор.

Нагнетательный трубопровод предусматривают только в зоне забоя для более эффективного проветривания и наращивают вслед за продвиганием забоя.

Отсасывающий трубопровод вместе с первым вентилятором располагают на безопасном расстоянии от груди забоя для предотвращения повреждений при разлете кусков породы при взрывных работах.

По мере продвижения забоя трубопровод удлиняют участками на два-три звена, длина которых составляет 20 м.

Схема размещения вентиляторов в призабойном пространстве показана на рисунке 15.11.

Для сбалансированного подсоса необходимого количества воздуха, численно равного утечкам воздуха на предыдущем секционном участке трубопровода, на промежуточных вентиляторах (на всасывающей стороне) в бортах выработки сооружают компенсирующие камеры с вмонтированным в воздухонепроницаемую перемычку клапаном.

Конструкция камеры показана на рисунке 15.12.

Каждая секция состоит из компенсирующей камеры, промежуточного вентилятора и воздухопровода. Соединение участков через компенсирующую камеру позволяет предотвратить повреждения воздуховода в случае аварийной остановки одного из вентиляторов.

Работа компенсирующей камеры при секционной расстановке промежуточных вентиляторов возможна в следующих режимах:

- нормальный (расчетный) режим, при котором происходит дополнительный подсос воздуха, численно равный утечкам воздуха на предыдущем секционном участке трубопровода;
- режим, осуществляемый под действием избыточного давления трубопровода (таким образом предотвращается выброс загрязненного воздуха в горную выработку);
- аварийный режим, при котором компенсирующая камера предотвращает деформацию гибкого трубопровода и выход из строя промежуточного вентилятора.

Основными преимуществами этого варианта комбинированного способа проветривания являются интенсивное удаление газов из тупиковой выработки после проведения взрывных работ на всем ее протяжении и уменьшение времени проветривания.

Схема компенсирующей камеры приведена на рисунке 15.12.

15.8.3.2 Производительность забойного нагнетательного вентилятора $Q_{в\ min}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{в\ min} = p \cdot Q_{расч}, \quad (15.127)$$

где $Q_{расч}$ — количество воздуха забоя (определяют по доминирующему фактору), м^3/с;

p — коэффициент утечек воздуха, который определяют по данным, приведенным в таблице 15.23.

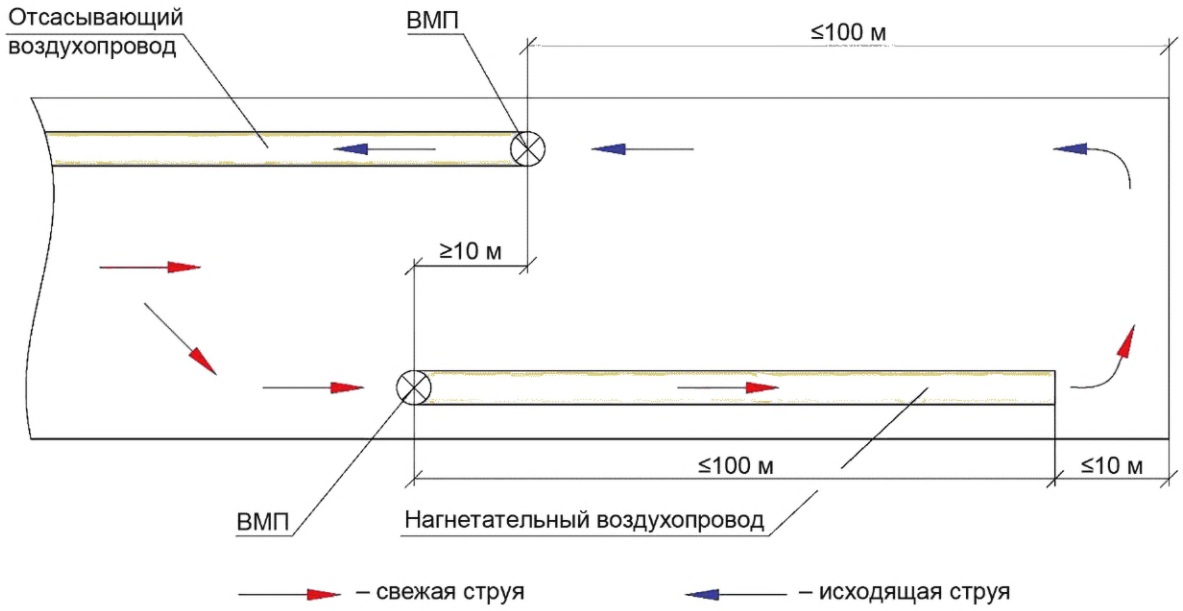
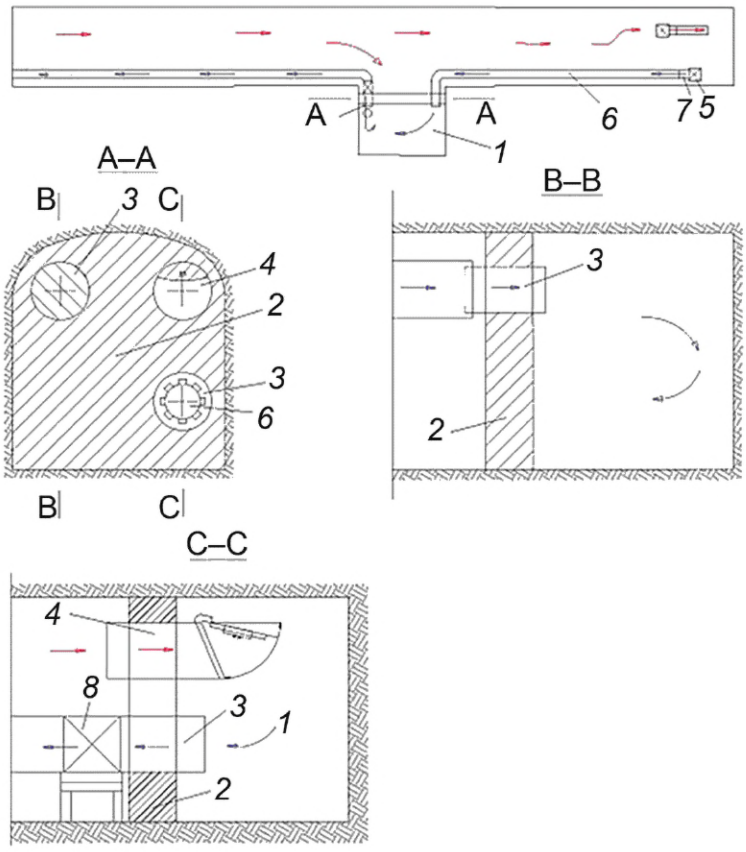


Рисунок 15.11 — Схема размещения ВМП в призабойном пространстве выработки при комбинированном способе проветривания с использованием отсасывающего воздухопровода (по секционной схеме монтажа вентиляторов) и призабойного нагнетательного вентилятора



1 — компенсирующая камера; *2* — перемычка из бетонитовых блоков; *3* — патрубок; *4* — патрубок с клапаном; *5* — отсасывающий вентилятор; *6* — отсасывающий трубопровод; *7* — патрубок с дроссельной заслонкой; *8* — нагнетательный вентилятор

Рисунок 15.12

Депрессию забойного вентилятора $H_{в\ min}$, Па, вычисляют по формуле

$$H_{в\ min} = R \cdot Q^2_{в\ min}, \quad (15.128)$$

где R — аэродинамическое сопротивление воздуховода, кμ, вычисляемое по формуле

$$R = \frac{6{,}5 \cdot \alpha \cdot L_{тр}}{d^5_{тр}}. \quad (15.129)$$

Таблица 15.23

Воздуховоды	Коэффициент p при длине воздуховода, м				
	300	400	500	600	700
Металлические трубы (при $\alpha \cdot 10^4$ = 3,0—4,5)	120	25	7,3	2,9	1,16
Прорезиненные трубы типа М (при $\alpha \cdot 10^4$ = 2,5—3,5)	67—94	15,9—22,3	6,25—7,7	2,5—3,1	1,16—1,43

По полученной аэродинамической характеристике воздуховода выбирают соответствующий вентилятор и определяют на его графике рабочую точку.

Производительность нагнетательного вентилятора для нормального проветривания выработки $Q_{норм}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{норм} = 1{,}43 \cdot Q_{в}. \quad (15.130)$$

Производительность нагнетательного вентилятора для нормального проветривания выработки $Q_{норм}$ по формуле (15.130) должна составлять не более 70 % производительности отсасывающего вентилятора (при отсутствии перемычки между ними).

15.8.3.3 Расчет параметров отсасывающего трубопровода и секционно установленных вентиляторов

Проветривание забоя при проходке протяженных горизонтальных выработок осуществляют отсасывающим(и) вентилятором(ами), которые работают на гибкий воздухопровод из прорезиненных труб, проложенных по выработке от точки, расположенной на безопасном расстоянии от горнопроходческого забоя, до руддвора ствола, с которого ведут проходку горизонта.

После определения протяженности отсасывающего трубопровода L определяют коэффициент утечек воздуха через неплотности воздуховода p.

Производительность отсасывающего вентилятора в начале воздухопровода $Q_{вс}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{вс} = p \cdot Q_{в}. \quad (15.131)$$

Производительность вентилятора на конце воздуховода $Q_{вс.к}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{в.\ к} = \frac{Q_{о.в}}{\eta}, \quad (15.132)$$

где $Q_{о.в}$ — производительность отсасывающего вентилятора в начале воздухопровода, м^3/с;

η — коэффициент доставки воздуха вентиляционного трубопровода, д. ед.

Среднюю производительность промежуточных вентиляторов $Q_{пр.в}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{пр.в} = (Q_{о.в} + Q_{в.к})/2, \quad (15.133)$$

где $Q_{о.в}$ — производительность отсасывающего вентилятора в начале воздухопровода, м^3/с.

Депрессию отсасывающего вентилятора на воздухопровод $H_{о.в}$, Па, вычисляют по формуле

$$H_{о.в} = R \cdot Q^2_{пр.в}, \quad (15.134)$$

где R — аэродинамическое сопротивление трубопровода, кμ, вычисляемое по формуле

$$R = R_{100} \cdot \frac{L}{100}, \quad (15.135)$$

где R_{100} — сопротивление воздуховода длиной 100 м, кμ;

L — длина выработки на конец проходки, м.

По рассчитанным параметрам воздухопровода определяют необходимое количество вентиляторов местного проветривания, включенных в сеть последовательно и расположенных равномерно по длине выработки.

Количество вентиляторов на отсасывающем воздухопроводе на конец проходки выработки $N_в$, шт., вычисляют по формуле

$$N_в = \frac{H_{вс.в}}{H_в}, \quad (15.136)$$

где $H_{вс.в}$ — депрессия всасывающего вентилятора, Па;

$H_в$ — депрессия вентилятора, определяемая по аэродинамическим характеристикам в рабочей зоне, Па.

Среднюю длину секции воздухопровода, на которую будет работать один вентилятор, $L_{сек}$, м, вычисляют по формуле

$$L_{сек} = \frac{L}{N_в}, \quad (15.137)$$

где L — длина выработки на конец проходки, м;

$N_в$ — количество вентиляторов на отсасывающем воздухопроводе на конец проходки выработки, шт.

Сопротивление воздухопровода на один вентилятор (с учетом утечек) $R_в$, кμ, вычисляют по формуле

$$R_в = R_{100} \cdot \left(\frac{L_{сек}}{100} \right), \quad (15.138)$$

где R_{100} — сопротивление воздуховода длиной 100 м, кμ;

$L_{сек}$ — средняя длина секции воздухопровода, на которую будет работать один вентилятор, м.

Рассчитав все показатели, на графиках аэродинамических характеристик вентиляторов определяют рабочие точки.

15.8.4 Расчет необходимого количества воздуха по металлическому трубопроводу в стволе от вентилятора на поверхности

При проходке протяженных тупиковых горных выработок и дефиците воздуха для проветривания рудника возникает необходимость в доставке свежего воздуха в проходческую выработку непосредственно с поверхности по жестким металлическим воздухопроводам.

Сначала рассчитывают необходимое количество воздуха по опасным факторам (пыли, газу) и по количеству людей в забое, затем определяют аэродинамическую характеристику воздухопровода и выбирают вентилятор.

Параметры работы вентилятора определяют с учетом утечек воздуха в трубопроводе с использованием коэффициентов резерва расхода воздуха и давления.

Для нагнетательного способа проветривания коэффициенты p_Q, p_H вычисляют по формулам:

$$p_Q = \frac{Q}{Q_0} = e^{\frac{1{,}48L\sqrt[3]{\alpha \cdot K^2}}{d_{тр}}}, \quad (15.139)$$

$$p_H = \frac{H}{R \cdot Q_0^2} = \frac{p_Q^2 - 1}{2 \ln p_Q}, \quad (15.140)$$

где Q — расход воздуха, м^3/с;

H — давление вентилятора, Па;

Q_0 — расход воздуха на конце трубопровода, м^3/с;

L — длина трубопровода, м;

$d_{тр}$ — диаметр трубопровода, м;

K — коэффициент, характеризующий значение эквивалентного отверстия неплотностей трубопровода на единицу длины в зависимости от качества сборки, определяемый по таблице 15.24.

Таблица 15.24

Качество сборки трубопровода в шахтных условиях	Значения коэффициента K
Очень хорошее (соединения выполнены ровно, болты на фланцах равномерно затянуты, уплотнитель не выступает, утечки визуально и на слух не определяются)	$0,5 \cdot 10^{-4}$ —$1 \cdot 10^{-4}$
Хорошее (соединения выполнены ровно, болты на фланцах равномерно затянуты, уплотнитель незначительно выступает, утечки визуально и на слух не определяются)	$1 \cdot 10^{-4}$ — $2 \cdot 10^{-4}$
Посредственное (соединения выполнены ровно, болты на фланцах затянуты неравномерно, уплотнитель выступает, утечки могут восприниматься на слух)	$2 \cdot 10^{-4}$ — $5 \cdot 10^{-4}$
Плохое (соединения выполнены неровно, болты на фланцах затянуты неравномерно, уплотнитель выступает, утечки воспринимаются на слух, места утечек определяются визуально)	Св. $5 \cdot 10^{-4}$

R — сопротивление трубопровода, кμ, вычисляемое по формуле

$$R = \frac{6,5 \cdot \alpha \cdot L}{d_{тр}^5}, \quad (15.141)$$

где α — коэффициент аэродинамического сопротивления трубопровода, кгс $\cdot$ с^2/м^4, вычисляемый по формуле

$$\alpha = \frac{a}{\left(3,7 + \lg d_{тр}\right)^2}, \quad (15.142)$$

где a — коэффициент, учитывающий условия подвески труб по таблице 15.25.

Таблица 15.25

Условия подвески труб	Значения коэффициента a
Для жестких труб с прямолинейной подвеской	0,0038
Для жестких труб с изломами на стыках	0,0050

Количество воздуха $Q_в$, м^3/с, поступающего по металлическому трубопроводу, определяют с учетом резерва и вычисляют по формуле

$$Q_в = p_Q \cdot Q_0, \quad (15.143)$$

где Q_0 — количество воздуха на конце трубопровода в выработке.

Давление, развиваемое вентилятором с резервом, $H_{в.р}$, Па, вычисляют по формуле

$$H_{в.р} = R_н \cdot p_н \cdot Q_н^2, \quad (15.144)$$

где $R_н$ — аэродинамическое сопротивление металлического трубопровода при нагнетательном режиме, кμ, вычисляемое по формуле

$$R = \frac{6.5 \cdot \alpha \cdot l}{d_{тр}^5}. \quad (15.145)$$

Для каждой последующей секции трубопровода Q_0 будет равен $Q_в$ предыдущей секции.

При схождении двух секций в одну сумма их значений $Q_в$ составит значение количество воздуха, поступающего по металлическому трубопроводу Q_0 для общей секции.

Общие аэродинамические показатели воздухопровода складывают из значения $Q_в$, относящегося к воздухоподающему вентилятору, расположенному на поверхности.

Значение депрессии сети воздухопроводов складывают из значений депрессий каждой секции, учитываемой в расчете, также рассчитывают и общее сопротивление сети.

По полученным характеристикам воздухопровода выбирают вентилятор для подачи свежего воздуха на горизонт.

15.9 Определение количества воздуха для камер

15.9.1 Для складов ВМ и горюче-смазочных материалов, механических мастерских и гаражей автотранспорта количество воздуха вычисляют в зависимости от суммарного объема выработок в каждой из технологических камер $Q_к$, м^3/мин, по формуле

$$Q_к = k \cdot V_к, \tag{15.146}$$

где $V_к$ — суммарный объем выработок технологической камеры, м^3;

k — коэффициент, учитывающий кратность обмена воздуха в течение 1 ч, равный 0,7 для складов ВМ и 0,33 для складов горюче-смазочных материалов, механических мастерских и гаражей.

15.9.2 Для электрокамер количество воздуха $Q_{эк}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{эк} = \frac{50 \cdot \sum N_i \cdot (1 - \eta_i) \cdot k_{зi}}{26 - t_0}, \tag{15.147}$$

где N_i — мощность одновременно работающих установок, кВт;

η_i — КПД электроустановок;

$k_{зi}$ — коэффициент загрузки в течение 1 сут (для установок с непрерывной работой в течение более 1 ч $k_{зi} = 1$).

Для установок с продолжительностью работы менее 1 ч коэффициент загрузки $k_{зi}$ вычисляют по формуле

$$k_{зi} = \frac{T_{p.i}}{24}, \tag{15.148}$$

где $T_{p.i}$ — суммарная продолжительность работы установки в течение 1 сут, ч;

t_0 — температура воздуха, поступающего в камеры в наиболее теплый месяц года.

15.9.3 Для зарядных камер количество воздуха $Q_{з.к}$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{з.к} = \frac{31 \cdot 10^{-4} \sum E_i \cdot n_{ai} \cdot n_{\delta i}}{26 - t_0}, \tag{15.149}$$

где E_i — емкость аккумуляторной батареи, А · ч;

n_{ai} — количество аккумуляторов батареи;

$n_{\delta i}$ — количество одновременно заряжаемых аккумуляторных батарей.

При этом должно быть выполнено условие для количества воздуха для камер $Q_к$, м^3/мин

$$Q_к \geq 30 \cdot n_\delta, \tag{15.150}$$

где n_δ — количество одновременно заряжаемых батарей.

15.9.4 Для проверки расчетов количество воздуха для камер $Q_к$, м^3/мин, вычисляют по формуле

$$Q_к = \frac{K_{об} \cdot W_к}{3600}, \tag{15.151}$$

где $K_{об}$ — кратность обмена в час, равная 4;

$W_к$ — суммарный объем выработок камер служебного назначения, м^3.

15.10 Проверочный расчет количества воздуха по минимальной скорости воздуха в выработках и в камерах служебного назначения

15.10.1 Количество воздуха для поддерживаемых выработок (околоствольные выработки отработанных горизонтов и другие выработки, необходимые для функционирования шахты, проветривание которых осуществляют обособленной струей воздуха) $Q_{п.в}$, м^3/с, определяют по условию

$$Q_{п.в} \geq S \cdot V_{min}. \tag{15.152}$$

15.10.2 Минимальную скорость движения воздуха в отдельных горных выработках V_{min}, м/с, вычисляют по формуле

$$V_{min} = \frac{0{,}1P}{S}. \tag{15.153}$$

15.10.3 Для очистных и проходческих забоев, не опасных по взрывчатым газам, минимальная скорость составляет не менее 0,25 м/с, для прочих выработок — не менее 0,1 м/с.

15.10.4 Общее количество воздуха по минимальной скорости движения воздушной струи $Q_{общ}$, $м^3$/мин, вычисляют по формуле

$$Q_{общ} = (n_{о.з}\ VS + n_{н.з}\ VS + n_{п.з}\ VS)1{,}43 + n_{ств} \cdot VS + n_{о.д}\ VS + n_{тр}\ VS + \sum Q_{кам}, \qquad (15.154)$$

где $n_{о.з}$ — количество тупиковых очистных забоев [например, очистных заходок (с учетом незаложенных) в блоках системы горизонтальные слои с твердеющей закладкой и горизонтальные слои с повышенной высотой слоя], шт.;

$n_{н.з}$ — количество нарезных забоев в очистных блоках (например, в блоках подэтажно-камерной системы), шт;

$n_{п.з}$ — количество проходческих забоев откаточных выработок (орты, штреки), шт;

$n_{о.д}$ — количество сопряжений (околоствольных дворов) стволов на эксплуатационных горизонтах, проветриваемых свежей струей воздуха, шт.;

$n_{тр}$ — количество поддерживаемых транспортных выработок, проветриваемых свежей струей воздуха, шт.;

$n_{ств}$ — количество стволов, проветриваемых свежей струей воздуха, шт.;

V — минимальная скорость движения воздуха в выработке, м/с;

$Q_{кам}$ — количество воздуха, необходимое для проветривания камерных выработок служебного назначения, $м^3$.

15.11 Расчет количества воздуха по радиационно опасным факторам

15.11.1 При подборе параметров, необходимых для оценки проветривания по РОФ, учитывают особенности рассматриваемого месторождения, полученные на основании исследований горных пород и руд и закладываемые в расчет в качестве исходных данных.

15.11.2 Для прогнозирования дебита радона и уровней РОФ, влияющих на формирование радиационной обстановки в руднике при выполнении расчета количества воздуха для проветривания выработок по РОФ, используют значения технологических показателей и геолого-геофизических параметров, представленных в таблице 15.26.

Таблица 15.26

Наименование	Обозначение
Производительность по руде, тыс. т/г	Аг
Производительность по урановой, уран-молибденовой и молибден-урановой руде, тыс. т/г	Аг (U)
Исходные запасы урановой, уран-молибденовой и молибден-урановой руды в расчетных блоках, тыс. т	$Q_{экспл}$
Среднее содержание урана по блокам в руде, %	CU
Общее количество урана в исходных запасах руды, т	$M_{общ}$
Остаток подготовленных запасов урановой, уран-молибденовой и молибден-урановой руды в эксплуатационных блоках на середину 2031 года, тыс. т	$Q'_{экспл}$
Проветриваемый объем горных выработок очистных блоков, тыс. $м^3$	$W_{оч.бл}$
Количество урана в отбитой руде, одновременно находящейся в блоке, т	U
Удельное эквивалентное радоновыделение (УЭР) с единицы поверхности капитальных и подготовительных горных выработок, приведенное к содержанию урана в стенках 1 кг/т, кБк/(с · $м^2$ · кг/т)	σ
Содержание урана в стенках полевых горных выработок:	
- в приконтурных запасах, кг/т	$СПУ_{п.з}$
- полевые штреки и орты, кг/т	$СПУ_{п.ш.о}$
- квершлаги и стволы, кг/т	$СПУ_{к.с}$

Окончание таблицы 15.26

Наименование	Обозначение
Коэффициент эманирования, отн. ед.	$K_{эм}$
Коэффициент радиоактивного равновесия между ураном и радием, отн. ед.	$K_{р.р}$
Доля радона, выносимого из трещин рудного массива в горные выработки:	
- для системы разработки горизонтальными слоями, отн. ед.	$\mu_{р.г.с}$
- для системы разработки подэтажными штреками с магазинированием руды, отн. ед.	$\mu_{р.п.ш}$
- для системы разработки подэтажными ортами с частичным магазинированием руды, отн. ед.	$\mu_{р.п.о}$
Доля радона, выносимого из трещин закладочного массива в горные выработки	
- для системы разработки горизонтальными слоями, отн.ед.	$\mu_{з.мр.с}$
- для системы разработки подэтажными штреками с магазинированием руды, отн. ед.	$\mu_{з.м.п.ш}$
- для системы разработки подэтажными ортами с частичным магазинированием руды, отн. ед.	$\mu_{з.м.п.о}$
Доля радона, выносимого из отдельностей в трещины рудного массива, отн. ед.	$\beta_м$
Доля радона, выносимого в межкусковое пространство отбитой руды, отн. ед.	$\beta_р$

15.11.3 Прогнозирование дебита радона в рудничную атмосферу и оценка воздухопотребности рудника и его отдельных участков с учетом дальнейшего развития горных работ

15.11.3.1 Прогнозирование дебита радона из рудных целиков, отбитой и потерянной руды, заложенного пространства очистных блоков в рудничную атмосферу выполняют для оценки воздухопотребности участка (очистного блока) по РОФ, для выбора схемы проветривания и расчета рационального распределения воздуха в вентиляционной сети.

Для прогнозных оценок наиболее приемлема упрощенная математическая модель процесса радоновыделения, согласно которой общий дебит радона в рудничную атмосферу $D_{общ}$, МБк/с, вычисляют по формуле

$$D_{общ} = 0{,}026 \cdot K_{эм} \cdot K_{р.р}(\mu_{р.г.с} \cdot \beta_м \cdot M_м + \beta_р \cdot M_р), \quad (15.155)$$

где $\mu_{р.г.с}$ — доля радона, выносимого из трещин рудного массива в горные выработки;

$\beta_м$ — доля радона, выносимого из отдельностей в трещины рудного массива;

$\beta_р$ — доля радона, выносимого из отдельностей в межкусковое пространство разрыхленной рудной массы;

$K_{эм}$ — коэффициент эманирования радона, отн. ед.;

$K_{р.р}$ — коэффициент, характеризующий сдвиг радиоактивного равновесия между ураном и радием в руде, отн. ед.;

$M_м$ — общее количество урана в подготовленных к отработке блоках в рудном массиве, т;

$M_р$ — общее количество урана в подготовленных к отработке блоках в разрыхленной рудной массе т.

Общий дебит радона в рудничную атмосферу $D_{общ}$, кБк/с, вычисляют по формуле

$$D_{общ} = 26 \cdot \mu \cdot \beta \cdot K_{эм} \cdot K_{р.р}. \quad (15.156)$$

Для расчета используют значения доли свободного радона, выносимого: из отдельностей в трещины рудного массива $\beta_м$, из трещин рудного массива в горные выработки $\mu_р$, из разрыхленной горной массы в межкусковое пространство $\beta_р$, из трещин закладочного массива в горные выработки $\mu_з$.

Радоновыделение из массива пород и руд в очистном блоке определяют суммированием полученных значений $D_{общ}$.

Значения $M_м$ и $M_р$ принимают в расчете на период отработки 50 % запасов руды в блоке (для блоков, отрабатываемых методом подземного выщелачивания, — на период подготовки).

Рассчитанные значения дебита радона блока $D_{бл}$ и проветриваемый объем блока $W_{бл}$ используют в последующих расчетах распределения воздуха в вентиляционной сети рудника в качестве характеристики блока как эквивалентной выработки.

При отработке месторождений способом подземного выщелачивания блоками значения $M_р$ и $D_{бл}$ принимают на момент начала выщелачивания, т. к. радий-226 является источником радона и не выщелачивается. Кроме того, учитывают все блоки (включая отработанные), которые не изолированы от действующих выработок рудника.

Значение $W_{бл}$ принимают равным сумме проветриваемых объемов оставшихся в пределах блока горных выработок (без учета межкускового пространства разрыхленной руды).

Значение $K_{эм}$ зависит от минералогического состава руд, значения β — в т. ч. от размера кусков.

При экспериментальном определении эманирующей способности руд необходимо исследовать все виды руд рассматриваемого рудника, а при вычислении средних значений $\beta_р$ следует учитывать распределение размеров куска в разрыхленной рудной массе, характерное для выбранных технологических показателей буровзрывных работ.

Коэффициент $K_{р.р}$ определяют на стадии разведки месторождения стандартными радиометрическими методами для каждого типа руд.

Общее количество урана, находящегося в каждом эксплуатационном блоке, подсчитывают по данным разведки.

Значение μ зависит от количества подаваемого в рудник воздуха, и на стадии проектирования оно может быть определено по аналогии с другими рудниками, имеющими сходные горно-геологические и горнотехнические условия, или приняты по данным, приведенным в таблице 15.27, с учетом степени трещиноватости рудного массива и пористости руд, определенной по данным исследований в разведочных скважинах и геологических разведочных выработках.

В таблице 15.27 приведены ориентировочные значения $\beta_м$ и $\beta_р$.

Таблица 15.27

Степень трещиноватости рудного массива, примерный диапазон размеров отдельностей (B, см) и пористости руд (P, %)		Значение μ при высоте целика		$\beta_м$	$\beta_р$
		7—15 м	30—60 м		
Очень низкая, $B > 50$	$P = 1—4$ $P = 5—11$	0,10	0,0	0,10 0,20	0,15 0,25
Низкая, $B = 30—50$	$P = 1—4$ $P = 5—11$	0,20	0,10	0,15 0,25	0,30 0,45
Средняя, $B = 15—30$	$P = 1—4$ $P = 5—11$	0,40	0,20	0,30 0,40	0,50 0,60
Высокая, $B = 8—15$	$P = 1—4$ $P = 5—11$	0,70	0,40	0,55 0,65	0,70 0,80
Предельно высокая, $B < 8$	$P = 1—4$ $P = 5—11$	0,85	0,65	0,80 0,90	0,85 0,95

15.11.3.2 Для прогнозирования значения проветриваемого объема рудника $W_{пров}$ на ранних стадиях проектирования используют его эмпирическую зависимость от годовой производительности рудника по горной массе $A_{г.м}$, млн м^3/год.

Проветриваемый объем рудника $W_{пров}$, млн м^3, вычисляют по формуле

$$W_{пров} = K_w \cdot A_{г.м}, \quad (15.157)$$

где значения коэффициента K_w колеблются в пределах ±24 % для одного рудника и в пределах ±35 % для разных рудников со сходными горнотехническими условиями (при отсутствии данных о значении K_w его следует принимать равным 1,7);

$A_{г.м}$ — годовая производительность рудника по горной массе, млн м^3/год.

15.11.3.3 Для действующих рудников прогнозное значение дебита радона очистного блока $D_{оч.бл}$, Бк/с, вычисляют по формуле

$$D_{оч.бл} = \rho_{\overline{w}} \cdot W_{бл} \cdot C_U, \quad (15.158)$$

где $\rho_{\overline{w}}$ — удельное радоновыделение в единицу объема горных выработок блока, приведенное к содержанию урана 1 кг/т, определяемое экспериментально для каждого участка (месторождения) по результатам воздушно-радоновых съемок, $\frac{Бк \cdot т}{с \cdot м^3 \cdot кг}$;

$W_{бл}$ — суммарный проветриваемый объем горных выработок блока, соответствующий конструктивным параметрам принятой системы разработки, м^3;

C_U — среднее содержание урана в руде, кг/т.

15.11.3.4 Для учета дебита радона вне зоны очистных работ допустимо принимать, что интенсивность радоновыделения в единицу объема капитальных выработок (исключая шахтные стволы) одинаковая ρ_w, Бк/с · м^3, а их суммарный дебит составляет 20 % общего дебита одновременно действующих очистных блоков.

Дебит радона капитальной выработки D_i, Бк/с, вычисляют по формуле

$$D_i = \frac{p_w^k}{W_i}, \tag{15.159}$$

где p_w^k — интенсивность радоновыделения в единицу объема капитальных выработок (исключая шахтные стволы), Бк/с · м^3, вычисляемая по формуле

$$p_w^k = \frac{0{,}2\sum_i D_{бл}^i}{\sum_i W_{i кап}}, \tag{15.160}$$

$W_{i\ кап}$ — проветриваемый объем капитальных выработок, м^3.

15.11.3.5 Для оценки по величине УЭР прогнозное значение дебита радона капитальных и подготовительных выработок $D_{УЭР}$, кБк/с, вычисляют по формуле

$$D_{УЭР} = \sigma[C_{руд} \cdot P_{Lруд} \cdot L_{руд} + C_U\,(PL - P_{Lруд} \cdot L_{руд})]K_{р.р}K_{эм}, \tag{15.161}$$

где σ — УЭР с единицы поверхности капитальных и подготовительных горных выработок, приведенное к содержанию урана в стенках 1 кг/т, $\frac{кБк}{с \cdot м^2 \cdot кг/т}$;

$C_{руд}$ — содержание урана в стенках горных выработок на пересечениях с рудными телами, кг/т;

$P_{Lруд}$ — длина рудного пересечения в поперечном сечении горной выработки, м;

$L_{руд}$ — длина рудного пересечения вдоль оси горной выработки, м;

C_U — содержание урана в стенках полевых горных выработок, кг/т.

15.11.3.6 Суммарный дебит радона по руднику складывают из дебита очистных блоков и дебита горнокапитальных и откаточных горноподготовительных выработок.

15.11.4 Расчет контрольных уровней эквивалентной равновесной объемной активности дочерних продуктов изотопов радона в узловых пунктах вентиляционной сети

15.11.4.1 При расчетах вентиляции необходимо учитывать неопределенность и непостоянство во времени маршрутов передвижения персонала в пределах рабочих участков и по транспортным выработкам, а также динамический характер горных работ, характеризующий частые изменения дебита радона и параметров вентиляционной системы рудника.

При выборе узловых пунктов вентиляционной сети, для которых рассчитывают контрольный уровень ЭРОА радона, учитывают исходящие воздушные струи отдельных участков и рудника в целом, где ЭРОА радона, как правило, имеет максимальные значения по отношению к другим горным выработкам. Кроме того, следует учитывать расположение последних по ходу вентиляционной струи рабочих мест.

15.11.4.2 С целью соблюдения установленного предела дозы при совместном воздействии РОФ радиационная защита должна быть организована таким образом, чтобы на основных рабочих местах обеспечивалось выполнение соотношений, определяемых по условиям:

- для персонала группы А:

$$\frac{ЭРОА_{Rn}}{1200} + \frac{C_{ДРН}}{0{,}8} + \frac{P_\gamma}{17} \le 1, \tag{15.162}$$

где P_γ — среднегодовая мощность поглощенной в воздухе дозы гамма-излучения, мкГр/ч;

$ЭРОА_{Rn}$ — среднегодовое значение ЭРОА радона в воздухе рабочей зоны, Бк/м^3;

$C_{ДРН}$ — среднегодовая концентрация в воздухе рабочей зоны ДРН ряда урана (в единицах суммарной альфа-активности), Бк/м^3;

- для отдельных лиц из персонала группы А, занятых на работах в очистных блоках со средним содержанием равновесного урана в эксплуатационных запасах руды более 3 кг/т:

$$\frac{ЭРОА_{Rn}}{1200} + \frac{C_{ДРН}}{0,8} \le 1. \quad (15.163)$$

Дополнительно к условию (15.163) применяют специальные меры по ограничению мощности дозы гамма-излучения для соблюдения соотношения

$$\frac{P_\gamma}{17} \le 1,5, \quad (15.164)$$

где P_γ — среднегодовая мощность поглощенной в воздухе дозы гамма-излучения, мкГр/ч.

15.11.4.3 Условие (15.162) можно использовать для оценки радиационной обстановки в действующем руднике, когда по результатам радиационного контроля определены значения входящих в это условие параметров, и применять при проведении расчетов вентиляции рудника, когда необходимо учитывать расположение основных рабочих мест в сети горных выработок, маршруты передвижения персонала, динамичный характер горных работ.

Поэтому расчеты вентиляции проводят с использованием контрольных уровней ЭРОА радона для отдельных (узловых) пунктов вентиляционной сети.

Числовые значения, контрольные уровни выбирают таким образом, чтобы обеспечить условия, при которых суммарное воздействие всех РОФ будет ниже допустимого.

15.11.4.4 Значения контрольного уровня ЭРОА радона, обеспечивающего соблюдение предела годовой эффективной дозы облучения персонала по сумме РОФ [в долях допустимого уровня при полной занятости (1700 ч/г.), равного 1,2 кБк/м^3], $E_{к.у}$, Бк/м^3, вычисляют по формуле

$$E_{к.у} = \frac{E}{1200}. \quad (15.165)$$

15.11.4.5 Контрольный уровень ЭРОА радона для постоянных рабочих мест $E_{к.у}$, Бк/м^3, обеспечивающий (без учета средств индивидуальной защиты) соблюдение установленного для профессионалов предела эффективной дозы 20 мЗв/г. при 1700 рабочих часах в году, вычисляют по формуле

$$E_к = 1200 \cdot (1 - C'_{ДРН} - M_{э.д}), \quad (15.166)$$

где $C'_{ДРН}$ — уровень средней объемной активности;

$M_{э.д}$ — мощность эквивалентной дозы.

15.11.4.6 Исходя из допустимого уровня, равного 0,8 кБк/м^3, контрольный уровень средней объемной активности долгоживущих радионуклидов в зоне дыхания $C'_{ДРН}$, Бк/м^3, вычисляют по формуле

$$C'_{ДРН} = \frac{C_{ДРН}}{0,8}. \quad (15.167)$$

15.11.4.7 Контрольный уровень средней $M_{э.д}$ определяют исходя из соотношения при допустимом уровне, равном 17 мкГр/ч, по формуле

$$M_{э.д} = \frac{P_\gamma}{17}. \quad (15.168)$$

15.11.4.8 Среднегодовая мощность поглощенной в воздухе дозы гамма-излучения P_γ связана со средним содержанием равновесного урана в стенках горной выработки.

P_γ, мкГр/ч, вычисляют по формуле

$$P_\gamma = K_\gamma \cdot C_U^{ст}, \quad (15.169)$$

где K_γ — эмпирический коэффициент, значение которого определяют по данным радиационного контроля для определенных горно-геологических и горнотехнических условий, а при отсутствии экспериментальных данных принимают равным $5,6 \frac{мкГр \cdot т}{ч \cdot кг}$;

$C_U^{ст}$ — среднее содержание равновесного урана в стенках горной выработки, кг/т.

15.11.4.9 Среднегодовая концентрация в воздухе рабочей зоны ДРН ряда урана $C_{ДРН}$ связана со средней запыленностью рудничной атмосферы и со средним содержанием урана в пылеобразующем материале (или в добываемой горнорудной массе).

$C_{ДРН}$ (в единицах суммарной альфа-активности), Бк/м^3, вычисляют по формуле

$$C_{ДРН} = 0{,}063 \cdot C_{ср} \cdot C_U^{п.м}, \quad (15.170)$$

где $C_{ср}$ — средняя запыленность рудничной атмосферы, мг/м^3;

$C_U^{п.м}$ — среднее содержание урана в пылеобразующем материале (или в добываемой горнорудной массе), кг/т.

15.11.4.10 При выборе контрольных уровней ЭРОА для узловых пунктов вентиляционной сети, не являющихся постоянными рабочими местами, следует учитывать расчетное среднее время нахождения персонала в течение года $T_{гр.р}$, ч, и вводить в контрольные среднегодовые значения РОФ для занятости персонала в течение 1700 рабочих часов в году (1200 Бк/м^3 — для ЭРОА радона; 17 мкГр/ч — для P_γ; 0,8 Бк/м^3 — для $C_{ДРН}$) поправочный коэффициент $K_т$, который вычисляют по формуле

$$K_т = \frac{1700}{T_{гр.р}}. \quad (15.171)$$

15.11.4.11 Если в период нахождения в данном контрольном пункте персонал в обязательном порядке использует средства индивидуальной защиты (респираторы), то в расчеты вводят еще один поправочный коэффициент, учитывающий снижение поступления радиоактивных аэрозолей в организм.

Коэффициент защиты $K_з$ вычисляют по формуле

$$K_з = 1 - \eta_р \cdot \varepsilon, \quad (15.172)$$

где $\eta_р$ — эффективность задержки аэрозолей респиратором по данным специальных исследований (при отсутствии таких данных для респиратора «Лепесток» принимают $\eta_р$ = 0,85), отн. ед.;

ε — фактическое использование респиратора, оцениваемое по результатам специального контроля, отн. ед.

15.11.4.12 Формула (15.166) с учетом формул (15.169) — (15.172) преобразуется в выражение

$$E_к = \frac{1200}{K_з}\left(K_Т - 0{,}08 C_{ср} \cdot C_U^{п.м} \cdot K_з - 0{,}06 K_\gamma \cdot C_U^{ст}\right). \quad (15.173)$$

При отработке рудных тел со средним содержанием равновесного урана в руде более 3 кг/т допускается использовать в расчетах $E_к$, Бк/м^3, следующую формулу:

$$E_к = \frac{1200}{K_з}\left(1 - 0{,}08 C_{ср} \cdot C_U^{п.м} \cdot K_з\right), \quad (15.174)$$

в которой не учтено влияние гамма-излучения в общую дозу. В этом случае при организации радиационной защиты следует предпринимать меры по ограничению влияния в индивидуальных дозах за счет гамма-излучения 30 мЗв/г., а также применять ротацию рабочих мест с целью непревышения 100 мЗв/г за пять последовательных лет.

15.11.5 Расчет количества воздуха рудника по радиационно-опасным факторам

15.11.5.1 Основной задачей методики расчета рудничной вентиляции является минимизация затрат на обеспечение радиационной безопасности подземного персонала за счет наиболее эффективного распределения подаваемого в рудник воздуха в сети горных выработок и увязки схемы проветривания с технологией ведения очистных работ.

Основные этапы методики расчета:

- оценка воздухопотребности рудника для уточнения схемы вскрытия, подготовки и проветривания;
- составление схемы проветривания рудника с учетом расположения очистных блоков, вспомогательных рабочих мест и схемы внутришахтного транспорта;
- прогнозирование воздухопотребности и расчет схем проветривания очистных блоков, уточнение параметров систем разработки;
- определение воздухопотребности отдельных участков и рудника в целом;
- корректировка принятых решений по схеме проветривания и технологии очистных работ с учетом возможностей воздухообеспечения;

- расчет распределения воздуха в вентиляционной сети с корректировкой поперечных сечений выработок;

- расчет ЭРОА радона в вентиляционной сети и доз облучения персонала с учетом маршрутов передвижения по горным выработкам;

- корректировка вентиляционной системы и технологии горных работ с целью снижения воздухопотребности рудника;

- выбор ГВУ;

- расчет затрат на вентиляцию.

15.11.5.2 Для оценки воздухопотребности рудника (или его отдельного участка) $Q_{руд}$, м^3/мин, по основным технологическим показателям используют эмпирическую формулу, основанную на опыте эксплуатации урановых рудников.

Воздухопотребность рудника $Q_{руд}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{руд} = 0{,}7(1+\delta)\cdot K_{трещ}\cdot K_{р.р}\cdot\left(\frac{K_{эм}\cdot C_U^{эксп}}{E_к}\right)^{0{,}5}\cdot\left(A_р\right)^{0{,}95}, \quad (15.175)$$

где δ — доля систем разработки с магазинированием руды, отн.ед.;

$K_{трещ}$ — поправочный коэффициент, значение которого зависит от степени трещиноватости рудного массива;

$A_р$ — годовая добыча руды, тыс. т/г.;

$C_U^{эксп}$ — средневзвешенное по производительности отдельных участков содержание урана в эксплуатационных запасах руды, кг/т.

15.11.5.3 Для укрупненной оценки воздухопотребности рудника определяют значение ЭРОА радона в исходящей струе воздуха $E_{исх}$, Бк/м^3, которое вычисляют по формуле

$$E_{исх} = 3\cdot 10^{-4}\cdot\frac{D_{общ}\cdot W_{общ}}{Z_{Rn}^{общ}\cdot Q_{общ}^2}. \quad (15.176)$$

Формула (15.176) аналогична формуле (15.186).

Все элементы формулы (15.176) относятся к руднику в целом.

Опыт эксплуатации урановых рудников показал, что контрольное значение ЭРОА радона в воздухе, рассчитанное по формуле (15.176), обеспечивается, как правило, на всех рабочих местах рудника, если в его исходящей воздушной струе ЭРОА не более чем в 1,6 раза выше контрольного уровня, соответствующего установленному пределу дозы при занятости персонала 1700 ч/г и равного 1200 Бк/м^3.

Принимая расчетное значение $E_{исх}$ равным 2000 Бк/м^3, а значение Z_{Rn}, характеризующее топологию источников радоновыделения в вентиляционной сети, равным 2 (что соответствует нормальной организации проветривания рудника), количество воздуха $Q_{общ}^{тр}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{общ}^{тр} = 270\sqrt{D_{прогн}/W_{прогн}}, \quad (15.177)$$

где $D_{прогн}$ — прогнозное значение дебита радона в руднике, МБк/с;

$W_{прогн}$ — прогнозные значения проветриваемого объема рудника, млн м^3.

Для оценки общего рудничного дебита радона в формулу (15.155) подставляют значения параметров, уточненные на образцах руды, отобранных при геологоразведочных работах (β, $K_{эм}$ и $K_{р.р}$), а также в результате эксплуатации опытных блоков и выбора технологии очистных работ μ.

Значения $M_м$ и $M_р$ оценивают исходя из выбранной технологии очистных работ с учетом требуемой годовой добычи урана.

Проветриваемый объем рудника определяют путем подстановки в формулу (15.157) значения K_w, выбранного по результатам исследований на действующих рудниках, или подсчитывают по маркшейдерским данным с учетом выбранной схемы вскрытия и параметров систем разработки.

15.11.5.4 Воздухопотребность очистных блоков $Q_{оч.бл}$ определяют вначале приближенно (без учета положения блока в вентиляционной сети), исходя из условия обеспечения в исходящей воздушной струе блока значения ЭРОА, равного 1200 Бк/м^3.

Воздухопотребность очистных блоков $Q_{оч.бл}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{оч.бл} = 340\sqrt{D_{бл}/W_{бл}}, \quad (15.178)$$

где $D_{бл}$ — дебит радона, Мбк/с;

$W_{бл}$ — проветриваемый объем блока, млн. м^3.

15.11.5.5 Воздухопотребность блоков по ЭРОА радона (с учетом условия, что ЭРОА радона в исходящей струе блока не должна превышать 1200 Бк/м^3) $Q_{бл}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{бл} = 0{,}34\sqrt{\frac{D_{бл} \cdot W_{бл}}{1 - E_{вх}}}, \quad (15.179)$$

где $E_{вх}$ — ЭРОА радона в поступающей в блок воздушной струе, Бк/м^3;

$D_{бл}$ — дебит радона блока, кБк/с;

$W_{бл}$ — проветриваемый объем блока, тыс. м^3.

15.11.5.6 Воздухопотребность блока $Q_{бл}$, м^3/с, при выполнении условий (15.162) или (15.163) вычисляют по формуле

$$Q_{бл} = 0{,}016 K_{с.р}\sqrt{\frac{D_{бл} \cdot W_{бл} \cdot 10^{-3}}{E_к}}, \quad (15.180)$$

где $K_{с.р}$ — коэффициент, значение которого зависит от принятой системы разработки (для системы «горизонтальные слои с закладкой» $K_{с.р}$ = 1,0; для системы «подэтажные штреки с торцовым выпуском руды» $K_{с.р}$ = 1,2; для других систем значение $K_{с.р}$ устанавливают опытным путем по данным воздушно-радоновых съемок);

$E_к$ — контрольный уровень ЭРОА, Бк/м^3, в очистном блоке (с учетом использования средств индивидуальной защиты), вычисляемый по формуле

$$E_к = \frac{1200 - E_{вх}}{K_з} \cdot \left(1 - \frac{C_{ДРН}}{0{,}8} \cdot K_з - \frac{P_\gamma}{17}\right). \quad (15.181)$$

При расчете воздухопотребности очистных блоков со средним содержанием урана в эксплуатационных запасах руды более 3 кг/т P_γ в формуле (15.181) допускается принимать равной нулю за счет ротации рабочих мест — непревышение дозы 100 мЗв за пять последовательных лет.

15.11.5.7 Воздухопотребность очистных блоков определяют по доминирующему нерадиационному фактору и, сравнивая ее со значением, рассчитанным по формуле (15.180), принимают максимальное значение для дальнейших расчетов.

15.11.5.8 Схему проветривания блока выбирают таким образом, чтобы по возможности исключить попадание на рабочие места воздуха, прошедшего через отбитую и замагазинированную (разрыхленную) руду.

Затем определяют требуемые поперечные сечения воздухоподающих и воздуховыдающих выработок и рассчитывают аэродинамическое сопротивление блока как эквивалентной выработки.

Одновременно выбирают оборудование для обеспечения проветривания тупиковых выработок блока.

15.11.5.9 Воздухопотребность отдельных участков рудника оценивают исходя из доли этих участков в общей производительности рудника в период максимального развития горных работ на этом участке, а также из суммарной воздухопотребности очистных блоков и дополнительного количества воздуха, необходимого для ведения проходческих работ, проветривания вспомогательных рабочих мест, а также утечек воздуха через вентиляционные двери.

15.11.5.10 Значения воздухопотребности используют для уточнения принятых схем вскрытия, подготовки и проветривания рудника в части оценки пропускной способности шахтных стволов и других основных воздухоподающих выработок, а также наличия подходящих ГВУ.

В случае неувязок только на отдельных участках выполняют корректировку расчетов поперечных сечений, проходки дополнительных выработок (например, коллекторных), перераспределения производительности отдельных участков.

Если при выбранной схеме проветривания воздухопотребность рудника не обеспечивается, то корректируют схему проветривания, схему вскрытия и подготовки, а также порядок отработки месторождения.

15.11.6 Расчет ЭРОА радона в вентиляционной струе

15.11.6.1 В проветриваемых горных выработках ЭРОА радона в вентиляционной струе зависит от объемной активности радона в воздухе, времени, прошедшего с момента его выделения в рудничную атмосферу, и скорости осаждения ДПР.

15.11.6.2 Уравнения, характеризующие накопление ДПР в вентиляционной струе, достаточно объемны, а их использование для прогноза величины ЭРОА затруднено из-за отсутствия данных о тополо-

гии источников радоновыделения в горных выработках и об аэродинамических особенностях их проветривания, а также из-за вариативности элементов уравнения.

Поэтому, как правило, применяют упрощенные выражения, в которых для характеристики радиоактивных превращений в цепочке ДПР используют эффективную постоянную λ_E, равную $3 \cdot 10^{-4} \cdot с^{-1}$, а для характеристики скорости осаждения ДПР на поверхности горных выработок — эффективную постоянную γ_E, значение которой при нормально организованном проветривании (когда скорость движения воздуха по выработке превышает 1,5 м/с) примерно равно $2{,}9 \cdot 10^{-4} \cdot с^{-1}$.

15.11.6.3 Для учета факторов, связанных с неравномерностью радоновыделения и наличием в горных выработках слабо проветриваемых участков, используют показатели, характеризующие (при установившемся режиме проветривания) зависимости между средними по объему выработки значениями объемной активности и ЭРОА радона в воздухе $C_{ср}$, $E_{ср}$, Бк/м^3, и их значениями в исходящей воздушной струе этой выработки $C_{исх}$, $E_{исх}$, Бк/м^3.

Показатели Z_{Rn} и Z_E вычисляют по формулам

$$Z_{Rn} = \frac{C_{исх} - C_{вх}}{C_{ср} - C_{вх}}, \tag{15.182}$$

$$Z_E = \frac{E_{исх} - E_{вх}}{E_{ср} - E_{вх}}. \tag{15.183}$$

Z_{Rn} и Z_E совмещают в себе характеристику воздухообмена в выработке с характеристикой расположения в ней источников радоновыделения и практически не зависят от времени воздухообмена, если оно не превышает 2000 с.

15.11.6.4 Используя Z_{Rn} и Z_E с учетом значений λ_E и γ_E, величины $C_{исх}$ и $E_{исх}$ вычисляют по формулам:

$$C_{исх} = C_{вх} + \frac{D}{Q}, \tag{15.184}$$

$$E_{исх} = E_{вх}\left(1 - \frac{1}{\dfrac{Q}{5{,}9 \cdot 10^{-4} \cdot W} + \dfrac{1}{Z_E}}\right) + \frac{C_{вх} + \dfrac{D_{соб}}{Q \cdot Z_{Rn}}}{\dfrac{Q}{3 \cdot 10^{-4} \cdot W} + \dfrac{2}{Z_E}}, \tag{15.185}$$

где W — проветриваемый объем горной выработки, м^3;

$D_{соб}$ — собственный дебит радона выработки, Бк/с;

Q — количество воздуха, проходящего по выработке, м^3/с.

15.11.6.5 При нормально организованном проветривании выработки (Z_E = 1÷3, $\frac{W}{Q} \le 200$ *с*), когда выработку проветривают чистым воздухом ($E_{вх} = 0$), значение ЭРОА радона в исходящей воздушной струе $E_{исх}$, Бк/м^3, вычисляют по формуле

$$E_{исх} \approx 3 \cdot 10^{-4} \frac{D_{соб} \cdot W}{Z_{Rn} \cdot Q^2}, \tag{15.186}$$

где W — проветриваемый объем горной выработки, м^3;

$D_{соб}$ — собственный дебит радона выработки, Бк/с;

Q — количество воздуха, проходящего по выработке, м^3/с.

15.11.6.6 По формулам (15.184) и (15.185) определяют радиационную обстановку во всей сети горных выработок рудника.

При этом значения $C_{вх}$ и $E_{вх}$ в выработках, расположенных после сходящихся ветвей сети, определяют путем оценки значений $C_{исх}$ и $E_{исх}$ расхода воздуха в этих ветвях.

15.11.6.7 Если рабочим местом служит вся выработка, то $E_{ср}$ в этой выработке вычисляют по формуле

$$E_{ср} = \frac{E_{вх}\left(Z_E - 1\right) + E_{исх}}{Z_E}. \tag{15.187}$$

15.11.6.8 Значения Z_{Rn} и Z_E можно оценить как расчетным путем, так и экспериментально на лабораторных моделях и в натурных условиях.

Для равномерно эманирующих штрекообразных выработок, проветриваемых сквозной струей, Z_{Rn} равно 2. Значение Z_E может быть равно: 2 — для выработок, проветриваемых чистым воздухом; 3 — для эманирующих выработок.

Наиболее доступным методом определения значений Z_{Rn} и Z_E в натурных условиях является измерение значений C и E в исходящей воздушной струе выработки, а также в 10—15 точках, расположенных равномерно по выработке.

15.11.6.9 Приведенные выше соотношения применяют не только для отдельной горной выработки, но и для системы выработок (например, для очистного блока) при условии использования в расчетах параметров D, W, Q, Z_{Rn}, Z_E, эквивалентно характеризующих систему выработок.

15.11.6.10 При оценке радиационной обстановки в тупиковых выработках, проветриваемых ВМП по нагнетательной схеме с подачей воздуха в забой с помощью гибких трубопроводов, следует учитывать утечки воздуха в местах соединений секций трубопровода и в местах его возможных повреждений.

Значения ЭРОА радона в исходящей струе $E_{исх}$ вычисляют по формуле

$$E_{исх} = E_{вх} + 3 \cdot 10^{-4} \frac{W}{Q_{вмп}} \left[C_{вх} + \frac{D \cdot \ln\left(\eta^{-1}\right)}{2(1-\eta) Q_{вмп}} \right], \qquad (15.188)$$

где $Q_{вмп}$ — производительность ВМП, м^3/с.

15.11.7 Воздухораспределение в руднике с учетом радиационно-опасных факторов

15.11.7.1 Для проведения расчетов и сбора исходных данных при формировании расчетной схемы вентиляции сложные системы горных выработок (очистные блоки) заменяют эквивалентными ветвями (по аэродинамическому сопротивлению и особенностями формирования радиационной обстановки).

Возможные различия между расчетной и фактической схемами проветривания определяют путем сравнения расчетных данных радиационной обстановки с результатами натурных измерений.

Уточненная схема проветривания рудника составляется на период максимального развития горных работ.

15.11.7.2 На схеме проветривания указывают в виде эквивалентных горных выработок расположение одновременно действующих очистных (включая резервные) блоков, вспомогательных рабочих мест, а также вентиляционных дверей и регуляторов.

На схеме указывают значения параметров каждой ветви вентиляционной сети: дебит радона, проветриваемый объем, аэродинамическое сопротивление (с учетом вентиляционных дверей и регуляторов, установленных в данной ветви), значения показателей Z_{Rn} и Z_E, а также минимальные значения воздухопотребности ветвей, являющихся аналогами очистных блоков.

Кроме того, указывают значения контрольного уровня ЭРОА радона для узловых пунктов вентиляционной сети.

15.11.7.3 В расчетах распределения воздуха в сети горных выработок учитывают аэродинамическое сопротивление выбранных типов вентиляционных дверей и герметизирующих устройств на поверхности исходя из условия их нормальной эксплуатации.

Регулирующие устройства устанавливают, как правило, для выработок, в которых отсутствуют откаточные пути.

Количество воздуха определяют только для очистных блоков, значение которого не должно быть меньше воздухопотребности по доминирующему нерадиационному фактору.

Воздухораспределение в остальных ветвях вентиляционной сети должно быть естественным с учетом расчетного аэродинамического сопротивления вентиляционных дверей.

Проверяют соответствие поперечных сечений горных выработок расчетному количеству воздуха и производят необходимые корректировки.

Основные воздухоподающие выработки (шахтные стволы, квершлаги, штреки) должны иметь резерв по сечению не менее 20 %.

Рассчитывают ЭРОА радона во всех ветвях вентиляционной сети. Полученные значения ЭРОА для узловых пунктов вентиляционной сети $E_р$ сравнивают с контрольными значениями $E_к$, обеспечивающими соблюдение предела дозы по сумме РОФ.

В тех ветвях, где $E_р/E_к > 1$ и заданное количество воздуха превышает расчетное в Ψ раз, повторяют вычисления воздухораспределения для выполнения условия $E_р < E_к$ во всех узловых пунктах сети.

Коэффициент Ψ вычисляют по формуле

$$\Psi = \sqrt{\frac{E_р}{E_к}}. \quad (15.189)$$

15.11.7.4 Для основных рабочих мест (очистные блоки, проходческие забои, буровые камеры) рассчитывают значения контрольных уровней ЭРОА радона $E_к$ по формулам (15.173) или (15.174) с учетом значений P_γ и $C_{ДРН}$.

Производительность ГВУ определяют с учетом выбранного типа вентилятора главного проветривания.

Основным критерием выбора ГВУ является общая оценка воздухопотребности рудника $Q^{тр}_{общ}$, м^3/с, которую вычисляют по формуле

$$Q^{тр}_{общ} = 0{,}3\sqrt{D_{общ} \cdot W_{общ}}, \quad (15.190)$$

где $Q_{общ}$ и $W_{общ}$ — прогнозные значения дебита радона и проветриваемого объема рудника, кБк/с.

При нормальной организации проветриваний контрольное значение ЭРОА радона в воздухе $E_к$, рассчитанное по формуле (15.173), обеспечивается, как правило, на всех рабочих местах рудника, если в его исходящей воздушной струе значение ЭРОА не превышает 2 кБк/м^3.

15.11.7.5 Для оценки радиационной обстановки на рабочих местах по рассчитанному распределению воздуха в сети горных выработок определяют значения $C_{исх}$ и $E_{исх}$ по формулам

$$C_{исх} = C_{вх} + \frac{D}{Q}, \quad (15.191)$$

$$E_{исх} = E_{вх} \exp\left(-\frac{\lambda_E \cdot W}{Q}\right) + C_{вх}\left[1 - \exp\left(-\frac{\lambda_E \cdot W}{Q}\right)\right] + \frac{D}{K_V \cdot Q}\left[1 - \exp\left(-\frac{\lambda_E \cdot W}{K_V \cdot Q}\right)\right], \quad (15.192)$$

где K_V — показатель (аэродинамический коэффициент), учитывающий аэродинамические особенности проветривания горной выработки и топологию расположения в ней источников радоновыделения.

Значение K_V для штрекообразных горных выработок принимают равным 1,0, а для камерообразных выработок (и эквивалентных выработок очистных блоков) — по результатам расчета в горных выработках с аналогичными аэродинамическими условиями проветривания.

15.11.7.6 Значения K_V определяют экспериментально на лабораторных моделях горных выработок или в натурных условиях путем сравнения $E_{исх}$, вычисляемого для условия проветривания выработки чистым воздухом ($C_{вх} = 0$ и $E_{вх} = 0$), и измеренного $E^{изм}_{исх}$, вычисляемого по формуле

$$E^{изм}_{исх} = \frac{D}{K_V Q}\left[1 - \exp\left(-\frac{\lambda_E W}{K_V Q}\right)\right]. \quad (15.193)$$

K_V вычисляют по формуле

$$K_V = \sqrt{\frac{3 \cdot 10^{-4} \cdot D \cdot W}{E^{изм}_{исх} \cdot Q^2}}. \quad (15.194)$$

K_V определяют после разложения экспоненциальной функции в ряд Маклорена (для упрощения учитываются только первые два члена) и подстановки $\lambda_E = 3 \cdot 10^{-4} \cdot с^{-1}$.

15.11.7.7 Утечки чистого воздуха в надшахтном здании воздухоподающего ствола принимают равными 10 %.

15.11.7.8 $C_{вх}$ и $E_{вх}$ в выработке *3*, расположенной после сходящихся ветвей сети *1* и *2*, определяют путем анализа значений $C_{исх}$ и $E_{исх}$ по расходу воздуха в этих ветвях по формулам:

$$C_{вх} = \frac{C_{исх1} \cdot Q_1 + C_{исх2} \cdot Q_2}{Q_1 + Q_2}, \quad (15.195)$$

$$E_{вх} = \frac{E_{исх1} \cdot Q_1 + E_{исх2} \cdot Q_2}{Q_1 + Q_2}. \quad (15.196)$$

15.11.7.9 Если на всех основных рабочих местах значения ЭРОА радона существенно менее $E_к$, то значение производительности ГВУ корректируют путем включения коэффициента Ψ, вычисляемого по формуле

$$\Psi = \sqrt{\frac{2}{E^{р}_{исх}}}, \quad (15.197)$$

где $E^{р}_{исх}$ — средняя ЭРОА радона в исходящих воздушных струях.

Затем проводят повторный расчет для оценки радиационной обстановки.

15.11.7.10 Для участков сети, в которых ЭРОА радона на основных рабочих местах превышает $E_к$, определяют расход воздуха Q, м^3/мин, по формуле

$$Q = Q_ф \sqrt{\frac{E_ф}{E_к}}, \quad (15.198)$$

где $Q_ф$ — фактическое значение расхода воздуха в данной ветви, м^3/с;

$E_ф$ — фактические значения ЭРОА радона в данной ветви, Бк/м^3.

15.11.7.11 Рассчитанные значения воздухопотребности не могут быть меньше воздухопотребности данной ветви по доминирующему нерадиационному фактору.

15.11.7.12 В ветвях сети, в которых устанавливают регуляторы, определяют их сопротивление, которое не должно превышать максимального возможного аэродинамического сопротивления этих регуляторов.

15.11.7.13 После корректировки расчетной модели сети проводят повторный расчет для оценки радиационной обстановки.

Если в результате расчетов значения ЭРОА радона на всех основных рабочих местах не будут превышать значения $E_к$ более чем на 5 %, то распределение воздуха является оптимальным.

15.11.8 Расчет выбросов вредных веществ из рудника в атмосферу

15.11.8.1 На основании расчета воздухораспределения сети горных выработок проводят оценку выбросов в атмосферу на поверхность с исходящими воздушными струями рудника радиоактивных веществ, таких как радий-А (RaA, полоний-218), радий-В (RaB, свинец-214), радий-С (RaC, висмут-214), природный уран 238.

15.11.8.2 Для определения показателей выбросов радиоактивных веществ RaA, RaB и RaC определяют коэффициент $\varphi_т$ (сдвиг равновесия теоретический) по [18] по формуле

$$\varphi_т = \frac{E_{вых}}{C_{вых}}, \quad (15.199)$$

где $E_{вых}$ — ЭРОА радона, кБк/м^3;

$C_{вых}$ — объемная активность радона, кБк/м^3.

В зависимости от полученного значения $\varphi_т$ согласно данным, приведенным в таблице 15.28, выбирают коэффициенты C_A (φ_A), C_B (φ_B) и C_C (φ_C) для RaA, RaB и RaC.

Объемную активность радионуклидов C_{RaA}, C_{RaB}, C_{RaC}, кБк/м^3, вычисляют по следующим формулам:

$$C_{RaA} = C_A \cdot C_{вых}, \quad (15.200)$$

$$C_{RaB} = C_B \cdot C_{вых}, \quad (15.201)$$

$$C_{RaC} = C_C \cdot C_{вых}. \quad (15.202)$$

15.11.8.3 Выбросы радионуклидов RaA, RaB и RaC в атмосферу $B_{Rп}$, B_{RaA}, B_{RaB}, B_{RaC}, кБк/м^3, с исходящей струей воздуха вычисляют по следующим формулам:

$$B_{Rп} = C_{вых} \cdot Q, \quad (15.203)$$

$$B_{RaA} = C_{RaA} \cdot Q, \quad (15.204)$$

$$B_{RaB} = C_{RaB} \cdot Q, \quad (15.205)$$

$$B_{RaC} = C_{RaC} \cdot Q. \quad (15.206)$$

Таблица 15.28 — Изменения концентрации продуктов распада радона и уровня скрытой энергии при C_{Rn} = const

Время t, с	Концентрация продуктов распада радона при $C_{Rn} = 1 \cdot 10^{-10}$, Ки/л			Скрытая энергия RaA, RaB, RaC, 10^5 МэВ/л				$\varphi_A + B + C = E_A + B + C/E\infty$, %		$\varphi_э - (\varphi_т/\varphi_т)$, %
	C_A (φ_A)	C_B (φ_B)	C_C (φ_C)	E_A	E_B	E_C	E_A + Б + C	$\varphi_т$	$\varphi_э$	
60	0,203	0,003	0,000	0,027	0,002	0,000	0,029	0,02	0,02	0,0
120	0,365	0,010	0,000	0,049	0,007	0,000	0,056	0,04	0,04	0,0
180	0,494	0,021	0,002	0,066	0,014	0,001	0,081	0,06	0,06	0,0
240	0,597	0,035	0,002	0,080	0,023	0,001	0,104	0,08	0,08	0,0
300	0,678	0,050	0,003	0,091	0,033	0,001	0,125	0,1	0,10	0,0
360	0,744	0,067	0,007	0,099	0,044	0,003	0,146	0,11	0,11	0,0
420	0,796	0,085	0,008	0,106	0,056	0,004	0,166	0,13	0,13	0,0
480	0,838	0,104	0,010	0,112	0,069	0,005	0,186	0,15	0,15	0,0
540	0,870	0,123	0,015	0,116	0,081	0,007	0,204	0,16	0,16	0,0
600	0,897	0,142	0,020	0,120	0,093	0,010	0,223	0,18	0,18	0,0
900	0,968	0,239	0,046	0,130	1,157	0,023	0,310	0,25	0,26	4,0
1200	0,990	0,330	0,085	0,133	0,217	0,041	0,391	0,31	0,33	6,2
1800	0,999	0,488	0,182	0,134	0,318	0,088	0,540	0,42	0,45	7,1
2400	0,999	0,600	0,291	0,134	0,395	0,141	0,670	0,52	0,55	5,8
3000	0,999	0,691	0,397	0,134	0,455	0,192	0,781	0,61	0,63	3,2
3600	1,000	0,761	0,492	0,134	0,501	0,238	0,873	0,68	0,70	2,9
4200	1,000	0,819	0,571	0,134	0,535	0,256	0,925	0,72	0,74	2,8
4800	1,000	0,858	0,660	0,134	0,565	0,271	0,970	0,76	0,80	5,3
5400	1,000	0,893	0,720	0,134	0,587	0,335	1,056	0,84	0,84	0,0
6000	1,000	0,916	0,778	0,134	0,603	0,377	1,114	0,87	0,86	– 1,1

15.11.8.4 Объемную активность урана-238 в исходящей струе воздуха $C_U^{исх}$, кБк/м^3, вычисляют по формуле

$$C_U^{исх} = 12{,}6 \cdot 10^{-3} \cdot C_U^{пыль} \cdot C_U^{пм} \cdot n, \quad (15.207)$$

где $12{,}6 \cdot 10^{-3}$ — переводной коэффициент, основанный на том, что активность 1 г урана составляет 12,6 кБк;

$C_U^{пыль}$ — содержание урана-238 в пыли в атмосфере рудника (содержание в расчетных эксплуатационных запасах), кг/т;

$C_U^{пм}$ — количество пыли в рудничной атмосфере (интенсивность пылеобразования, сумма пылевыделения при бурении, погрузке и разгрузке, фактическое или при его отсутствии расчетное значение), мг/м^3;

n — доля рудной пыли от общей массы (определяют исходя из соотношения руды и породы в горной массе), д. ед.

15.11.8.5 Выбросы радионуклидов урана-238 в атмосферу с исходящей струей воздуха B_U, кБк/с, вычисляют по формуле

$$B_U = C_U^{исх} \cdot Q. \quad (15.208)$$

Рассчитанные значения являются исходными данными для разработки раздела по охране окружающей среды.

15.11.9 Средние значения ЭРОА радона в постоянных рабочих местах не должны превышать допустимый уровень, равный 1,2 кБк/м^3.

15.11.10 Для рабочих мест в зоне действия исходящих воздушных струй допустимый уровень ЭРОА радона составляет 2,0 кБк/м^3.

15.11.11 Обеспеченность блоков свежим воздухом по РОФ проверяют после выполнения расчета воздухораспределения в сети горных выработок, вычисляют контрольные значения ЭРОА, объемной активности и МЭД.

В случае превышения показателей корректируют схему вентиляции и проводят повторный расчет воздухораспределения.

15.11.12 В расчетах уровней РОФ не учитывают использования средств индивидуальной защиты персонала с целью создания резерва на случай отклонений фактических параметров, влияющих на формирование радиационной обстановки.

15.11.13 Для обеспечения радиационной безопасности требуется ликвидировать «паразитный» дебит из использованных выработок путем нанесения герметизирующего покрытия на перемычки и непрерывного контроля РОФ.

Предельно допустимое значение «паразитного» дебита составляет 1000 кБк/с.

15.11.14 Если не удается полностью ликвидировать «паразитный» дебит радона, сокращают количество рабочих часов или увеличивают приток свежего воздуха на тех участках рудника, где имеется превышение показателей РОФ.

15.12 Сводный расчет воздухопотребности рудника

15.12.1 Количество воздуха, определенное расчетом для очистного блока (выемочной единицы) по превалирующему фактору, должно быть скорректировано коэффициентом потерь (утечек в блоке) без учета потерь в вентиляционной установке, который следует принимать в размере:

- 1,2 — при системах разработки с закладкой выработанного пространства или с обрушением без выхода зоны обрушения на поверхность;
- 1,3 — при системах разработки с открытым очистным пространством или с обрушением с развитой зоной обрушения, выходящей на поверхность;
- 1,4 — при наличии больших незаполненных пустот.

15.12.2 Суммарная воздухопотребность, определенная исходя из расчетов по всем рабочим местам и выработкам, должна быть скорректирована коэффициентом неравномерности распределения воздуха по горизонтам при нормальном режиме проветривания.

15.12.3 Для действующих рудников корректирующие коэффициенты следует уточнять на основании анализа результатов депрессионных съемок. Утечки, которые можно устранить, допускается не принимать.

15.12.4 Суммарную воздухопотребность $Q_{сумм}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{сумм} = (\sum Q_{оч.р} + \sum Q_{пн.р} + \sum Q_{гп.р} + \sum Q_{гп.к.в} + \sum Q_{кам} + \sum Q_{ДВС} + \sum Q_{под.выр})k_н, \quad (15.209)$$

где $Q_{оч.р}$ — воздухопотребность очистных работ в блоках, м^3/с;

$Q_{пн.р}$ — воздухопотребность подготовительно-нарезных работ в блоках, м^3/с;

$Q_{гп.р}$ — воздухопотребность горнопроходческих работ в подготовительных выработках на горизонтах, м^3/с;

$Q_{гп.к.в}$ — воздухопотребность горнопроходческих работ в капитальных выработках на горизонтах, м^3/с;

$Q_{кам}$ — воздухопотребность камер служебного назначения, м^3/с;

$Q_{ДВС}$ — необходимое количество воздуха в выработках, где осуществляется работа и передвижение оборудования с ДВС (не в очистных блоках), м^3/с;

$Q_{под.выр}$ — количество воздуха в поддерживаемых выработках, в которых необходимо обеспечить минимальную скорость движения свежего воздуха, м^3/с.

15.12.5 По расходу воздуха на расчетный период по всем рабочим местам вычисляют общую воздухопотребность рудника и требуемую производительность вентиляторной установки.

15.13 Порядок расчета вентиляционной сети и воздухораспределение

15.13.1 Распределение воздуха в общешахтной сети горных выработок проектируют с учетом расчетной общешахтной воздухопотребности с целью определения аэродинамических параметров схемы вентиляции и выбора типа и модели вентилятора главного проветривания, а также обеспечения всех рабочих мест свежим воздухом.

15.13.2 Составляют полную схему соединения всех выработок рудника.

15.13.3 Исходными данными для расчета вентиляционной сети являются сопротивление всех ветвей вентиляционной сети и количество воздуха на каждом рабочем месте.

15.13.4 Регулирование распределения воздуха по выработкам осуществляют посредством вентиляционных регулирующих устройств (вентиляционных дверей, шлюзов, перемычек).

Регулирующие устройства устанавливают, как правило, в местах, где отсутствует или ограничено передвижение персонала или машин.

15.13.5 Привод регулирующих устройств проектируют автоматическим или дистанционным. Места установки регулирующих устройств указывают на схемах проветривания шахт.

15.13.6 При проведении расчетов по распределению воздуха в общешахтной сети выполняют проверку сечений горных выработок по допустимым скоростям его движения.

15.13.7 Допускается использование вентиляционных дверей-регуляторов в качестве противопожарных, установленных в безлюдных отдаленных выработках.

15.14 Расчет сопротивления выработок и депрессии рудника (шахты)

15.14.1 За общешахтную депрессию при центральной схеме проветривания принимают максимальное из всех направлений значение депрессии; при фланговых схемах проветривания общешахтной депрессией считают максимальные депрессии крыльев (флангов), определяемые струями наибольшего сопротивления.

15.14.2 Депрессию направления определяют как сумму депрессий последовательно соединенных выработок, каждая из которых должна быть рассчитана от устья воздухоподающего ствола до входа в канал вентилятора главного проветривания.

15.14.3 Депрессию каждой выработки H, Па, вычисляют по формуле

$$H = R \cdot Q^2, \quad (15.210)$$

где Q — расход воздуха, м^3/с.

15.14.4 В расчетах вентиляции шахт применяют, как правило, единицу измерения аэродинамического сопротивления — киломюрг, кμ (1 кμ = 9,81 · Н·с^2/м^8).

15.14.5 Аэродинамическое сопротивление выработки R вычисляют по формуле

$$R = \alpha \cdot P \cdot L/S^3. \quad (15.211)$$

15.14.6 Коэффициент аэродинамического сопротивления определяют по справочникам, действующим каталогам, данным депрессионных съемок или согласно настоящему стандарту.

15.14.7 В расчете аэродинамического сопротивления ствола при наличии лестничного отделения к коэффициенту аэродинамического сопротивления добавляют поправочный коэффициент, вычисляемый по формуле

$$K = S^3/S_1^3, \quad (15.212)$$

где S — полное сечение ствола в свету крепи, м^2;

S_1 — полное сечение ствола в свету крепи, за исключением лестничного отделения, м^2.

15.14.8 Для вертикальных стволов круглого сечения с армировкой коэффициент α определяют по справочникам, действующим каталогам, данным депрессионных съемок или вычисляют по формуле

$$\alpha = \frac{A \cdot F \cdot S^3}{\sqrt{l \cdot D^3 \cdot S_1^3}}, \quad (15.213)$$

где A — коэффициент, равный 0,033 при расстрелах прямоугольного сечения и 0,04 при расстрелах двутаврового профиля;

F — сумма проекций всех элементов армировки (площадей) на горизонтальную плоскость, м^2;

l — расстояние между поясами армировки по оси ствола, м;

D — диаметр ствола в свету, м.

15.14.9 Коэффициент α определяют для каждого отделения прямоугольных стволов. Лестничное отделение в расчет не принимают.

Сопротивление ствола в целом считают как параллельное соединение струй, движущихся по отделениям.

15.14.10 Для горизонтальных выработок значения α принимают по данным депрессионных съемок или в зависимости от направления выработок, площади их поперечного сечения, типа крепления по справочникам, действующим каталогам, данным депрессионных съемок.

15.14.11 Коэффициент α для действующих рудников принимают по данным фактических замеров, а при проектировании рудников — согласно типовым проектам сечений выработок.

15.14.12 При определении общешахтной депрессии учитывают дополнительные сопротивления закруглений и местных сужений выработок (в т. ч. связанного с горным давлением), а также наличие люковых устройств, труб, оборудования и дополнительных регулирующих сопротивлений (вентиляционных окон) в размере от 25 % до 30 % или вычисляют путем расчета.

15.14.13 Сопротивление перемычек с дверьми принимают равным 2 кμ.

При значительных утечках через двери следует применять специальные герметичные двери.

15.14.14 При определении общешахтной депрессии учитывают сопротивление:

- непосредственно вентиляторных установок, определяемое замерами или по техническим характеристикам производителя;
- надшахтного здания на воздухоподающем стволе, служащем для вспомогательных целей, равное 0,5 кμ.

Для воздухоподающего ствола без надшахтного здания с перекрытой (забетонированной) площадкой на нулевой отметке сопротивление равно ∞.

Вентиляторы главного проветривания на основных грузоподъемных стволах размещать не допускается.

15.14.15 Расчет сопротивления обрушенных пространств

15.14.15.1 Для определения общего сопротивления обрушенного пространства его разбивают на элементарные объемы простой геометрической формы: параллелепипеды и усеченные пирамиды. При соединении обрушенного пространства с вентиляционной сетью через дучки число выделенных элементарных объемов равно числу этих дучек.

Общее сопротивление обрушения $R_{общ}$, кμ, вычисляют по формуле

$$R_{общ} = \frac{R_1}{\left(\sqrt[n]{\frac{R_1}{R_2}} + \sqrt[n]{\frac{R_1}{R_3}} + \ldots + \sqrt[n]{\frac{R_1}{R_i}} + 1\right)^n}, \quad (15.214)$$

где R_1, R_2, R_3, … R_i — сопротивление элементарных объемов каждого типа.

15.14.15.2 Сопротивление обрушения в форме цилиндра или параллелепипеда с расположением выходного отверстия в центре площади основания [см. рисунок 15.13, а)] R, кμ, вычисляют по формуле

$$R = r_o \cdot \frac{l}{S_п^n} \cdot \left[1 + 0{,}9 \left(\frac{S_п}{S_0} - 1 \right)^{1{,}28m} \cdot \left(\frac{\sqrt{S_п}}{l} \right)^m \right], \quad (15.215)$$

где r_o — удельное аэродинамическое сопротивление обрушенных пород, кг · с/м^3;

l — высота параллелепипеда, м;

$S_п$ — площадь основания параллелепипеда (цилиндра), м^2;

S_0 — площадь входного отверстия, м^2;

n — показатель закона сопротивления, принимаемый по таблице 15.29.

Примечание — Закон сопротивления выражается зависимостью между депрессией выработки и средней скоростью движения (или расходом) воздуха в выработке, $m = 0{,}92(1 - S_0/S_п)$.

15.14.15.3 Сопротивление обрушения в форме параллелепипеда при форме выходного отверстия в виде продольного канала [см. рисунок 15.13, б)] R, кμ, вычисляют по формуле

$$R = r_o \cdot \frac{l}{S_п^n} \cdot \left[1 + A_к \cdot \frac{b}{l + 0{,}1b} \cdot \left(\frac{b}{b_0} - 1 \right)^{0{,}5} \right], \quad (15.216)$$

где b — ширина основания параллелепипеда, м;

b_0 — ширина выходного канала, м;

$A_к$ — коэффициент, зависящий от местоположения выходного канала в плоскости основания (при расположении выходного отверстия в середине площади основания $A_к = 1{,}32$; при расположении у одной из стенок $A_к = 0{,}66$; при других расположениях значение $A_к$ определяют методом интерполяции).

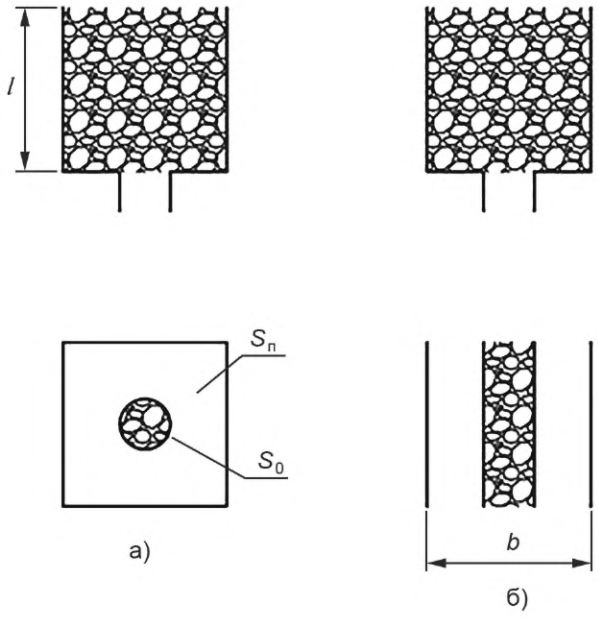


Рисунок 15.13 — Обрушения в форме параллелепипеда

15.14.15.4 Сопротивление обрушения в форме усеченной пирамиды при площади выходного отверстия (равной площади основания пирамиды $S_0 = S_п$) R, кμ, вычисляют по формуле

$$R = r_0 \cdot \frac{l}{S_0^n} \cdot \frac{1}{1 + A_{н.с} \cdot \frac{l}{b} \cdot \sin^{1{,}5} 2\alpha_п}, \quad (15.217)$$

где $\alpha_п$ — угол раскрытия пирамиды, град (при $\alpha_п \geq 45°$ принимают $\sin^{1{,}5} \cdot 2\alpha_п = 1$);

$A_{н.с}$ — коэффициент, зависящий от количества наклонных образующих сторон.

Значение $A_{н.с}$ принимают по значениям, приведенным на рисунке 15.14.

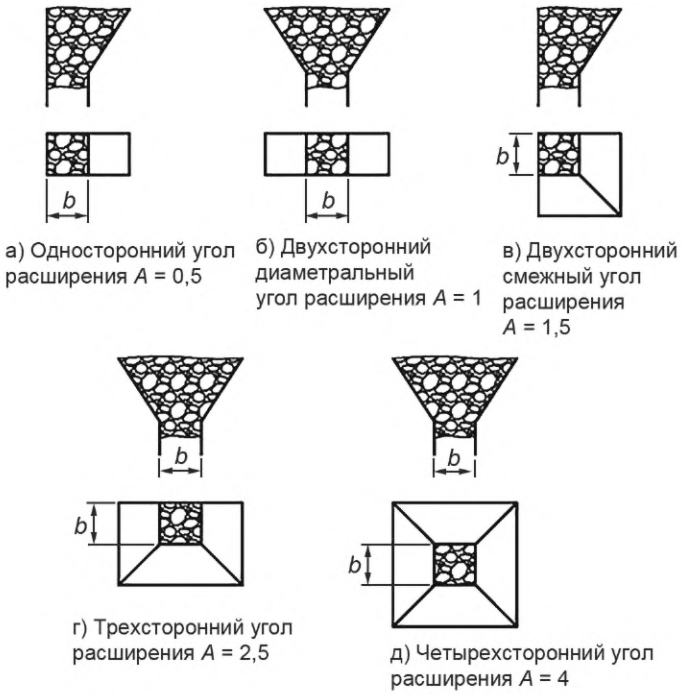


Рисунок 15.14 — Обрушения в форме пирамиды

15.14.15.5 Сопротивление обрушения в форме усеченной пирамиды (при площади выходного отверстия меньше площади пирамиды $S_0 < S_п$) R, кμ, вычисляют по следующим формулам:

а) при расположении выходного отверстия в центре площади основания [см. рисунок 15.15, а)]

$$R = r_0 \cdot \frac{l}{S_п^n} \cdot \frac{\left[1 + 0{,}9\left(\frac{S_п}{S_0} - 1\right)^{1{,}28m}\left(\frac{\sqrt{S_п}}{l}\right)^m\right]}{\left[1 + A_{н.с}\left(\frac{l}{\sqrt{S_п}}\right)^{\frac{S_0}{S_п}} \cdot \frac{S_0}{S_п} \cdot \sin^{1{,}5} 2\alpha_п\right]}, \quad (15.218)$$

где $A_{н.с}$ принимают равным: 3 — при одностороннем угле расширения; 6 — при двухстороннем диаметральном угле расширения; 9 — при двухстороннем смежном угле расширения; 15 — при трехстороннем угле расширения; 24 — при четырехстороннем угле расширения.

б) при форме выходного отверстия в виде продольного канала [см. рисунок 15.15, б)]

$$R = r_0 \cdot \frac{l}{S_п^n} \cdot \frac{\left[1 + A_{н.с1} \cdot \frac{b}{l + 0{,}1b} \cdot \left(\frac{b}{b_0} - 1\right)^{0{,}5}\right]}{\left[1 + A_{н.с2} \cdot \left(\frac{l}{b}\right)^{\frac{b_0}{b}} \cdot \frac{b_0}{b} \cdot \sin^{1{,}5} 2\alpha_п\right]}, \quad (15.219)$$

где $A_{н.с1} = 1{,}32$ и $A_{н.с2} = 1{,}5$ — при расположении выходного канала в середине площади основания;

$A_{н.с1} = 2{,}64$ и $A_{н.с2} = 3{,}0$ — при расположении выходного канала у стенки.

Значения r_0 и n для действующих рудников определяют путем замера — экспериментальной продувки существующего обрушенного пространства.

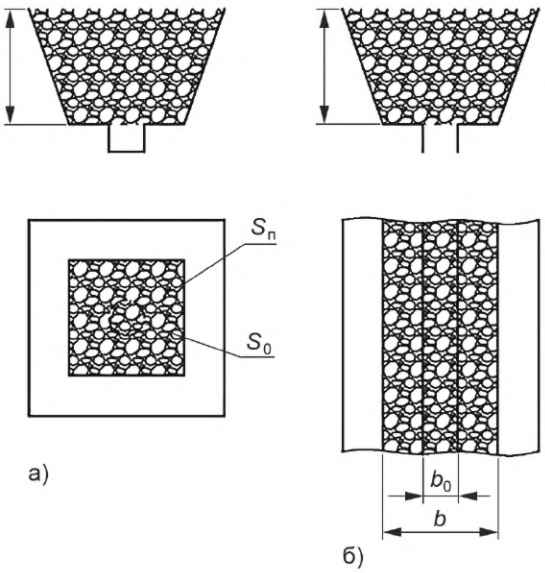


Рисунок 15.15 — Обрушение в форме усеченной пирамиды ($S_0 < S_п$)

При проектировании новых рудников, а также при отсутствии экспериментальных данных на действующих рудниках ориентировочные значения вышеуказанных параметров принимают по данным, приведенным в таблице 15.29.

Если обрушенное пространство соединено с вентиляционной сетью не по всей длине, то по вышеизложенной методике определяют сопротивление части обрушенного пространства, примыкающей к вентиляционной сети $R_{пр}$.

Общее сопротивление обрушения $R_{общ}$, кμ, вычисляют по формуле

$$R_{общ} = R_{пр} \cdot \sqrt{\left(\frac{L_{пр}}{L_{обр}}\right)^3}, \qquad (15.220)$$

где $L_{пр}$ — длина примыкания обрушения к вентиляционной сети, м;

$L_{обр}$ — длина обрушения, м.

Таблица 15.29

Степень крепости пород, находящихся в обрушении	Горные породы	Коэффициент крепости по ГОСТ 21153.1	Коэффициент удельного аэродинамического сопротивления r	Показатель закона сопротивления n
Средние	Глинистый сланец, некрепкий песчаник и известняк, сланцевые песчаники	4—7	1500—3000	1,0—1,5
Крепкие	Известняки (крепкие), гранит, крепкий песчаник, крепкие железные руды	7—10	1000—1500	1,4—1,6
Предельно крепкие	Гранитные породы (плотные), предельно крепкие песчаники и известняки, предельно крепкие железные руды	Св. 10	700—1000	1,7—2,0

15.14.16 Расчеты для регуляторов воздухораспределения

15.14.16.1 Для обеспечения устойчивой и управляемой вентиляции регулирование воздухораспределения проводят между районами горных работ (главные регуляторы) и между отдельными выработками внутри эксплуатационных участков.

15.14.16.2 Для определения параметров главных регуляторов подсчитывают потери депрессии по всем путям, проходящим от поверхности через данный район горных работ и до выхода воздуха из шахты.

Определяют разницу депрессий между данным путем и путем максимальной депрессии Δh_j.

15.14.16.3 Сопротивление регулятора $R_{рег}$, кμ, вычисляют по формуле

$$R_{рег} = \frac{\Delta h_j}{Q_j^2}, \quad (15.221)$$

где Q_j — количество воздуха, проходящего через данный район, м^3/с.

Площадь окна в регуляторе $S_{ок}$, м^2, вычисляют по формуле

$$S_{ок} = \frac{S}{0,65 + 2,63S\sqrt{R_{рег}}}. \quad (15.222)$$

Если значение отношения $S_{ок}/S_{ок}$ составит более 0,5, то проводят перерасчет окна по формуле

$$S_{ок} = \frac{S}{1 + 2,38S\sqrt{R_{рег}}}, \quad (15.223)$$

где S — сечение выработки в месте установки регулятора, м^2;

$R_{рег}$ — сопротивление регулятора, кμ.

15.14.16.4 Сопротивление регуляторов внутри эксплуатационных участков определяют аналогично вышеописанному, но расчет депрессии проводят до начала эксплуатационного участка через каждый забой и до выхода воздуха из эксплуатационного участка.

15.14.16.5 При равномерной раздаче воздуха между забоями при обычных системах блоковой выемки значение сопротивления регуляторов $R_{рег}$ принимают по данным, приведенным в таблицах 15.30 и 15.31.

Таблица 15.30 — Сопротивление регуляторов $R_{рег}$ при прямоточной схеме проветривания

Количество блоков в схеме	Требуемое сопротивление регуляторов $R_{рег}$, кμ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
2	0	0	—	—	—	—	—	—	—	—
3	16	0	16	—	—	—	—	—	—	—
4	36	0	0	36	—	—	—	—	—	—
5	84	24	0	24	84	—	—	—	—	—
6	148	52	0	0	52	148	—	—	—	—
7	255	80	32	0	32	80	255	—	—	—
8	365	196	68	0	0	68	196	365	—	—
9	650	395	215	108	0	108	215	295	650	—
10	805	485	244	84	0	0	84	244	485	805

Таблица 15.31 — Сопротивление регуляторов $R_{рег}$ при возвратноточной (противоточная) схеме проветривания

Количество блоков в схеме	Требуемое сопротивление регуляторов $R_{рег}$, кμ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
2	8	0	—	—	—	—	—	—	—	—
3	40	8	0	—	—	—	—	—	—	—
4	113	40	8	0	—	—	—	—	—	—
5	244	113	40	8	0	—	—	—	—	—
6	446	244	113	40	8	0	—	—	—	—
7	738	446	244	113	40	8	0	—	—	—

Окончание таблицы 15.31

Количество блоков в схеме	Требуемое сопротивление регуляторов $R_{рег}$, кμ									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
8	1128	738	446	244	113	40	8	0	—	—
9	1628	1128	738	446	244	113	40	8	0	—
10	2278	1628	1128	738	446	244	113	40	8	0

15.15 Естественной тягой является движение воздуха под действием естественных причин: разности плотности воздуха, воздействия ветра и воды. Разность давлений, обусловленную этими причинами, называют депрессией естественной тяги h_e.

Естественная тяга в шахтах и рудниках возникает, как правило, при наличии нескольких выходов на поверхность, особенно если эти выходы находятся на различных высотных отметках; естественная тяга может появляться и в отдельных выработках при различной плотности воздуха по сечению выработки.

Естественная тяга возникает между отдельными горизонтами в случае, если имеется несколько воздухоподающих или воздуховыдающих стволов. В таком случае естественная тяга зависит от суточных и годовых колебаний температуры окружающего воздуха (см. рисунок 15.16).

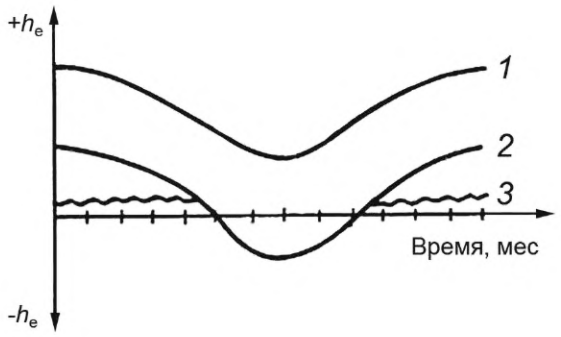


Рисунок 15.16 — График сезонного изменения депрессии естественной тяги в глубоких шахтах (*1*) и шахтах небольшой глубины соответственно при отсутствии (*2*) и наличии (*3*) калорифера

Расчет депрессии естественной тяги приводят к определению состава или состояния воздуха в воздухоподающем и воздуховыдающем стволах, между стволами или горизонтами. В связи с этим для расчета депрессии естественной тяги применяют гидростатические и термодинамические методы.

Для расчета h_e гидростатическим методом определяют разность аэростатических давлений воздуха в двух стволах, между стволами или горизонтами. Термодинамические методы расчета h_e основаны на учете изменения состояния воздуха при его движении по выработкам.

Для рудников и шахт с различными высотными отметками устьев воздухоподающей и воздуховыдающей выработок депрессию естественной тяги h_e, Па, вычисляют по формуле

$$h_e = \gamma_{ср} \cdot H_1 \cdot \frac{t_н - t_{ср}}{273 + t_{ср}}, \qquad (15.224)$$

где $\gamma_{ср}$ — среднеконтурный удельный вес воздуха, Н/м^2;

H_1 — разность отметок воздухоподающей и воздуховыдающей выработок, м;

$t_н$ — температура наружного воздуха на отметке устья воздухоподающей выработки, °С;

$t_{ср}$ — средняя температура рудничного воздуха, °С.

Естественная тяга оказывает влияние на работу вентиляторов. При оценке совместной работы вентилятора и действия естественной тяги суммируют по ординатам характеристики вентилятора и естественной тяги (см. рисунок 15.17).

Положительная естественная тяга увеличивает, отрицательная уменьшает количество воздуха, поступающего в шахту ($Q_1 > Q_в$, $Q_2 < Q_в$).

Количество воздуха, поступающего в шахту при совместном действии вентилятора и естественной тяги, вычисляют по формулам:

$$a - b \cdot Q \pm h_e = R \cdot Q_0^2, \quad (15.225)$$

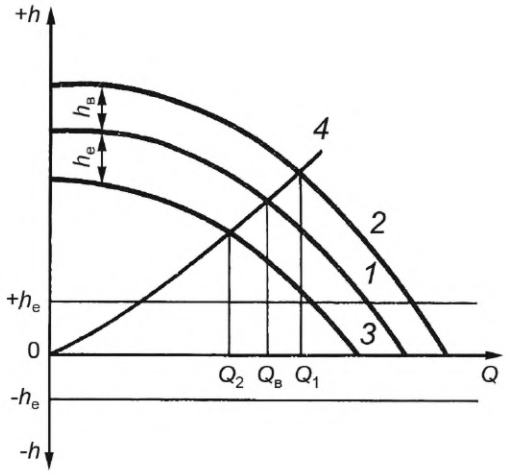
$$a_1 - b_1 \cdot Q^2 \pm h_e = R \cdot Q_0^2, \quad (15.226)$$

где a, b — эмпирические коэффициенты линейного уравнения, описывающего рабочую часть характеристики вентилятора;

a_1, b_1 — эмпирические коэффициенты квадратичного уравнения, описывающего рабочую часть характеристики вентилятора;

R — аэродинамическое сопротивление сети, в которой работает вентилятор, кμ.

Количество воздуха, поступающего в шахту, увеличивается или уменьшается за счет действия естественной тяги на $Q_1 - Q_в$ или $Q_в - Q_2$ (см. рисунок 15.17), где $Q_в$ — дебит вентилятора при индивидуальной работе на ту же сеть.



1 — характеристика вентилятора; *2* и *3* — суммарная характеристика вентилятора положительной и отрицательной естественной тяги соответственно; *4* —характеристика вентиляционной сети; $Q_в$ — количество воздуха, поступающего в шахту при отсутствии естественной тяги; Q_1 и Q_2 — расход воздуха соответственно при положительной и отрицательной тяге; h — депрессия

Рисунок 15.17 — График влияния h_e на работу вентиляторов главного проветривания

15.16 Выбор главной вентиляционной установки

15.16.1 Выбор (проверку) вентилятора проводят по наибольшей депрессии, сложенной из депрессии горных выработок рудника, а также воздухоочистителей и калориферов.

15.16.2 ГВУ необходима для обеспечения требуемых режимов вентиляции на все периоды эксплуатации рудника с максимальным КПД и наименьшей энергоемкостью шахтной вентиляционной системы.

15.16.3 ГВУ должна обеспечивать реверсирование воздушной струи за время не более 10 мин.

15.16.4 Количество воздуха, проходящего по главным выработкам рудника при реверсировании, должно составлять не менее 60 % от расхода воздуха в этих выработках при нормальном режиме.

15.16.5 Аэродинамическое сопротивление шахты $R_ш$, кμ, вычисляют по формуле

$$R_ш = \frac{H_ш}{Q_ш^2}, \quad (15.227)$$

где $Q_ш$ — количество воздуха, подаваемого в шахту, м^3;

$H_ш$ — депрессия шахты, Па.

15.16.6 Утечку воздуха через надшахтное здание $Q_{н.з}$ вычисляют по формуле

$$Q_{н.з} = \sqrt{\frac{H_ш}{R_{н.з}}}, \quad (15.228)$$

где $H_ш$ — депрессия шахты, Па;

$R_{н.з}$ — сопротивление надшахтного здания, кμ.

В случае наличия только вентиляционного ствола при отсутствии вентиляционного здания величина $R_{н.з} = \infty$, $Q_{н.з} = 0$.

15.16.7 Дебит вентилятора $Q_в$ вычисляют по формуле

$$Q_в = Q_{н.з} + Q_ш. \quad (15.229)$$

15.16.8 Общее сопротивление сети $R_с$, кμ, на которое должен работать вентилятор, вычисляют по формуле

$$R_с = R_{в.у} + \frac{R_ш}{\left(\sqrt{\frac{R_ш}{R_{н.з}}} + 1\right)^2} + R_{кал}. \quad (15.230)$$

15.16.9 Депрессию вентилятора $H_в$, Па, вычисляют по формуле

$$H_в = R_с \cdot Q_в^2, \quad (15.231)$$

где $R_с$ — общее сопротивление сети, кμ.

15.16.10 По рассчитанным значениям $Q_в$ и $H_в$ определяют рабочую точку и на основании графиков аэродинамических характеристик вентиляторов (предоставляемых производителем оборудования, область использования которых соответствует найденным параметрам) выбирают вентиляторную установку с оптимальным КПД.

На характеристику выбранного вентилятора наносят характеристику сети.

Точка пересечения этих характеристик дает расчетный режим работы вентилятора и фактически обеспечиваемые им значения $Q_в$ и $H_в$.

16 Подземный рудничный транспорт

16.1 Общие положения

16.1.1 Проектирование подземного транспорта следует рассматривать как транспортную систему, представляющую собой совокупность взаимосвязанных технологических процессов и средств транспорта основного и вспомогательного грузопотоков, обеспечивающих поточную технологию его работы.

16.1.2 Основными направлениями, которыми следует руководствоваться при проектировании подземного транспорта, являются:

- создание поточных транспортных систем с концентрированным основным грузопотоком при минимальном количестве ступеней в схемах транспорта;
- создание поточных систем вспомогательного транспорта, обеспечивающих комплексное решение вопросов материально-технического снабжения, складирования и доставки материалов к рабочим местам их потребления в шахте, а также выдачи на поверхность демонтированного оборудования и отработанных смазочных материалов;
- автоматизация управления и контроля за основными транспортными процессами;
- применение средств производственной связи, производственной (технологической) сигнализации, диспетчерского контроля, обеспечивающих передачу информации в АСУ ГП.

16.1.3 По времени работы рудничного транспорта различают установки:

- самоходные, передвигающиеся постоянно вместе с грузом (погрузочно-транспортные машины, автосамосвалы);
- передвижные, которые по условиям технологии разработки перемещают груз периодически через небольшие промежутки времени (скреперные лебедки, забойные конвейеры);
- полустационарные, перемещающие груз через относительно большие промежутки времени, чем передвижные; стационарные, характеризуемые длительной (более 1,5 лет) эксплуатацией на одном рабочем месте (конвейерный или локомотивный транспорт по капитальным выработкам).

16.1.4 При подземной разработке крепких руд в качестве основных видов транспорта широко используют доставку под действием силы веса, скреперные установки, самоходные погрузочные и погрузочно-транспортные машины, подземные автосамосвалы, вибрационные питатели и конвейеры, электровозную откатку.

16.1.5 Производительность рельсового и самоходного транспорта определяют с учетом следующих значений коэффициента неравномерности $K_н$:

- при транспортировании полезного ископаемого $K_н$ = 1,5 при отсутствии аккумулирующей емкости и $K_н$ = 1,25;
- транспортировании горной массы из проходческих забоев $K_н$ = 2,0 или выбирается по циклограммам;
- транспортировании вспомогательных материалов $K_н$ следует принимать от 1,3 до 1,5 (в зависимости от транспортных систем), для людей $K_н$ = 1,0;
- выдаче горной массы безрельсовым транспортом по автотранспортному уклону $K_н$ следует принимать от 1,2 до 1,3;
- коэффициент использования транспортного оборудования цикличного действия следует принимать равным не менее 0,7—0,75;
- при расчете локомотивной откатки и самоходного транспорта необходимо учитывать подготовительно-заключительные операции продолжительностью 30 и 40 мин соответственно.

При отсутствии бункеров подготовительно-заключительные операции следует проводить в междусменные перерывы.

16.2 Проектирование самоходного нерельсового транспорта

16.2.1 К самоходному оборудованию относят все виды горнотранспортных машин, способных самостоятельно передвигаться по почве выработок на пневмоколесном или гусеничном механизме перемещения с дизельным, электрическим, пневматическим или другими видами привода.

16.2.2 При проектировании самоходного нерельсового оборудования следует применять:

- дизельные автосамосвалы (автопоезда), ковшовые погрузочно-транспортные машины с дизельным приводом при длине транспортирования не более 400 м, а также при проходке горных выработок для подземного безрельсового транспорта горной массы в зависимости от расчетного грузопотока и длины откатки;
- самоходные машины с электрическим приводом и кабельной передачей энергии только при технологических схемах;
- транспорт горной массы от комбайнов до конвейера или транспорт руды от погрузочной машины до рудоспуска.

16.2.3 Расчетную загрузку автосамосвалов или погрузочно-транспортных машин следует определять в зависимости от гранулометрического состава транспортируемых полезных ископаемых и вмещающих пород, а также от способа погрузки и принимать не более паспортной грузоподъемности машины.

16.2.4 Максимальную скорость движения самоходных машин по горным выработкам следует принимать исходя из тяговой характеристики машины и расчетного тягового усилия, ширины и типа покрытия проезжей части, длины тормозного пути при движении под уклон.

16.2.5 Тяговое усилие при работе машин на прямолинейных участках горизонтальных выработок протяженностью свыше 500 м и при скорости движения более 30 км/ч следует определять с учетом дополнительного тягового усилия для преодоления сопротивления воздуха.

16.2.6 Расчетная скорость движения в грузовом и порожняковом направлениях по правилам безопасности не должна превышать 20 км/ч.

На прямых участках длиною более 500 м допускается увеличение скорости до 40 км/ч.

16.2.7 Для горизонтальных транспортных выработок оптимальная скорость движения машин при длине транспортирования не более 500 м составляет от 12 до 20 км/ч; при длине в интервале от 500 до 2000 м — от 20 до 30 км/ч.

В доставочных выработках по неровной почве скорость движения машины должна составлять от 6 до 8 км/ч, по спланированному основанию — от 12 до 15 км/ч; во вспомогательных горизонтальных выработках с планировкой и подсыпкой почвы щебенкой — от 10 до 20 км/ч, в наклонных вспомогательных заездах — не более 6 км/ч.

16.2.8 Расчетная скорость движения дизельных машин при попутном направлении вентиляционной струи должна быть не менее чем на 20 % больше скорости движения воздуха.

16.2.9 Расчетное количество рабочих машин на участке следует определять по заданной сменной производительности участка и расчетной сменной производительности машин.

16.2.10 Тормозной путь должен составлять не более 20 м.

При определении величины тормозного пути коэффициент эксплуатационного состояния тормозов принимают равным от 1,1 до 1,8; время реакции водителя и холостого хода тормозов — от 1,2 до 1,5 с.

16.2.11 При определении времени цикла принимают:

- скорость движения — в соответствии с 16.2.6 (коэффициент среднеходовой скорости движения при длине откатки не более 300 м равен 0,6; при длине от 300 до 1000 м — 0,75);
- продолжительность разгрузки машины — по технической характеристике машин (для автосамосвалов и ковшовых погрузочно-транспортных машин продолжительность разгрузки необходимо принимать равной 1 мин, для грузолюдских машин вспомогательного транспорта — 5 мин);
- продолжительность ожидания машин на разминовках при работе нескольких машин на однополосных транспортных выработках — с учетом количества разминовок, где производится разъезд груженых и порожняковых машин, а также расчетной продолжительности ожидания на разминовках путем построения графика движения.

При одинаковом расстоянии между разминовками продолжительность ожидания принимают 3 мин.

16.2.12 Сменную производительность одной машины определяют с учетом коэффициента внутрисменного использования работы машины от 0,7 до 0,8, учитывающего подготовительно-заключительные операции, заправку машин, перегон к месту работы и другие операции, не связанные с основной работой.

16.2.13 Ширину транспортных выработок на закруглениях следует проверять и дополнительно увеличивать на значение выноса наиболее выступающих частей машин или перевозимых грузов относительно колеи движения.

16.2.14 Почва выработок, по которым осуществляется движение самоходного оборудования, должна быть малообводненной.

Коэффициент крепости породы почвы по ГОСТ 21153.1 должен составлять не менее 4.

При слабых почвах следует проводить мероприятия по упрочнению дорожного полотна.

16.2.15 Тип дорожного покрытия и параметры транспортных выработок в зависимости от назначения и грузопотока выработок принимают по данным таблицы 16.1.

16.2.16 Коэффициент сопротивления при движении на кривых участках принимают от 0,2 до 0,14; коэффициент ходового сопротивления в забоях по незащищенной почве — от 0,15 до 0,18; по развалу руды — от 0,25 до 0,3.

16.2.17 Коэффициент сцепления принимают в соответствии с таблицей 16.2.

16.2.18 При отсутствии аккумулирующих бункеров на погрузочном пункте продолжительность работы машины по транспорту горной массы следует принимать равной продолжительности рабочей смены участка по выдаче горной массы.

16.2.19 При работе нескольких машин на протяженной однополосной выработке следует определять количество рейсов в смену с учетом коэффициента от 1,1 до 1,25, учитывающего вспомогательные и резервные рейсы; интервал движения; количество разминовок и расстояние между ними.

16.2.20 Количество машин на участке определяют по сменной производительности участка и сменной производительности машин.

Таблица 16.1

Наименование параметров	Наклонные выработки			Горизонтальные выработки		
	Капитальные грузовые автотранспортные уклоны	Вспомогательные вскрывающие уклоны	Вспомогательные заезды	Капитальные штреки и квершлаги	Рабочие	Временные и вспомогательные выработки
Грузопоток за весь срок службы, млн. т	Св. 10	Не более 10	Не более 1	Св. 10	Не более 10	Не более 0,6
Срок службы транспортной выработки, лет	Св. 15	Св. 15	Не более 5	Св. 10	Не более 10	Не более 3
Максимальная масса груженых машин, т	80	60	30	80	60	40

Окончание таблицы 16.1

Наименование параметров	Наклонные выработки			Горизонтальные выработки		
	Капитальные грузовые автотранспортные уклоны	Вспомогательные вскрывающие уклоны	Вспомогательные заезды	Капитальные штреки и квершлаги	Рабочие	Временные и вспомогательные выработки
Тип дорожного покрытия	Армированный бетон	Бетон, щебень	Без покрытия	Армированный бетон	Щебеночное или из горных пород от проходки	Без покрытия с подсыпкой породы
Толщина дорожного покрытия, мм	300	300	—	300	300	—
Максимальная скорость движения на прямых протяженных участках, км/ч	20	20	6	20	20	8

Таблица 16.2

Дороги	Коэффициент сцепления при состоянии дорожного покрытия	
	Чистое, сухое	Влажное, загрязненное
Бетонные и асфальтовые	0,7	0,45—0,4
Щебеночные укатанные	0,7—0,75	0,5—0,4
Забойные в крепких породах	0,6—0,7	0,5—0,4
Забойные в относительно слабых породах	0,4—0,5	0,25—0,4

При организации работ, когда одна и та же машина занята на транспортировании полезного ископаемого и породы или перевозит горную массу с нескольких участков, количество машин следует определять раздельно для участков, без округления.

16.2.21 Пробег рабочих машин определяют с учетом коэффициента от 1,1 до 1,25, учитывающего холостой пробег на заправку, к пунктам технического обслуживания.

16.2.22 Количество инвентарных машин следует принимать с учетом коэффициента инвентарных машин с округлением до большего целого числа.

Значение коэффициента инвентарных машин, учитывающего машины, находящиеся в ремонте и резерве, необходимо принимать по данным, приведенным в таблице 16.3.

Таблица 16.3

Режим работы	Коэффициент инвентарных машин при типе выработки	
	Постоянные транспортные выработки	Временные выработки без покрытия
Двухсменный	1,25	1,3
Трехсменный	1,4	1,5

16.2.23 При проектировании транспортных выработок:

- следует учитывать уклоны для основного и вспомогательного транспорта по таблице 16.4;
- на затяжных уклонах через каждые 600 м должны быть площадки длиной не менее 40 м с продольным уклоном не более 0,02;
- уменьшение продольного уклона на закруглениях наклонных транспортных выработок должно быть с радиусом менее 40 м — 0,02; для радиусов менее 20 м — на 0,4;

Таблица 16.4

Наименование транспортных выработок и их назначение	Нормальный уклон, % (°)	Максимальный уклон на коротких участках, %
Основные выработки для транспортирования горной массы по горизонтам	17	70
Главные автотранспортные уклоны для транспорта горной массы на поверхность:		
- для грузового и двухстороннего движения	105	141
- для порожнякового движения	141	176
Вспомогательные автотранспортные уклоны при работе на уклоне только машин для перевозки персонала, оборудования и материалов со всеми ведущими осями	176	213
Вспомогательные заезды на подэтажи, используемые только для передвижения машин с грузом своим ходом	213	268

- следует учитывать максимальное значение продольного уклона транспортных выработок, которое проверяют по тяговым характеристикам применяемых транспортных машин;
- уклоны при наличии обводненности наклонных транспортных выработок продольные следует снижать на 25 % — 30 %;
- размеры Т-образных тупиков и перекрестных пересечений выработок следует принимать по конструктивному радиусу разворота применяемого парка машин;
- необходимо предусматривать поперечный уклон дорожного полотна в сторону водоотводной канавки — на 0,01—0,02.

В транспортных однополосных выработках, предназначенных для движения машин с одинаковой колеей колес (или с колеей, отличающейся не более чем на 0,5 м), водоотводную канавку рекомендуется размещать по оси дорожного полотна, в остальных случаях — вне пределов дорожного полотна с учетом возможности применения машин для чистки водоотливных канавок.

16.2.24 Размеры выработок определяют исходя из габаритов самоходных машин и гарантированных зазоров от наиболее выступающих частей машин до стенок и кровли выработки.

Зазоры между стенками (крепью) выработки и самоходной машиной должны быть не менее 1200 мм со стороны прохода для персонала и 500 мм — с противоположной стороны, а до кровли выработки или оборудования, расположенного над проезжей частью, — не менее 500 мм с учетом вертикальных колебаний машин и их загрузки.

16.2.25 Радиусы поворота транспортных выработок принимают в зависимости от типа и назначения выработок и условий эксплуатации машин согласно данным, приведенным в таблице 16.5.

Таблица 16.5

Наименование и назначение выработок	Радиусы поворота транспортных выработок, при условиях эксплуатации, м	
	Нормальные	Стесненные
Основные транспортные на горизонтах, вспомогательные автотранспортные уклоны	30	20
Основные вскрывающие автотранспортные уклоны	40	20
Вспомогательные для транспортирования длинномерных грузов	20	15
Вспомогательные, не используемые для транспортирования длинномерных грузов	15	10

На поворотах проезжую часть расширяют от 300 до 500 мм.

Уширение необходимо проверять с учетом наиболее выступающих частей машин или перевозимых длинномерных грузов.

Радиусы поворота транспортных выработок составляют от 20 до 30 м, остальных выработок — от 15 до 20 м.

16.2.26 Продольный уклон выработок выбирают в зависимости от их назначения, типа самоходных машин и срока службы выработок. Угол уклона выработок для самоходного оборудования составляет от 6° до 12°.

На затяжных подъемах через каждые 600 м устраивают площадки длиной не менее 40 м с продольным уклоном не более 0,02°.

16.2.27 Максимальную величину продольного уклона транспортных выработок необходимо проверять по тяговым характеристикам машин.

Поперечный уклон дорожного полотна транспортной выработки в сторону водоотводной канавы должен составлять от 0,01 до 0,02.

16.2.28 Проезжую часть капитальных транспортных уклонов, штреков и квершлагов со сроком службы до 10 лет и более покрывают бетоном, или щебенкой с пропиткой битумом, или цементным раствором на глубину.

Для проезжей части погрузочно-транспортных и вспомогательных выработок используют щебеночное покрытие или покрытие из прочных пород крупностью не более 20 мм.

В буровых подэтажных выработках проводят планировку земляного покрытия.

16.2.29 Транспортные машины, эксплуатируемые в шахтах, должны быть оборудованы системами предотвращения столкновений согласно правилам [4].

Система предотвращения столкновений должна обеспечивать своевременное оповещение машиниста о наличии персонала и транспортных средств в радиусе траектории движения машины.

16.2.30 При проектировании самоходного подземного транспорта с целью повышения безопасности и рентабельности горных работ следует рассматривать возможность применения системы автоматизированной работы парка автосамосвалов, обеспечивающего загрузку, откатку и разгрузку под управлением навигационной системы.

В систему автоматизированной работы включают мониторинг производства и состояния парка в режиме реального времени, а также контроль за перемещением машин для координации одновременной работы нескольких автоматизированных самосвалов в одной производственной зоне.

Самосвалы оснащают видеосистемой, мобильной (беспроводной) связью и системой навигации.

16.2.31 Работу автоматизированной системы следует согласовать с работой шахтных информационных систем и систем технологической подготовки производства.

16.2.32 Следует разрабатывать мероприятия по спуску в шахту самоходного транспортного оборудования без разборки или с применением крупноузловой разборки.

16.2.33 Места сборки самоходных машин предусматривают у наклонных съездов, а на безрельсовых горизонтах — в районе околоствольных дворов с оборудованием их грузоподъемными устройствами.

16.2.34 В безрельсовых выработках для вспомогательного транспорта применяют самоходные вспомогательные машины на пневмошинном ходу, монорельсовый транспорт или напочвенные канатные дороги.

16.2.35 Доставку самоходных машин в блок производят своим ходом или с помощью лебедок по наклонным съездам в зависимости от угла наклона выработки.

16.2.36 Перевозку персонала осуществляют в специальных серийных автомобилях.

16.2.37 Работы по техническому обслуживанию и текущему ремонту проводят в предусмотренных на горизонтах пунктах сбора и ремонта оборудования.

16.3 Проектирование рельсового транспорта

16.3.1 При проектировании рельсового транспорта применяют поточную организацию работы откатки.

16.3.2 На основных откаточных горизонтах шахт, не опасных по газу и пыли, следует применять откатку контактными электровозами.

16.3.3 При электровозной откатке в качестве откаточных сосудов применяют вагонетки с глухим кузовом.

Подвижной состав при электровозной откатке выбирают согласно данным, приведенным в таблице 16.6.

Таблица 16.6

Производительность рудника по горной массе, тыс. т/г.	Подвижной состав	
	Электровозы со сцепной массой, т	Вагонетки с объемом кузова, $м^3$
Не более 100	3	1,0

Окончание таблицы 16.6

Производительность рудника по горной массе, тыс. т/г.	Подвижной состав	
	Электровозы со сцепной массой, т	Вагонетки с объемом кузова, $м^3$
100—300	7	1,2—1,3
300—600	10	2,2—2,5
600—1000	10—14	2,2—4,0
Более 1000	14—20	4,0

16.3.4 Максимальная скорость движения рельсового подвижного состава при электровозной откатке по горизонтальным выработкам не должна превышать 10 км/ч.

16.3.5 Скорость движения подвижного состава на кривых участках пути, в околоствольных дворах, на стрелках и на тех участках, где проводят какие-либо работы, не должна превышать 5 км/ч.

16.3.6 Для транспортирования руды по откаточным выработкам следует применять шахтные грузовые вагонетки согласно ГОСТ Р 55727.

16.3.7 По тем горизонтальным и наклонным выработкам, где для откатки горной массы применяют рельсовый транспорт, для вспомогательного транспорта принимают электровозную откатку или одноконцевой канатный подъем.

16.3.8 При одновременной работе на нескольких горизонтах и многосортной горной массе следует предусматривать:

- концентрацию грузопотоков с созданием концентрационных транспортных горизонтов и безрельсовых промежуточных горизонтов с целью организации работы подъемной установки по выдаче горной массы с одного горизонта;
- скиповые подъемы при производительности рудника более 800 тыс. т/г. для выдачи горной массы;
- применение вагонеток с донной разгрузкой при дополнительном обосновании;
- организацию на концентрационных горизонтах кольцевых маршрутов.

16.3.9 Сортировку горной массы в вагонетках на промежуточных горизонтах (при скиповом подъеме) осуществляют без расцепки состава в рудоконтрольных станциях, размещаемых вблизи опрокидывателей. Опрокидыватели для перепуска отдельных сортов горной массы на контрационный горизонт устанавливают в районе рудных залежей на восстающих.

16.3.10 Под опрокидывателями предусматривают устройства для распределения отдельных сортов горной массы в два рудоперепускника.

16.3.11 Предусматривают безрельсовые промежуточные горизонты.

16.3.12 На концентрационных горизонтах при скиповом подъеме предусматривают электровозную откатку по следующей схеме: погрузочный пункт — околоствольный двор скипового подъема с применением разгрузки большегрузных вагонеток (вместимостью 4 $м^3$ и выше) без расцепки составов в опрокидывателях с пропуском электровоза.

16.3.13 На опрокидывателях, устанавливаемых в околоствольных дворах, предусматривают рудоконтрольные станции для дополнительного контроля сорта с целью повышения качества выдаваемой руды.

16.3.14 Рассматривают возможность выделения породы с целью ее использования для закладки выработанного пространства без выдачи на поверхность.

16.3.15 Вместо виброочистки допускается применять гидроочистку (мойку) вагонеток.

16.3.16 Для механизации трудоемких работ при возведении и содержании подземных рельсовых путей рекомендуется применять специализированные гидрофицированные путевые установки и путеукладочные комплексы (поезда).

16.3.17 При расчетах массы поезда принимают уклон рельсового пути в сторону околоствольного двора или мест разгрузки (при штольневом вскрытии) для вновь проектируемых горизонтов:

- от 0,003 до 0,005 — при вагонетках грузоподъемностью не более 5 т;
- 0,002 — при вагонетках грузоподъемностью от 10 т на горнорудных шахтах (при условии обеспечения надежного стока воды по водосточным канавкам).

16.3.18 Значения коэффициентов сцепления рудничных электровозов принимают по данным, приведенным в таблице 16.7.

Таблица 16.7

Характеристика пути	Коэффициент сцепления рудничных электровозов при движении	
	без подсыпки песка	с подсыпкой песка
Чистые, сухие рельсы	0,17—0,18	0,18—0,24
Влажные, практически чистые рельсы на рудниках	0,12—0,17	0,17—0,20
Мокрые, покрытые грязью рельсы на рудниках	0,09—0,12	0,12—0,16

16.3.19 На временных путях основное удельное сопротивление следует увеличивать на 20 %.

16.3.20 При определении времени движения в грузовом и порожняковом направлениях скорость движения следует определять по электромеханическим характеристикам электровозов, а также по тормозному пути.

В расчете электровозного транспорта с учетом допустимой массы поезда, коэффициента сцепления, времени рейса необходимо принимать наименьшую скорость движения поезда.

Время движения поезда в грузовом и порожняковом направлениях следует определять при расстоянии транспортирования менее 1,0 км с учетом продолжительности пуска и остановки поезда, а при большей длине — по установившейся скорости с учетом коэффициента среднеходовой скорости 0,75.

16.3.21 Для шахт и рудников горнорудной промышленности затраты времени на загрузку вагонеток под люком и разгрузку их в круговом опрокидывателе с учетом времени на перестановку вагонеток электровозом должны соответствовать данным, приведенным в таблице 16.8.

Таблица 16.8 — Затраты времени на загрузку вагонеток под люком и разгрузку их в круговом опрокидывателе с учетом времени на перестановку вагонеток электровозом

Вместимость вагонетки, $м^3$	Затраты времени, с		
	на загрузку вагонетки	на разгрузку	
		одной вагонетки	двух вагонеток одновременно
0,7—0,8	60	30	40
1,2	75	30	40
2,2	90	35	45
4,5	120	40	50
9,5	180	50	—

16.3.22 Продолжительность загрузки с применением вибропитателей, скреперных лебедок, погрузочных машин, перегружателей определяют по производительности с учетом времени на перестановку вагонеток.

16.3.23 Продолжительность остановок в местах пересечения транспортных магистралей принимают от 3 до 6 мин или определяют в соответствии с данными, приведенным в таблице 16.9.

Таблица 16.9 — Скорость движения электровоза и время на вспомогательные операции

Наименование показателя	Значение
Скорость в хвосте состава при заталкивании, м/с	1
Скорость в голове груженого состава, м/с	1,25
Скорость в голове порожнего состава, м/с	1,5
Скорость без состава (в зависимости от длины участка), м/с	2—2,5
Скорость при прохождении стрелок и вентиляционных дверей, м/с	1—1,5
Время на проезд электровозом стрелок или съездов, с	20
Время на прицепку или отцепку электровоза, с	10
Время на перевод централизованных стрелок и подготовку диспетчером маршрута, с	10

16.3.24 Расчет количества рабочих машин по основному откаточному горизонту необходимо проводить путем суммирования количества машин, определенных в зависимости от производительности погрузочного пункта и длины откатки по соответствующему звену.

16.3.25 При расчете производительности электровозной откатки коэффициент загрузки вагонеток принимают равным 0,9.

16.3.26 Коэффициенты неравномерности работы электровозной откатки принимают:

- 1,25 — на основных, главных и концентрационных горизонтах при наличии бункерных емкостей;
- 1,5 — при отсутствии промежуточных бункерных емкостей;
- 1,35 — на промежуточных и эксплуатационных горизонтах при транспортировании горной массы непосредственно от очистных забоев к месту погрузки.

16.3.27 Количество вагонеток в составе необходимо определять по лимитирующему фактору с округлением результата расчета до ближайшего целого меньшего числа.

16.3.28 Количество вагонеток в составе, предназначенном для эксплуатации на действующем горизонте, должно соответствовать условию размещения состава на минимальной длине горной выработки.

16.3.29 Число резервных вагонеток и находящихся в ремонте определяют в количестве 25 % от числа работающих.

16.3.30 Число резервных электровозов принимают по одному на каждый горизонт, если рабочих электровозов менее пяти: при большем количестве рабочих электровозов на горизонте на каждые пять рабочих принимают один резервный.

16.3.31 Если шахтным подъемом возможны подъем и спуск электровоза в клети, то на пять работающих электровозов в шахте независимо от количества рабочих горизонтов принимают один резервный.

16.3.32 Вагонетки для откатки руды и породы применяют одного типоразмера.

При использовании на концентрационных скиповых горизонтах вагонеток с объемом кузова 4,5 $м^3$ и более допускается применение для откатки горной массы вагонеток с меньшим объемом кузова в следующих случаях:

- при ведении горнокапитальных и горноподготовительных работ на концентрационных и промежуточных горизонтах;
- для откатки руды на промежуточных горизонтах.

16.3.33 Минимальные радиусы закруглений путей принимают с учетом контейнерной доставки длинномерных материалов, наибольшей жесткой базы подвижного состава и скорости движения поезда: при скорости не более 1,5 м/с — не менее семикратного значения наибольшей жесткой базы; при скорости более 1,5 м/с — не менее десятикратного значения наибольшей жесткой базы.

В околоствольных дворах радиусы закруглений путей принимают согласно данным, приведенным в таблице 16.10.

Таблица 16.10

Сцепная масса электровоза, т	Радиус кривых в пределах околоствольного двора, м
3—4	10
5—7	15
10—14	20

16.3.34 На криволинейных участках пути в околоствольных дворах и на главных откаточных выработках, на закруглениях с углом поворота трассы 90° и более между обеими рельсовыми нитками должны быть установлены металлические стяжки.

Расстояние между стяжками должно быть не более 3 м.

16.3.35 На рудных выработках применяют колею шириной 600, 750 и 900 мм.

16.3.36 Стыки рельсов на рудниках, не опасных по газу и пыли, рекомендуется сваривать.

16.3.37 В околоствольных дворах и на основных откаточных выработках применяют типы рельсов в зависимости от грузопотока за весь срок службы рельсового пути, от сцепной массы электровоза и грузоподъемности вагонетки.

16.3.38 Тип рельсов откаточных выработок принимают в зависимости от рассчитанного грузопотока за весь срок службы рельсового пути по данным, приведенным в таблице 16.11.

Таблица 16.11

Грузопоток, млн т	Тип рельсов
Не более 10	Р24

Окончание таблицы 16.11

Грузопоток, млн т	Тип рельсов
10—30	Р33
30—100	Р43
Более 100	Р50

16.3.39 Рельсовые пути перед опрокидывателями и за ними следует оснащать средствами, препятствующими забуриванию вагонеток (контррельсами, отбойными брусьями).

16.3.40 Шпалы применяют при сроке службы:

- не более 10 лет — деревянные антисептированные;
- свыше 10 лет (для укладки на главных откаточных выработках) — железобетонные;
- не более 3 лет — деревянные неантисептированные шпалы.

Для шахтных условий применяют стрелочные переводы с крестовинами марок 1/4, 1/5, 1/7.

Примечание — Марка крестовины — тангенс угла крестовины или отношение ширины сердечника в хвосте крестовины к длине сердечника до математического центра.

16.3.41 Стрелочные переводы в околоствольных дворах, на главных откаточных выработках должны быть механизированы и иметь дистанционное управление с движущегося электровоза.

16.3.42 Допускается иметь дистанционное управление стрелочными переводами при наличии сигнализации положения стрелки операторам разгрузочных и погрузочных пунктов.

16.3.43 Не допускается управление стрелочными переводами с нескольких мест одновременно.

16.3.44 При электровозной откатке шахтные рельсовые пути (за исключением выработок с пучащей почвой и со сроком службы менее двух лет) должны быть уложены на щебеночном или гравийном балласте из крепких пород.

16.3.45 Толщина балластного слоя под шпалами должна быть не менее 90 мм.

16.3.46 На основных откаточных выработках, околоствольных дворах, в которых эксплуатируются вагонетки емкостью не более 2,2 м и электровозы со сцепным весом не более 7 т, необходимо применять рельсы типа Р24.

При большей емкости вагонеток следует использовать рельсы типа Р33 и более.

16.3.47 При работе двух и более электровозов по одному откаточному участку в выработке предусматривают оборудование путевых разминовок.

16.3.48 Для перевозки персонала по горизонтальным выработкам применяют специальные серийные вагонетки.

16.3.49 Для транспортирования вспомогательных материалов и оборудования применяют специальные платформы и вагонетки.

16.4 Проектирование вспомогательного транспорта

16.4.1 Для бесперебойной работы очистных и подготовительных забоев необходимо обеспечивать регулярную доставку персонала в рудную шахту и большого числа разнообразных по размерам, массе и форме вспомогательных грузов, включая:

- длинномерные материалы (рельсы, трубы);
- лесоматериалы;
- металлическую крепь;
- железобетонные изделия;
- сыпучие материалы (балласт, цемент);
- жидкие горюче-смазочные материалы;
- оборудование, узлы и запасные части машин.

16.4.2 Для перевозки этих грузов используют средства комплексной механизации, включающие вспомогательные транспортные установки, контейнеры, пакеты и поддоны для затаривания грузов на поверхности шахты и их доставки к рабочим местам, механизмы для погрузочно-разгрузочных работ.

16.4.3 Основные требования, предъявляемые к вспомогательному транспорту:

- взаимоувязка параметров технологических транспортных схем шахты с горно-геологическими условиями разработки, схемами вскрытия и подготовки, системами разработки и условиями работы основных транспортных машин в шахте;
- перевозка материалов в укрупненных единицах (пакетах, контейнерах), собираемых в местах складирования на поверхности;

- обеспечение по возможности бесперегрузочной доставки материалов и оборудования к местам потребления;

- доставка материалов и оборудования по календарным графикам и планам оснащения забоев с учетом необходимости выдачи на поверхность демонтированного оборудования, металлолома, отработанных масел;

- оснащение стационарными, переносными или передвижными грузоподъемными средствами для погрузочно-разгрузочных работ в местах потребления и в пунктах погрузки.

16.4.4 Выбор вспомогательного транспорта отдельного и смежных звеньев, а также количество перевозимых грузов осуществляют таким образом, чтобы свести к минимуму перегрузки с одного вида транспорта на другой.

16.4.5 Перегрузки должны быть полностью механизированы.

16.4.6 При использовании рельсового транспорта с электровозной тягой для перевозки вспомогательных грузов применяют грузовые шахтные вагонетки согласно ГОСТ Р 55727 и специальные вагонетки: платформы для контейнеров, пакетов и оборудования; вагонетки лесодоставочные, балластные с клапанной разгрузкой, для пылевидных материалов; с герметически закрывающимся кузовом; для смесей, жидкостей, ВМ; вагонетки и специально оборудованные платформы для перевозки конвейерных лент, канатов, кабелей, газовых баллонов и огнетушителей.

16.4.7 Для доставки различных материалов и изделий (например, шпал, тюбингов, железобетонных затяжек, водоотливных лотков) применяют пакеты, поддоны и контейнеры, приспособленные для механизированных способов погрузки, разгрузки и складирования, а также для перевозки различными видами транспорта без переупаковки по всему пути их перемещения.

16.4.8 Параметры и вид грузовых единиц требуется предусматривать в увязке с габаритами подвижного состава и размерами поперечных сечений горных выработок.

16.4.9 При этом размеры и массу грузовых единиц устанавливают исходя из условий обеспечения максимального использования транспортных и грузоподъемных средств.

16.4.10 На рудниках со скиповыми подъемами основного грузопотока транспортирование крупногабаритного, не размещающегося в клети оборудования и вспомогательных материалов необходимо предусматривать по специальным грузовым стволам или грузовым отделениям, а далее — на автомашинах до рабочих мест.

16.5 При проектировании конвейерного транспорта должна быть предусмотрена одна транспортно-технологическая конвейерная линия с минимальным количеством перегрузочных узлов.

17 Горномеханическая часть

17.1 Комплексная механизация подземных горных работ

17.1.1 Комплексная механизация очистных и проходческих работ

17.1.1.1 При проектировании очистных и проходческих работ (нарезных, горноподготовительных и горнокапитальных) необходимо предусматривать комплексную механизацию буровых, погрузочно-доставочных, разгрузочных и вспомогательных работ на базе самоходного, дизельного (вспомогательные машины) и электрогидрофицированного оборудования.

17.1.1.2 Комплексная механизация должна обеспечивать:

- применение на бурении при очистных и подготовительных работах самоходных станков и установок с гидроперфораторами, с возможностью бурения комплекта шпуров (скважин) в автоматическом режиме в соответствии с паспортом бурения и возможностью автоматической замены буровых коронок и штанг;

- применение на доставке горной массы самоходных погрузочно-доставочных машин с электрическим или дизельным приводом и шарнирно-сочлененной рамой, оснащенных дистанционным управлением с визуализацией;

- многозабойное использование самоходного бурового и погрузочно-доставочного оборудования с обеспечением коэффициента использования, равного 0,7;

- применение съемного оборудования или самостоятельных механизмов для выполнения вспомогательных работ (оборка кровли, зачистка почвы, крепление анкерами, торкретирование);

- использование буровых установок, обеспечивающих бурение на полное сечение выработки для проходки вертикальных выработок;

- применение механизированной доставки материалов и оборудования в очистные блоки по наклонным съездам с использованием самоходных вспомогательных машин, контейнеров и пакетов в увязке с общей системой пакетно-контейнерной доставки материалов и оборудования с поверхности рудника до рабочих мест;

- использование автоматизированной системы транспорта руды, управляемое из диспетчерской. При этом наполнение ковша оператор осуществляет дистанционно, а откатку и разгрузку производят под управлением навигационной системы.

17.1.1.3 Погрузчики в этом случае должны быть оборудованы бортовой видеосистемой, мобильным терминалом для беспроводной связи и навигационной системой.

17.1.1.4 Система транспорта должна включать в себя мониторинг производства и состояния парка в режиме реального времени, а также контроль за перемещением машин, чтобы координировать одновременную работу нескольких автоматизированных погрузчиков в одной производственной зоне.

17.1.1.5 Работу системы можно согласовать с работой шахтной системы планирования производства;

- организацию текущего и ремонтного обслуживания самоходного оборудования в специально оборудованных ремонтных пунктах и мастерских, располагаемых на подэтажах (слоях) или на откаточном горизонте, вблизи очистных работ (наклонного съезда).

17.1.1.6 Выбор оборудования обосновывают технико-экономическим расчетом по каждому комплексу машин, которые рекомендуется подбирать преимущественно на основе серийного и унифицированного оборудования.

17.1.1.7 Машины, входящие в состав комплекса, должны быть одинаковыми по производительности, конструктивным особенностям, габаритам.

17.1.1.8 Для механизации погрузочно-доставочных работ при площадном выпуске полезного ископаемого следует применять главным образом вибрационные питатели, рудопогрузочные установки и конвейеры для транспортирования крупнокусковой руды в пределах очистных блоков.

17.1.1.9 Для систем разработки с торцовым выпуском руды в проектах следует предусматривать преимущественное использование погрузочно-транспортных машин с электрическим приводом.

17.1.1.10 При выборе погрузочно-доставочной машины вместимость ковша принимают в зависимости от размера куска отбиваемой горной массы (см. таблицу 17.1).

Таблица 17.1

Крупность куска, мм	Вместимость ковша, $м^3$
250—400	1—1,5
400—500	2—3

17.1.1.11 Проектный коэффициент использования самоходного оборудования по календарному фонду времени должен быть не менее 0,3 при двухсменном суточном режиме работы и 0,45 — при трехсменном.

17.1.1.12 Количество работающих машин определяют исходя из производительности участка, панели, блока, а также организации работ.

17.1.1.13 При определении технологического оборудования на очистных работах общий коэффициент резерва, учитывающий оборудование, находящееся в плановом $K_{пл}$ = 1,1—1,2, в капитальном $K_к$ = 1,1 и в текущем $K_т$ = 1,1 ремонтах, принимают равным 1,2—1,3.

17.1.1.14 Состав комплексов механизации очистных и горнопроходческих работ должен включать увязанные по основным параметрам и производительности машины, обеспечивающие механизацию всех звеньев технологического процесса.

17.1.1.15 Состав комплекса (по типоразмерам и количеству оборудования) необходимо определять с учетом следующих факторов:

- мощности и углов падения рудного тела;
- крепости и устойчивости руды и вмещающих пород;
- системы разработки;
- параметров буровзрывных работ;
- схемы транспортирования руды;
- возможной производительности по горнотехническим условиям участка, панели, блока, камеры;
- производительности оборудования;
- капитальных затрат на приобретение, доставку и монтаж оборудования;
- расходов на его эксплуатацию и ремонт;
- использования однотипного оборудования на очистных и горноподготовительных работах;
- механизации трудоемких вспомогательных работ;

- применения самоходного оборудования на строящихся горнорудных предприятиях и новых горизонтах действующих шахт для механизации вспомогательных работ, которое необходимо предусматривать в сочетании с одной из следующих систем транспортных выработок:

а) единой для рудника с выездом на поверхность,

б) единой для рудника со специальной клетью для самоходных машин,

в) системой транспортных выработок и ствола или отделения в стволе для спуска крупногабаритного оборудования.

17.1.1.16 Для производства путевых работ на откаточных горизонтах следует применять комплексы оборудования на колесно-рельсовом ходу.

17.1.1.17 Монтаж и демонтаж оборудования и коммуникаций в откаточных выработках целесообразно выполнять с помощью шахтных монтажных агрегатов.

17.1.1.18 При необходимости проведения монтажных работ в вертикальных и наклонных горных выработках следует предусматривать их перекрытие с помощью переносных пневматических защитных ограждений в целях защиты рабочего персонала и оборудования от падающих кусков породы.

17.1.2 Подземный трубопроводный транспорт закладочной смеси

17.1.2.1 Схему транспортирования твердеющей закладки определяют технико-экономическим сравнением вариантов.

При глубине разработки свыше 600 м принимают ступенчатую схему подачи закладки; в пределах одной ступени трубопроводная магистраль может иметь горизонтальные и вертикальные участки.

17.1.2.2 Транспортирование твердеющей закладки с поверхности в шахту предусматривают по вертикальным трубопроводам, располагаемым в закладочных скважинах или в специально пройденных стволах (шурфах).

Скважины бурят с поверхности как непосредственно в блок, так и для организации централизованной схемы подачи закладки, охватывающей группу блоков, до закладочных горизонтов, на которых по трубопроводам закладка разводится к блокам.

17.1.2.3 Количество вертикальных ставов для подачи закладки в шахту определяют в зависимости от количества закладочных горизонтов и способа подачи (скважины, ствол, восстающий) или по количеству эксплуатационных блоков, находящихся в работе, в случае подачи закладки по скважинам с поверхности непосредственно в блок.

17.1.2.4 Внутренний диаметр трубопровода для самотечного и пневматического участков транспорта $D_в$, м, вычисляют по формуле

$$D_в = \sqrt{\frac{Q_{з.у}}{0{,}785 \cdot V_с}}, \tag{17.1}$$

где $Q_{з.у}$ — производительность закладочной установки, м^3/с;

$V_с$ — скорость транспортирования на самотечном участке (≥1 м/с).

17.1.2.5 Максимальную длину самотечного транспорта L, м, вычисляют по формуле

$$L = \frac{H\left(\gamma_з \cdot g - K_н \cdot P_с\right) \pm \gamma_з \cdot g \cdot h_п}{K_н \cdot P_у} - l_{м.с}, \tag{17.2}$$

где H — высота вертикального става, м;

$\gamma_з$ — плотность твердеющей закладки, кг/м^3;

g — ускорение свободного падения, м/с^2;

$K_н$ — коэффициент надежности, принимаемый от 1,3 до 1,6;

$P_у$ — удельное сопротивление трубопровода при самотечном транспорте, Па/м;

$h_п$ — высота подъема или опускания закладочной выработки (уклон), м.

17.1.2.6 На расстояние более возможной расчетной длины самотечного транспорта закладочная смесь транспортируется сжатым воздухом.

17.1.2.7 Расход сжатого воздуха $Q_{с.в.}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q_{с.в} = V_{п.у} \cdot S_{тр}, \tag{17.3}$$

где $V_{п.у}$ — скорость движения растворов на пневматическом участке, м/с;

$S_{тр}$ — площадь сечения трубопровода, м^2.

17.1.2.8 Количество воздуха, приведенное к атмосферному давлению $Q^{I}_{в}$, м^3/с, вычисляют по формуле

$$Q^{I}_{в} = (Q_{в} \cdot P_{т})/P_{о}, \quad (17.4)$$

$P_{т}$ — избыточное давление сжатого воздуха в закладочном трубопроводе, кгс/см^2, вычисляемое по формуле

$$P_{т} = 0{,}75 \cdot P_{м}, \quad (17.5)$$

где $P_{м}$ — избыточное давление сжатого воздуха в воздушном трубопроводе, кгс/см^2;

$P_{о}$ — атмосферное давление, кгс/см^2.

17.1.2.9 Расход воздуха на 1 м^3 закладки $Q_{в}$, м^3, вычисляют по формуле

$$Q_{в} = Q^{I}_{в}/Q_{з.у}, \quad (17.6)$$

где $Q^{I}_{в}$ — количество воздуха, приведенное к атмосферному давлению, м^3/с;

$Q_{з.у}$ — производительность закладочной установки, м^3/с.

17.1.2.10 Закладочные скважины следует оснащать обсадными стальными трубами, внутренний диаметр которых на 50—100 мм больше наружного диаметра закладочного трубопровода.

17.1.2.11 Для приема выпущенной закладки, в непосредственной близости от вертикального става, необходимо предусматривать аварийные камеры сброса закладки, объем которых равен не менее трехкратного объема закладки, находящейся в вертикальном ставе.

17.1.2.12 Горизонтальные закладочные трубопроводы следует прокладывать в выработках с малоинтенсивным электровозным или другим видом транспорта, имеющих небольшое количество сопряжений, а также в закладочных или вентиляционно-закладочных коллекторах.

17.1.2.13 Уклоны выработок должны быть направлены в сторону транспортирования закладки.

17.1.2.14 Магистральные горизонтальные трубопроводы следует оборудовать рабочими пневмоврезками для организации пневмотранспорта закладки, аварийными пневмоврезками, используемыми при ликвидации пробок, приборами контроля давления, переключающими устройствами, а также устройствами для отвода воды от промывки.

17.1.2.15 По трассе закладочного трубопровода и на местах производства закладочных работ следует предусматривать телефонную связь с закладочной установкой на поверхности, а также аварийную светозвуковую сигнализацию.

17.1.2.16 Сжатый воздух через пневмоврезки следует подавать в закладочный трубопровод от специально проложенного трубопровода сжатого воздуха, диаметр которого определяют исходя из необходимого количества воздуха.

17.1.2.17 Количество и привязку рабочих пневмоврезок определяют расчетом, аварийные врезки устанавливают по трассе за рабочими и перед ними через каждые 90 м.

17.1.2.18 Конструкция пневмоврезок должна исключать попадание твердеющей закладки в трубопровод сжатого воздуха и обеспечивать в необходимых случаях их отключение.

17.1.2.19 Длину плетей горизонтальных магистральных закладочных трубопроводов в зависимости от труб и средств механизации монтажа принимают не более 24 м с соединением их фланцами, а соединение труб в плетях — на сварке.

17.1.2.20 Соединение труб в блоках выполняют на быстроразъемных соединениях.

17.1.2.21 Радиусы закругления трубопроводов рекомендуется принимать не менее 2 м.

17.1.2.22 Промывку закладочных трубопроводов водой с поверхности проводят с одновременной продувкой сжатым воздухом на горизонте после окончания закладочных работ.

17.1.3 Подземное ремонтное хозяйство

17.1.3.1 Ремонтное хозяйство располагают в зависимости от мощности рудника, способа вскрытия, систем разработки, количества и мощности подземного горношахтного оборудования.

17.1.3.2 Основным методом ремонта является агрегатно-узловой, при котором неисправные узлы и агрегаты машины заменяют запасными.

17.1.3.3 В подземных ремонтных мастерских и пунктах технического обслуживания необходимо производить текущий ремонт и техническое обслуживание всего крупногабаритного горного оборудования, доставка которого на поверхность затруднительна и трудоемка.

17.1.3.4 Для ремонта и технического обслуживания горношахтного оборудования на подземном руднике предусматривают:

- ремонтно-механические мастерские на поверхности рудника;

- подземные ремонтные пункты для самоходного горного оборудования;
- камеры-стоянки для обслуживания горной техники;
- электровозно-вагонное депо для текущего ремонта и технического обслуживания подвижного состава;
- заправочные пункты для заправки самоходного дизельного оборудования жидким топливом и смазочными материалами и для хранения горюче-смазочных материалов.

17.1.4 Доставка материалов и оборудования

17.1.4.1 При хранении на складах и доставке материалов и оборудования в шахту основным направлением следует считать комплексную механизацию погрузочно-разгрузочных и транспортно-складских работ.

17.1.4.2 В качестве основного способа транспортирования материалов и оборудования от центральных объектов материально-технического снабжения, баз материально-технического снабжения, ремонтных мастерских до рабочих мест принимают систему пакетно-контейнерной доставки.

17.1.4.3 Доставка материалов с поверхности до рабочих мест в шахте должна быть предусмотрена средствами внутришахтного транспорта в пакетах или с перегрузкой пакетов в контейнеры, являющиеся технологическим оборудованием шахты.

17.1.4.4 Спуск материалов и оборудования в шахту следует осуществлять по стволам в клети или под клетью, в зависимости от габаритных размеров груза (пакеты, контейнеры, узлы оборудования).

17.1.4.5 При значительных объемах проходческих работ, большой удаленности и (или) небольшой глубине залегания участка, на который осуществляют доставку строительных материалов, а также при необходимости разгрузить ствол, в т. ч. в период строительства предприятия, спуск материалов в шахту допустимо предусматривать по специальным скважинам.

17.1.5 Механизация процессов общерудничных вспомогательных работ

17.1.5.1 Классификация вспомогательных процессов:
- вспомогательные процессы при основных процессах;
- процессы общерудничных вспомогательных работ.

Классификация общерудничных работ и процессов приведена в таблице 17.2.

Таблица 17.2

Процессы проходческих работ	Очистные работы	Транспортные работы	Общерудничные вспомогательные работы
Основные: - бурение; - заряжание; - уборка горной массы; - крепление	Основные: - бурение и отбойка горной массы; - приготовление ВВ и заряжание; - выпуск и доставка; - крепление	Основные процессы: - откатка; - подъем; - транспорт на поверхности	Ремонт и содержание орудий производства, ремонт и содержание путей и горных выработок, материально-техническое обеспечение рабочих мест, закладочные работы, транспортирование длинномерных материалов и оборудования, хранение и доставка ВМ, возведение и ремонт вентиляционных сооружений, заготовка крепи, вентиляция, техника безопасности и противопожарные мероприятия, мероприятия по охране окружающей среды, чистка зумпфов и водосборников, водоснабжение и управление компрессорами, вентиляторами и водоотливными установками; электроснабжение, работы в стволе, маркшейдерские работы
Вспомогательные: - подготовка к бурению; - извлечение штанг; - очистка от шлама; - проходка канавок; - укладка рельсовых путей; - монтаж магистралей; - замер размеров, - зачистка; - монтаж и демонтаж оборудования; - осмотр и мелкий технический ремонт оборудования	Вспомогательные: - осмотр и оборка забоя; - дробление негабарита; - монтажно-такелажные работы; - монтаж магистралей; - осмотр и мелкий технический ремонт оборудования	Вспомогательные: - погрузка и разгрузка горной массы; - установка на рельсы сошедшего транспорта; - работы с аккумуляторным транспортом; - осмотр и мелкий технический ремонт оборудования	

17.1.5.2 Механизацию вспомогательных трудоемких работ по основным процессам следует рассматривать с учетом механизации работ основного технологического процесса.

17.1.5.3 Доставку материалов к местам производства работ следует осуществлять в увязке с общей схемой централизованной пакетно-контейнерной доставки на руднике с обеспечением минимального количества перегрузок.

17.1.5.4 Механизацию операций по содержанию и ремонту горных выработок следует осуществлять путем применения универсальных погрузчиков для очистки выработок, водосточных канавок, ремонта коммуникаций бетоноукладчиков и бетононагнетателей для ремонта, побелки и мойки выработок.

17.1.5.5 Следует механизировать замену и ремонт канатной и жесткой армировки, трубопроводов, прокладываемых в стволах, и других коммуникаций.

17.1.5.6 Применение передвижных технических средств для обслуживания оборудования следует предусматривать на месте работы.

17.1.5.7 Для путевых работ на откаточных горизонтах применяют агрегаты и комплексы на колесно-рельсовом ходу.

17.1.5.8 Для сокращения времени на осмотр оборудования и установок в стесненных условиях следует применять автоматические манипуляторы и специальные приборы.

17.1.5.9 В зданиях шахтных подъемных машин должна быть предусмотрена установка подъемных кранов и монорельсов с электрическими талями грузоподъемностью, необходимой для текущего обслуживания оборудования.

Для монтажа и крупного ремонта подъемных машин и привода следует применять напольные монтажные приспособления и передвижные краны.

17.2 Горномеханические установки

17.2.1 Подъемные установки на период эксплуатации

17.2.1.1 При проектировании горнодобывающих предприятий следует разделять проектирование постоянных стационарных подъемных установок вертикальных стволов, предназначенных для периода эксплуатации предприятия, и проектирование временных проходческих подъемных установок, используемых для проходки стволов, и подъемных установок наклонных стволов.

Выбор оборудования подъемных установок проводят исходя из заданной перспективной производительности рудника для конечной глубины отработки.

17.2.1.2 На главных выдачных стволах рудников производительностью по горной массе не более 600 тыс. т/г. при глубине ствола не более 900 м при большом количестве выдаваемых сортов руды и горизонтов целесообразно применение одноканатных подъемных машин.

17.2.1.3 При производительности ствола рудника по горной массе свыше 600 тыс. т/г. применяют скиповый подъем.

17.2.1.4 В тех случаях, когда конечная глубина и заданная производительность подъема не обеспечивают использование одноканатных подъемных машин, применяют многоканатные подъемные машины.

17.2.1.5 Для выполнения вспомогательных операций по спуску-подъему по стволу людей, материалов, оборудования, длинномеров применяют двухклетевой или одноклетевой подъем с противовесом.

17.2.1.6 Расположение подъемной машины относительно ствола шахты и высоту копра для одноканатного подъема принимают с учетом полного использования навивочной способности барабана выбранной подъемной машины.

17.2.1.7 Угол отклонения (девиация струны каната) на копровых шкивах и барабанах одноканатных подъемных машин не должен превышать 1°30′.

17.2.1.8 Угол наклона струны каната к горизонту должен быть не менее 30°.

17.2.1.9 Длина струны каната без поддерживающих роликов должна быть не более 65 м.

17.2.1.10 При угле наклона струны каната к горизонту более 45° допускается увеличение ее длины до 75 м.

17.2.1.11 Навивка каната на барабан подъемной машины должна соответствовать назначению подъемной установки в соответствии с паспортом и руководством по эксплуатации завода-изготовителя.

17.2.1.12 Барабаны подъемных машин должны иметь реборды с двух сторон высотой не менее 1,5 диаметра каната.

17.2.1.13 Навивочная поверхность барабанов должна иметь нарезанные спиральные канавки независимо от числа слоев навивки.

17.2.1.14 При наличии более одного слоя навивки канатов реборда барабана должна выступать над верхним слоем на 2,5 диаметра каната.

17.2.1.15 Конструктивное исполнение навивочной поверхности барабана должно обеспечивать плавный переход каната на следующий слой навивки.

17.2.1.16 Для одноканатных подъемов целесообразно применение облегченных сосудов из сталей с антикоррозийным покрытием или из других высокопрочных материалов, например из титановых сплавов.

17.2.1.17 Клети и противовесы, оборудованные парашютами по ГОСТ Р 58088, следует применять при высоте подъема не более 900 м.

Возможность использования этих парашютов при большей высоте подъема должна быть согласована с изготовителем парашюта.

17.2.1.18 При проектировании новых рудников по добыче урановых руд следует предусматривать специальный ствол для спуска крупногабаритного оборудования, оснащенный клетью, в которой могут размещаться спускаемые грузы, в том числе самоходное оборудование, без разборки на поверхности и сборки в подземных условиях.

Также этот ствол используется для подачи свежего воздуха в рудник.

17.2.1.19 Выбор типа подъемной машины и ее параметров осуществляется из унифицированного ряда.

17.2.1.20 В случае применения многоканатных подъемных машин их установку производят на уровне земной поверхности.

17.2.1.21 При выборе канатов для подъемных установок необходимо руководствоваться инструкцией [22].

17.2.1.22 При проектировании подъемных установок следует предусматривать:

- площадки для осмотра сосудов, подъемных, уравновешивающих, тормозных и проводниковых канатов;
- стационарные перекрытия для испытания парашютов и посадки сосудов при их замене и ремонте;
- грузоподъемные средства и необходимые приспособления для смены и навески канатов и сосудов;
- на подшкивных площадках копров с укосинами опорные металлоконструкции для грузоподъемных средств, предназначенных для замены копровых шкивов.

17.2.1.23 При расчетной мощности электропривода подъемной установки не более 300 кВт применяют асинхронный электродвигатель с фазным ротором.

17.2.1.24 В диапазоне мощностей электропривода от 315 до 2500 кВт подъемные машины следует оснащать частотно-регулируемым электроприводом.

17.2.1.25 При расчетной мощности электропривода подъема свыше 2500 кВт подъемные машины (скиповые и клетевые, одноканатные и многоканатные) следует оснащать тихоходным безредукторным электроприводом с электродвигателями постоянного тока или синхронными электродвигателями.

17.2.1.26 Для многоканатных подъемных машин, располагаемых в башенных копрах, с питанием электропривода от тиристорных преобразователей предпочтительнее предусматривать сухие трансформаторы с их установкой на верхних отметках вблизи тиристорных преобразователей.

17.2.1.27 При расчетах кинематики клетевых и скиповых подъемов применяют универсальную семипериодную тахограмму, максимально приближающуюся по форме к фактическим тахограммам.

17.2.1.28 Тахограммы клетевых и скиповых подъемов одинаковы по форме и отличаются длительностью периодов движения на ползучей скорости, а именно:

- для скипового подъема путь ухода из пункта разгрузки принимают равным 2,5—3 м; путь подхода к пункту разгрузки принимают равным 4—4,5 м;
- для клетевого подъема путь ухода от верхней или нижней приемной площадки принимают равным 1,5 м;
- путь подхода к приемной площадке принимают равным 2 м.

17.2.1.29 В междуэтажных перекрытиях зданий подъемных машин следует предусматривать монтажный проем для спуска оборудования на нижние этажи.

17.2.1.30 При определении размеров зданий (помещений) для подъемных машин следует предусматривать проходы: между пультом управления машиной и стенами — не менее 1,5 м; между фундаментом машины и стенами — не менее 700 мм.

17.2.1.31 Минимальный зазор между рамами многоканатных подъемных машин, располагаемых на одном перекрытии башенного копра, должен быть согласован с заводом — изготовителем машин.

17.2.1.32 Компрессоры и воздухосборники для тормозных систем подъемных машин следует размещать в башенных копрах и машинных зданиях с соблюдением требований пожарной безопасности.

17.2.1.33 В зданиях подъемных машин, а также на отметках башенных копров с постоянным местонахождением обслуживающего персонала должны быть установлены санузлы.

17.2.1.34 В качестве основного типа скипового загрузочного устройства следует применять загрузочное устройство с емким бункером и подачей горной массы из него в весовой дозатор пластинчатым питателем.

17.2.1.35 Дозировка скипов по объему должна быть использована при их вместимости до 4 $м^3$.

17.2.1.36 Скиповые загрузочные устройства должны иметь блокировки, исключающие возможность их открывания при отсутствии скипа у места загрузки.

17.2.1.37 В скиповых загрузочных и дозаторных камерах следует предусматривать установку аспирационных устройств для очистки загрязненного воздуха от пыли.

17.2.1.38 В загрузочных камерах над питателями и над дозаторами следует предусматривать грузоподъемные средства.

17.2.1.39 Между емкостной частью бункеров и питателями должны быть установлены затворы для безопасного ведения ремонтных работ на питателях.

17.2.2 Подъемные установки на период строительства

17.2.2.1 С помощью шахтных подъемных комплексов должны быть обеспечены надежность, долговечность и функциональное взаимодействие основных элементов подъема.

17.2.2.2 В шахтном строительстве для сокращения сроков оснащения и строительства стволов следует применять блочно-передвижные подъемные машины.

17.2.2.3 Подъемные машины следует выбирать в зависимости от глубины вертикального ствола и емкости применяемых бадей.

17.2.2.4 Выбор подъемной машины следует проводить по расчетным значениям: разности и максимального статического натяжения (разности натяжения), диаметра каната, максимальной скорости, ориентировочной мощности (с учетом коэффициента запаса мощности и с проверкой по балансу времени).

17.2.2.5 Проходческие подъемные машины располагают у ствола при его оснащении к проходке.

17.2.2.6 Подъемные машины и проходческое оборудование следует располагать таким образом, чтобы они не мешали ведению работ по строительству постоянных зданий и сооружений.

17.2.2.7 Подъемный канат рассчитывают по статическому натяжению.

Действие остальных нагрузок учитывают с запасом прочности каната.

Статическое натяжение каната складывают из веса концевого груза (вес груженой бадьи, направляющей рамки, прицепного устройства, труб, кабеля, жимков) и собственного веса каната длиной от копрового шкива до бадьи, находящейся в конечной точке (забое ствола).

17.2.2.8 В период сооружения вертикальных стволов шахт и рудников, а также в период их углубки для подвески стволового проходческого оборудования, коммуникаций, направляющих канатов и другого оборудования следует использовать проходческие лебедки.

17.2.2.9 Выбор проходческих лебедок для оснащения проходки стволов шахт проводят в зависимости от назначения и области применения лебедок, конечной глубины ствола и нагрузки от подвешиваемого оборудования.

17.2.2.10 Для перемещения проходческого оборудования при проходке стволов следует применять лебедки, в конструкции которых предусмотрено торможение с независимым включением привода, а также храповое устройство.

Коэффициент запаса торможения каждого тормоза (отношение момента, создаваемого тормозом, к наибольшему статическому моменту нагрузки) должен быть не менее 2.

17.2.2.11 Лебедки с электрическим приводом должны иметь блокировку, автоматически включающую тормоз при отключении двигателя.

17.2.2.12 Для шахтных подъемных установок следует применять стальные канаты, отвечающие по качеству, конструкции и свивке требованиям инструкции [22].

17.2.2.13 Подъемные и тяговые канаты для подъемных установок, предназначенных для подъема грузов или людей, должны быть марки В, для других подъемных установок — не ниже марки I.

17.2.2.14 При проходке вертикальных стволов для подвески бадьи и проходческого оборудования следует применять нераскручивающиеся канаты.

17.2.2.15 Канаты для подъемных установок всех систем должны подбираться при навеске с запасом прочности.

Запас прочности каната определяют как отношение суммарного разрывного усилия всех проволок каната к расчетной статической нагрузке на канат.

Также рекомендуется проводить проверку на соответствие отношения диаметра барабана к диаметру каната.

17.2.3 Главные вентиляторные установки

17.2.3.1 Решения по проектированию шахтных вентиляторных установок и вентиляционных устройств должны соответствовать требованиям правил [4] (пункты 26.5, 171, 173, 174, 176, 203, 543, 866).

17.2.3.2 Выбор вентиляторов главного проветривания следует осуществлять исходя из необходимости обеспечения и требуемых режимов вентиляции в разные периоды эксплуатации рудника с максимальным КПД и наименьшей энергоемкостью шахтной вентиляционной системы.

17.2.3.3 Режим проветривания рудника ГВУ должен находиться в пределах области экономического использования вентиляторов со статическим КПД не менее 0,6 в течение всего срока их службы.

17.2.3.4 Вентиляторы главного проветривания должны выбираться на весь срок существования рудника и должны иметь регулируемый электропривод, обеспечивающий проветривание рудника в разные периоды эксплуатации.

17.2.3.5 При мощности электропривода вентилятора главного проветривания свыше 1000 кВт следует применять синхронные электродвигатели.

При меньшей мощности допускается использование асинхронных электродвигателей.

17.2.3.6 Питание электродвигателей следует осуществлять от тиристорных преобразователей частоты унифицированной серии.

17.2.3.7 На рудниках по добыче урановых руд система проветривания — нагнетательная.

17.2.3.8 Необходимую производительность вентилятора главного проветривания $Q_{в.г.пр}$, $м^3/с$, при нагнетательной системе проветривания вычисляют по формуле

$$Q_{в.г.пр} = Q_{п.в} \cdot K_1 \cdot K_2, \quad (17.7)$$

где $Q_{п.в}$ — требуемое количество воздуха, подаваемое в подземные выработки рудника по воздухоподающему стволу, $м^3/с$;

K_1 — коэффициент потерь производительности вентилятора непосредственно в вентиляторной установке, равный 1,1;

K_2 — коэффициент, учитывающий утечки воздуха в надшахтных зданиях и вентиляционных сооружениях, равный:

- 1,2 — для клетевого ствола,
- 1,3 — скипового ствола.

17.2.3.9 При выборе вентиляторов главного проветривания необходимо учитывать потери давления в вентиляционной установке. Коэффициент потери давления принимают равным 1,15.

17.2.3.10 Для сокращения потерь давления в вентиляционной установке вентиляционные каналы должны подвергаться железнению.

17.2.3.11 Ляды со стороны движения воздуха должны быть гладкими, иметь уплотнения и устанавливаться заподлицо в вентиляционных каналах: в закрытом состоянии ляды должны быть плотно прижаты к конструкциям за счет давления воздуха или принудительного механического привода.

17.2.3.12 Закругления каналов должны иметь радиус не менее 1,5 его ширины.

Такой же радиус закругления должно иметь сопряжение вентиляционного канала со стволом.

17.2.3.13 При проектировании вентиляционных установок воздухозаборная камера должна быть оборудована фильтром для очистки воздуха или высотным воздухозабором, а также калориферной установкой для подогрева воздуха в зимний период.

17.2.3.14 Конструкция устройств должна обеспечивать вывод фильтров и калориферов из потока воздуха при отсутствии необходимости в очистке и подогреве воздуха.

17.2.3.15 Вентиляционные установки должны иметь шумопоглощающие устройства внутри помещения для защиты обслуживающего и ремонтного персонала, а также глушители шума и другие шумоулавливающие устройства для уменьшения шума на территории, прилегающей к вентиляционной установке, если уровень шума в наиболее близко расположенных жилых домах превышает санитарные нормы.

17.2.3.16 Для доступа обслуживающего персонала во все участки вентиляционного канала вентиляционной установки стационарный ход с поверхности в вентиляционные каналы должен быть выполнен со шлюзованием.

17.2.3.17 Герметические двери должны иметь устройства для разгрузки давления.

17.2.3.18 В канале с обеих сторон двери должны быть установлены перила для безопасности производства замеров во время работы вентилятора.

Следует предусматривать герметически закрываемые люки для доступа обслуживающего персонала во все участки канала при неработающем вентиляторе, а также ограждающие решетки в месте сопряжения канала со стволом.

17.2.3.19 В канале должны быть установлены две заслонки (клапаны) с приводом.

17.2.3.20 Вентиляционные каналы вентиляционных установок следует проектировать с уклоном не менее 0,01 в сторону ствола шахты.

17.2.3.21 Здания вентиляционных установок должны быть оборудованы грузоподъемными механизмами для монтажа, ревизии и ремонта.

17.2.3.22 При вентиляторах с рабочим колесом диаметром не более 3,2 м должны быть оборудованы кран-балкой, кошкой и грузоподъемными механизмами; при вентиляторах с рабочим колесом диаметром свыше 3,2 м — мостовым электрическим краном.

17.2.3.23 Все помещения и вентиляционные каналы вентиляционной установки, а также все калориферные каналы должны быть защищены несгораемыми материалами.

17.2.3.24 По долговечности и огнестойкости здания вентиляционных установок и вентиляционные каналы должны соответствовать I степени согласно нормам [23] (пункт 1.23).

17.2.3.25 Работа вентиляционной установки, включая реверсирование вентиляционной струи, должна быть полностью автоматизированной.

Управление и контроль за работой следует предусмотреть с общешахтного диспетчерского пункта.

17.2.3.26 Помещение оператора вентиляционной установки должно быть звукоизолированным от машинного зала.

17.2.3.27 В зданиях вентиляционных установок необходимо предусмотреть установку телефонов в звукоизолирующих кабинах оператора с выведенным сигнальным вызывным устройством, связанным непосредственно с центральным коммутатором шахты и диспетчерским пунктом.

17.2.3.28 Для вызова эксплуатационного персонала, осуществляющего периодический осмотр и ремонт оборудования вентиляционной установки, снаружи у входной двери должна быть кнопка, а внутри здания должен быть звонок, подключенный к сети освещения.

17.2.3.29 Электроснабжение вентиляторов главного проветривания выполняют по первой категории надежности электроснабжения от поверхностных подстанций на основании правил [24].

17.2.3.30 В здании вентиляционной установки должна быть предусмотрена автоматическая пожарная сигнализация.

При наличии подвальных помещений с маслостанциями необходимо предусмотреть автоматическое пожаротушение.

17.2.3.31 На выдачных стволах рудников по добыче урановых руд с исходящей воздушной струей должен быть вентиляционный канал с принудительным отводом исходящей струи на высоту не менее 10 м от земной поверхности.

17.2.4 Калориферные установки

17.2.4.1 Для рудников по добыче урановых руд с нагнетательной схемой проветривания здание калориферной установки следует сооружать в одном блоке со зданием вентиляторов главного проветривания.

17.2.4.2 При расчете потребности в тепле на подогрев воздуха, подаваемого вентиляционной установкой в рудник, за расчетную температуру принимают абсолютную минимальную температуру наружного воздуха района расположения калориферной установки согласно СП 131.13330.

17.2.4.3 Температуру воздуха за калориферами при нагревании всего подаваемого воздуха в рудник принимают не выше 5 °С, но не ниже 2 °С.

17.2.4.4 Количество тепла, подсчитанное по расходу воздуха, необходимо увеличивать на 5 % для покрытия его потерь в вентиляционном канале и в устье ствола шахты.

17.2.4.5 В качестве теплоносителя в калориферных установках следует применять перегретую воду.

17.2.4.6 Подогрев воздуха в калориферной установке следует осуществлять при помощи многоходовых калориферов, обеспечивающих скорость воды в трубках не менее 0,4 м/с.

Воду к верхним патрубкам калориферов следует подводить сверху вниз.

17.2.4.7 Калориферы устанавливают не более чем в два ряда по ходу холодного воздуха.

Параметры теплоносителя во внешних тепловых сетях должны обеспечить подогрев воздуха до необходимой температуры и защиту калориферов от замораживания согласно СП 60.13330, а также указаниям [25].

17.2.4.8 Забор воздуха в калориферных установках следует предусматривать высотным.

Высоту воздухозабора принимают в зависимости от запыленности наружного воздуха.

17.2.4.9 Узлы воздухозабора в калориферной установке следует оборудовать жалюзи с приводами.

17.2.4.10 Калориферные каналы не должны примыкать к стволу шахт со стороны подъемов для людей.

17.2.4.11 При проектировании должна быть предусмотрена полная автоматизация работы калориферной установки, в том числе:

- поддержание температуры воздуха, поступающего в ствол шахты, не менее плюс 2 °С и ее регистрация;
- контроль параметров наружного (холодного) воздуха и их регистрация;
- контроль параметров теплоносителя (воды);
- контроль температуры на входе в калориферную установку и на выходе из нее на каждом ряду калориферов, давления (воды) и в подающей, и в обратной магистралях и их регистрация;
- защита калориферов от замораживания;
- сигнализация об аварийных режимах работы калориферной установки у диспетчера шахты (снижение температуры воздуха в стволе шахты ниже плюс 2 °С, снижение давления теплоносителя ниже допустимого предела, снижение температуры теплоносителя воды ниже плюс 30 °С, нарушение циркуляции теплоносителя в системе).

17.2.4.12 Регулирование температуры подогреваемого воздуха в калориферной установке следует осуществлять изменением количества теплоносителя.

17.2.4.13 В калориферной установке должен быть тепловой узел ввода, оборудованный измерительными и регулирующими устройствами для дистанционного контроля за ее работой.

17.2.4.14 Для приема стоков каждую калориферную установку необходимо оборудовать канализацией.

17.2.4.15 Для автоматического слива в канализацию обратной воды или конденсата из калориферов в аварийных случаях необходимо оборудовать каждую калориферную установку задвижками с электроприводом на вводе теплоносителя и на сливе.

17.2.4.16 Для ремонтно-монтажных работ в помещениях калориферных установок должны быть предусмотрены грузоподъемные устройства, ограждения и площадки.

17.2.4.17 Помещение калориферных установок оборудуют автоматической пожарной сигнализацией.

17.2.5 Компрессорные станции и воздухопроводные сети

17.2.5.1 Выбор места расположения компрессорной станции, ее основного оборудования и параметры воздухопроводной сети обусловлены технико-экономическим расчетом оптимального варианта.

17.2.5.2 Компрессорные станции должны быть расположены вдали от источников пыли, на расстоянии не менее 50 м от жилых и административных зданий, не менее 15 м от магистральных автодорог и не менее 5 м от проезжей части внутриплощадочных дорог.

17.2.5.3 Производительность компрессорной станции определяют как сумму расходов сжатого воздуха потребителями в наиболее загруженный период суток с учетом утечек воздуха через неплотности в воздухопроводе и местах присоединения потребителей.

В расчетах следует учитывать износ, одновременность работы и степень загрузки потребителей, а также расположение компрессорной станции (коэффициент высотности, принимаемый по таблице 17.3).

Таблица 17.3

Превышение над уровнем моря, м	300	600	800	1200	1500	1800	2100	2400	2700	3000
Коэффициент высотности	1,03	1,07	1,1	1,14	1,17	1,2	1,23	1,26	1,29	1,32

При расчете расхода сжатого воздуха от компрессорной станции с центробежными компрессорами следует учитывать коэффициент помпажа, равный 0,8 при параллельной работе на один коллектор двух компрессоров и более.

17.2.5.4 Воздухосборники компрессорной станции не должны быть обращены к железнодорожным путям и автодорогам и должны быть расположены с северной или северо-восточной стороны от здания станции.

17.2.5.5 Для компрессорных станций с рабочей производительностью 500 $м^3$/мин и более следует применять центробежные компрессоры.

Для компрессорных станций меньшей производительности допускается применение винтовых или поршневых компрессоров.

17.2.5.6 В компрессорных станциях применяют установку одинаковых агрегатов.

На турбокомпрессорных станциях допускается установка одного-двух вспомогательных компрессоров меньшей производительности (предпочтительно винтовых) для работы в ремонтные смены и с целью улучшения регулирования производительности станций.

17.2.5.7 При проектировании компрессорных станций следует предусматривать резерв не свыше 50 % расчетной производительности на станциях из трех агрегатов и от 20 % до 30 % (но не менее одного агрегата) на станциях с большим числом агрегатов.

17.2.5.8 Для очистки засасываемого воздуха от пыли всасывающие воздухопроводы должны быть оборудованы индивидуальными или общими для нескольких компрессоров фильтрами.

17.2.5.9 Скорость движения воздуха через фильтры должна быть не более:

- 0,5—09 м/с — при металлических фильтрах;
- 1—2 м/с — при матерчатых фильтрах.

17.2.5.10 Качество, расход и давление воды для охлаждения компрессоров принимают в соответствии с техническими условиями заводов-изготовителей.

17.2.5.11 Для охлаждения воды предусматривают преимущественно градирни.

Необходимо рассматривать возможность использования тепла от охлаждения сжатого воздуха для промышленных и базовых систем (подогрева воздуха систем вентиляции и отопления, обогрева теплиц, парников).

Часовой расход воды на пополнение потерь охлаждающей воды на испарение и унос в виде капель принимают от 4 % до 5 % общего количества циркулирующей в системе воды при применении градирни башенного типа и от 6 % до 9 % — при брызгальных бассейнах.

17.2.5.12 Каждый центробежный компрессор должен иметь обособленную систему охлаждения с индивидуальным насосом.

При этом резерв принимают в один насос на всю группу компрессоров.

17.2.5.13 В пределах компрессорной станции следует предусматривать изоляцию трубопроводов:

- всасывающих — для предотвращения конденсации влаги на наружных поверхностях трубопроводов в зимнее время и уменьшения шума;
- нагнетательных — для предотвращения ожогов обслуживающего персонала и уменьшения шума.

17.2.5.14 При большой протяженности поверхностных магистралей сжатого воздуха для предотвращения замерзания трубопроводов в зимнее время при компрессорных станциях следует предусматривать осушение подаваемого в шахту сжатого воздуха.

17.2.5.15 В зданиях компрессорных станций с компрессорами производительностью 40 $м^3$/мин и выше должны быть установлены мостовые краны для проведения монтажных и ремонтных работ.

17.2.5.16 Для всех помещений компрессорной станции определена категория противопожарной опасности согласно нормам [26], и для них должна быть предусмотрена соответствующая противопожарная защита согласно СП 485.1311500.

17.2.5.17 При проектировании воздухоснабжения предприятия предусматривают централизованное управление компрессорами с диспетчерского пункта и контроль расхода сжатого воздуха по отдельным участкам работ.

17.2.5.18 Конструкцию трубопроводов сети сжатого воздуха определяют путем расчета исходя из условия пропускной способности необходимого количества воздуха при конечном давлении, обеспечивающем нормальную работу пневмомеханизмов.

Скорость движения воздуха по трубам должна быть не более 15 м/с.

17.2.5.19 Диаметры трубопроводов сжатого воздуха выбирают таким образом, чтобы у наиболее удаленного потребителя падение давления не превышало 0,2 МПа.

Утечки сжатого воздуха в трубопроводах не должны превышать 20 %.

17.2.5.20 На магистральных трубопроводах от компрессорных станций, оборудованных турбокомпрессорами, предусматривают мероприятия по защите внутренних поверхностей труб от коррозии.

17.2.5.21 Необходимо предусмотреть проведение мероприятий, обеспечивающих контроль состояния трубопроводов и выполнение их испытаний согласно нормам [27].

17.2.5.22 Магистральные трубопроводы на поверхности прокладывают на подвижных опорах с установкой компенсаторов температурных изменений их длины.

На изгибах трубопроводов, если они не используются в целях самокомпенсации, устанавливают неподвижные опоры.

В наиболее низких точках трубопроводов устанавливают водоотделители.

17.2.5.23 На трубопроводах устанавливают водоотделители для удаления сконденсировавшей влаги и предохранения трубопроводов от обмерзания.

17.2.5.24 На всех отводах от магистральных воздухопроводов предусматривают установку запорной арматуры для отключения участков сети.

17.2.5.25 На воздухопроводах, прокладываемых в стволах шахт, устанавливают компенсаторы температурных изменений длины на глубину не более 400 м.

Расстояние между компенсаторами не должно превышать 150 м; в районах с небольшим колебанием температур расстояние может быть увеличено до 250 м.

На участках компенсации температурных изменений следует предусматривать скользящее крепление трубопровода к армировке ствола.

Трубы устанавливают на опорных балках, не связанных с армировкой ствола.

На магистральных трубопроводах в подземных выработках устанавливают устройства для выпуска конденсата.

17.2.6 Водоотливные установки

17.2.6.1 Схему водоотлива, тип насосной станции главного водоотлива (незаглубленная, заглубленная) определяют в зависимости от способа вскрытия, порядка разработки и гидрогеологических условий месторождения и на основании технико-экономического сравнения вариантов.

17.2.6.2 Для шахт с кислотной водой (pH менее 5) предусматривают установку насосов, арматуры и трубопроводов из кислотоупорных материалов, а крепление выработок водоотливного комплекса — бетоном на сульфатостойком цементе.

17.2.6.3 Для особо обводненных месторождений предусматривают их предварительное осушение.

17.2.6.4 При проектировании осушения месторождений при глубине не более 150 м следует применять водопонизительные скважины, оборудованные глубинными погружными насосами.

При глубинах более 150 м осушение должно быть осуществлено подземными скважинами и дренажными выработками.

17.2.6.5 Выбор оборудования водоотливных установок производят в соответствии с гидрогеологическими данными, химическим анализом шахтной воды, а также согласно данным о количестве воды, требуемой на пылеподавление, гидрозакладку и заиление выработанного пространства.

17.2.6.6 Все установленные агрегаты должны иметь одинаковый напор и производительность.

17.2.6.7 В зависимости от глубины разработки месторождения предусматривают сооружение одной главной водоотливной установки или ее комбинации с перекачными насосными станциями.

17.2.6.8 Водоотливные установки должны быть оборудованы аппаратурой автоматизации и контроля для дистанционного управления, обеспечивающего их работу без постоянного присутствия обслуживающего персонала.

17.2.6.9 При значительных водопритоках (от 800 $м^3$/ч) и расположении насосной камеры в крепких и плотных породах следует предусматривать водоотливные установки заглубленного типа.

17.2.6.10 В насосных камерах незаглубленного типа при водоотливных трубах диаметром не более 250 мм предпочтение следует отдавать верхней прокладке труб в насосной камере.

17.2.6.11 В насосных камерах незаглубленного типа при диаметре водоотливных труб более 250 мм и во всех случаях при камерах заглубленного типа водоотливные трубы в пределах насосной камеры предпочтительно прокладывать под полом в специальных каналах, перекрываемых настилом.

17.2.6.12 Каждый насос главной и участковой водоотливной установки должен иметь отдельный всасывающий трубопровод.

17.2.6.13 Глубину всасывания следует определять по характеристике насосов, и она должна быть не более 5,5 м.

17.2.6.14 Каждый насос должен быть снабжен со стороны нагнетания манометром и расходомером, а со стороны всасывания — вакуумметром.

17.2.6.15 Всасывающие колодцы могут быть индивидуальными для каждого насоса и групповыми.

При количестве насосов более трех общее количество колодцев должно быть не менее двух.

17.2.6.16 Колодцы соединяют с водосборниками через приемный коллектор.

17.2.6.17 Для отключения колодцев при их чистке предусматривают отсекающие устройства.

17.2.6.18 Заливка насосных агрегатов в камерах незаглубленного типа должна быть предусмотрена заливочными погружными насосами, размещаемыми в водозаборных колодцах.

17.2.6.19 Количество заливочных насосов должно быть не менее двух, один из которых резервный.

17.2.6.20 В заглубленных насосных камерах предусматривают специальные дренажные колодцы для сбора воды.

17.2.6.21 Колодцы должны быть оборудованы дренажными насосами, количество которых должно быть не менее двух.

17.2.6.22 Для гашения гидравлических ударов на нагнетательных трубопроводах предусматривают установку обратного клапана или другого устройства.

17.2.6.23 Расчет на прочность труб и металлоконструкций опор следует проводить с учетом возможного гидравлического удара, равного двукратной величине геодезического напора.

17.2.6.24 При глубине ствола более 200 м на нагнетательных ставах предусматривают компенсаторы температурных изменений длины.

17.2.6.25 Верхний компенсатор необходимо устанавливать вблизи устья ствола на глубине не более 20 м.

17.2.6.26 Расстояние между компенсаторами по вертикали принимают равным расчетному расстоянию между опорными стульями, но не более 150 м.

17.2.6.27 Если максимальная температура воздуха в насосной камере или примыкающей к ней камере электроподстанции превышает 26 °С, необходимо принимать дополнительные меры для ее снижения.

17.2.6.28 Для обеспечения работы главной водоотливной установки при герметически закрытых дверях в аварийный период предусматривают возможность установки вентилятора для принудительного проветривания насосной камеры.

17.2.6.29 Камеры водоотливных установок оборудуют рельсовыми путями и предусматривают место для ремонта оборудования, складирования материалов и запасных частей размером не менее площади, занимаемой одним насосным агрегатом.

17.2.6.30 Если в насосной камере установлено более трех насосов, то в качестве грузоподъемных средств устанавливают электрические краны.

17.2.6.31 При установке кранов рельсовый путь через всю камеру не предусмотрен.

17.2.6.32 Скорость движения воды в нагнетательном трубопроводе должна быть не более 3 м/с.

17.2.6.33 Нагнетательные трубопроводы располагают в стволах, оборудованных клетевым подъемом или лестничным отделением.

17.2.6.34 Допускается прокладка таких трубопроводов по специальным восстающим с лестничным отделением.

17.2.6.35 Запрещается прокладка трубопроводов высокого давления (свыше 6,4 МПа) против торцевых сторон клети.

17.2.6.36 Перед каждой ветвью водосборника (по движению воды) предусматривают осветляющие выработки.

17.2.6.37 Очистку водосборников и удаление осевшего в осветляющих выработках ила и твердых частиц следует производить механизированным способом.

Также твердые частицы, осевшие в осветляющих выработках, откачивают шламовыми насосами или эрлифтами в специальные выработки (шламоотстойники).

17.2.6.38 В насосных камерах предусматривают устройства для слива воды из напорных ставов.

17.2.5.39 Для откачки воды из зумпфов стволов рудника предусматривают зумпфовые водоотливные установки.

17.2.6.40 В зумпфовых водоотливных установках предусматривают не менее двух насосов, один из которых резервный.

17.2.6.41 При проектировании камер зумпфовых водоотливных установок предусматривают возможность выхода персонала из камеры на горизонт и доставку в нее оборудования.

18 Надшахтные здания и сооружения

18.1 Надшахтные здания и откаточно-разгрузочные комплексы

18.1.1 При проектировании надшахтных зданий и сооружений для подземных рудников по добыче урановых руд следует выбирать наиболее экономичные условия эксплуатации технологического оборудования с максимально возможной степенью механизации и автоматизации производственных и вспомогательных процессов и операций.

18.1.2 Надшахтные здания на выдачных стволах оборудуют отсасывающими вентиляторами, отводящими исходящую струю от надшахтного здания и выбрасывающими ее на высоту 10 м от земной поверхности, а также кабинами операторов надшахтного здания подпором свежего воздуха.

18.1.3 При разработке объемно-планировочных и конструктивных решений надшахтных зданий и откаточно-разгрузочных комплексов следует руководствоваться положениями СП 56.13330.

18.1.4 Расчет строительных конструкций надшахтных зданий и приемных бункеров следует проводить с учетом постоянных, временных, длительных и кратковременных нагрузок, определяемых в соответствии с СП 43.13330, СП 56.13330.

18.1.5 Надшахтное здание, сооружаемое над стволом, оборудованным вентиляционной установкой, должно быть герметичным и иметь шлюзовые камеры для сообщения с промышленной площадкой.

18.1.6 При расчете герметических надшахтных зданий должна быть учтена временная длительная знакопеременная нагрузка от депрессии (компрессии), создаваемой вентиляторами.

Коэффициент перегрузки для определения расчетной нагрузки от депрессии (компрессии) принимают равным 1,2.

18.1.7 Категории производств по взрывопожароопасности помещений надшахтных зданий, копров и зданий подъемных машин следует определять по СП 56.13330.

18.1.8 Высота первого этажа надшахтных зданий, а также размеры ворот определяют с учетом возможности замены подъемных сосудов и спуска в ствол длинномерного материала и крупногабаритного оборудования.

18.1.9 В надшахтном здании предусматривают место для установки резервных подъемных сосудов (клетей, скипов) и средств для их монтажа в копре.

18.1.10 Приемные площадки, предназначенные для подачи в шахту оборудования и материалов, включая длинномерные материалы, следует оборудовать механизированными средствами перегрузки.

18.1.11 В надшахтных зданиях предусматривают монтажные проемы в перекрытиях, а также грузоподъемные средства для проведения монтажа и ремонта технологического оборудования.

18.1.12 Полезную нагрузку на перекрытиях принимают 400 кгс/м^2; монтажную нагрузку на участках перекрытий — в зависимости от применяемого технологического оборудования.

18.1.13 В надшахтных зданиях минимальная ширина проходов у оборудования (кроме ленточных конвейеров) после установки ограждений должна быть не менее:

- 0,7 м — у неподвижных частей оборудования;
- 1,0 м — у подвижных частей оборудования (допускается уменьшение до 0,75 м у отдельно стоящих колонн).

В местах посадки людей в клеть ширина прохода должна быть не менее 2 м при высоте не ниже 2 м.

18.1.14 Обслуживающие или переходные площадки, расположенные выше, чем на 0,3 м над уровнем пола, должны иметь ограждающие перила высотой не менее 1 м.

18.1.15 Лестницы к рабочим площадкам должны иметь ширину:

- 0,7 м — при нахождении на площадке одного рабочего;
- 1,0 м — при нахождении на площадке двух рабочих и более.

Ширина лестниц на главных проходах должна быть не менее 0,7 м, но не более 1,2 м. Угол наклона лестниц к рабочим площадкам не должен превышать 80°.

18.1.16 Расстояние между осями параллельных откаточных путей в надшахтном здании должно обеспечить зазор между габаритами выступающих частей транспортных средств (вагонеток, тележек) не менее 200 мм.

18.1.17 В пределах зданий все откаточные пути, за исключением участков компенсаторов и перестановочных платформ, необходимо укладывать заподлицо с уровнем поля.

18.1.18 Зазоры между концами рельсов приемной площадки и клети, а также кругового опрокидывателя и перестановочной платформы не должны превышать 30 мм.

18.1.19 Для более удобного доступа к подшкивным площадкам выход из надшахтного здания на его кровлю должен быть осуществлен по лестнице, установленной внутри здания или снаружи, но защищенной от ветра и атмосферных осадков.

18.1.20 В многоэтажных надшахтных зданиях при разности отметок чистого пола верхнего и первого этажей более 15 м следует предусмотреть пассажирские или грузо-пассажирские лифты.

18.1.21 Надшахтные здания следует отапливать и обеспечивать средствами пылеподавления и гидроуборки.

18.1.22 Размер выпускного отверстия бункеров, течек, лотков должен быть не менее трехкратной величины максимального куска руды.

18.1.23 Внутренние поверхности бункеров, течек, лотков, подвергающихся ударам и истиранию движущейся рудой, должны быть покрыты сменной футеровкой.

Минимальные углы наклона днища бункеров должны быть: 55° — для кусковой неслеживающейся руды; 65° — для измельченной и слеживающейся руды.

18.1.24 При сырой руде и возможности ее смерзания предусматривают утепление и отопление бункеров и тех помещений, в которых расположены затворы и устройства для их управления.

18.1.25 Под выпускными устройствами должны предусматриваться отвод стекающей воды, отопление пола и средства для механизированной уборки просыпи.

18.1.26 Управление противопожарными лядами и оросителями воздухоподающих стволов следует осуществлять из двух независимых мест (точек), расположенных на уровне нулевой площадки, в надшахтном здании — в непосредственной близости к копру и из пункта, изолированного от помещения надшахтного здания и имеющего отдельный вход.

18.2 Копры

18.2.1 Копры одноканатного подъема

18.2.1.1 Подшкивные площадки копров устраивают, как правило, открытыми и ограждают перилами высотой не менее 1 м.

18.2.1.2 На площадках устанавливают специальные грузоподъемные устройства, обеспечивающие замену шкивов и подъем их с земли.

18.2.1.3 Для клетевых подъемов с парашютами и по тормозным канатам необходимо предусмотреть в копрах отдельные площадки для установки амортизаторов.

18.2.1.4 Следует предусмотреть доступ к соединительным муфтам для их осмотра и ревизии.

18.2.1.5 Копры оснащают площадками и лестницами для осмотра тормозных и амортизационных канатов.

18.2.1.6 Конструкция станка копра, его размеры в плане в зоне движения подъемных сосудов определены расположением сосудов.

18.2.1.7 Расстояние по высоте между расстрелами в станке копра с жесткими проводниками должно быть увязано со схемой станка копра и с принятым расстоянием между расстрелами в стволе.

18.2.1.8 В конструкции копровых станков предусматривают проемы на уровне первого этажа здания для ввода в копер и вывода подъемных сосудов при их замене, спуска длинномерного материала (рельсов, проводников, трубопроводов), подземного оборудования и материалов для армирования ствола.

18.2.1.9 Стенки копра на уровне рабочих площадок следует ограждать решеткой высотой не менее 2 м.

18.2.1.10 Размер проема в станке копра для выкатывания вагонеток на уровне приемных площадок принимают не менее 2,2 м по высоте (от уровня головки рельсов).

18.2.1.11 На рабочих площадках проемы в станке копра должны быть закрыты специальными предохранительными шахтными дверями.

18.2.1.12 Решение о необходимости обшивки станка копра по всей высоте принимают согласно:

- климатическим условиям;
- требованиям к герметизации копра исходя из режима проветривания и назначения ствола;
- технологическим требованиям.

18.2.1.13 Обязательно обшивают участок станка копра, на котором производят разгрузку скипов.

18.2.1.14 Все подшкивные и вспомогательные площадки копра должны быть связаны лестницами.

18.2.1.15 Располагать лестницу под подъемными канатами запрещается. Угол наклона маршей лестницы должен быть не более 70°.

18.2.1.16 Ширина маршей — не менее 600 мм. В копрах высотой более 50 м рекомендуется устанавливать лифты.

18.2.1.17 Расчет копров производят с учетом нагрузок, определяемых в соответствии с СП 43.13330, СП 56.13330.

18.2.1.18 Усилия от предварительного натяжения в тормозных канатах парашютных устройств, рабочие усилия в подъемных канатах, рабочие усилия в канатных проводниках (при их креплении) относят к временным длительным нагрузкам.

18.2.1.19 Нагрузку, возникающую при посадке клетей на кулаки, относят к кратковременным нагрузкам.

18.2.1.20 Особыми нагрузками считают аварийные нагрузки при внезапном защемлении поднимающегося сосуда и при срабатывании парашютных устройств после обрыва каната.

18.2.1.21 Аварийные нагрузки при внезапном защемлении поднимающегося сосуда определяют для копров:

- с одной подъемной установкой как сумму разрывного усилия в одном из подъемных канатов и двойного рабочего усилия во втором подъемном канате;
- несколькими подъемными установками как сумму разрывного усилия в подъемном канате одного из подъемов, двойного рабочего усилия во втором канате того же подъема, рабочих усилий в подъемных канатах остальных подъемов.

Допускается учитывать эти нагрузки как статически действующие.

18.2.1.22 Разрывное усилие каната определяют как частное от деления разрывного усилия каната в целом на коэффициент безопасности по материалу, равный 0,8.

18.2.1.23 Коэффициенты перегрузок для определения расчетных нагрузок принимают согласно СП 20.13330, СП 56.13330.

18.2.1.24 Для определения расчетных нагрузок от усилий от предварительного натяжения в тормозных канатах парашютных устройств, рабочих усилий в подъемных канатах, рабочих усилий в канатных проводниках, нагрузок при посадке клетей на кулаки коэффициент перегрузки принимают равным 1,2.

18.2.1.25 Для определения расчетных аварийных нагрузок коэффициент перегрузки принимают равным 1,0.

18.2.1.26 Конструкции копра рассчитывают на основные и особые сочетания нагрузок согласно СП 20.13330.

18.2.1.27 Нагрузки, возникающие при посадке клетей на кулаки, учитывают только при расчете балок копра, на которых расположены кулаки.

18.2.1.28 Для учета динамического воздействия, возникающего при резкой посадке груженой клети на кулаки, эти нагрузки следует умножать на коэффициент динамичности, равный 5,0.

18.2.1.29 Посадочные кулаки для клетей должны быть установлены на деревянные подкладки, амортизирующие удар.

18.2.1.30 При расчете элементов станка, к которым крепят разгрузочные кривые опрокидных сосудов, помимо вертикальной нагрузки от этих сосудов следует учитывать также горизонтальную силу, направленную в плоскости разгрузочных кривых и возникающую вследствие разворота и опрокидывания сосуда.

18.2.1.31 При расчете подшкивных балок действующие на них нагрузки необходимо увеличивать на коэффициент динамичности, равный 1,25, кроме экстренных нагрузок, для которых коэффициент динамичности принимают равным 1.

18.2.1.32 Расстояние от подъемных канатов до конструкций копра должно составлять не менее:

- 200 мм — при вертикальном канате;
- 150 мм — при наклонном канате, расположенном под элементами конструкций;
- 1/100 свободной длины каната — при наклонном канате, расположенном над элементами конструкций.

18.2.1.33 Копры на уровне устья ствола должны быть оснащены механизированными перекрытиями для удержания на них сосудов при ремонтных работах и при испытании парашютных устройств.

18.2.2 Башенные копры

18.2.2.1 Многоканатные подъемные машины устанавливают в верхней части башенных копров, нижнюю часть которых предусматривается максимально использовать для размещения бункеров, разгрузочных устройств, технологического оборудования надшахтных зданий и вспомогательного оборудования подъемных установок.

18.2.2.2 Отметку пола машинного зала башенного копра определяют высотой переподъема сосудов над разгрузочными устройствами или верхней приемной площадкой с учетом размещения амортизирующих устройств и отклоняющих шкивов.

18.2.2.3 В тех башенных копрах, в которых высота до машинного зала превышает 20 м, для обслуживания всех этажей следует предусмотреть (кроме лестниц) установку грузо-пассажирского лифта.

18.2.2.4 Помещение машинного зала башенного копра должно быть защищено специальными устройствами от проникновения в него пыли и воды, увлекаемой из ствола подъемными канатами.

18.2.2.5 В башенных копрах, сооружаемых над стволами с вытяжной или нагнетательной вентиляцией, отделение для движения сосудов должно быть герметичным.

18.2.2.6 Не допускается понижение температуры в машинном зале ниже плюс 5 °С.

18.2.2.7 Для проведения монтажных и ремонтных работ предусматривают наличие:

- в машинном зале — мостового или подвесного электрического крана, обеспечивающего подъем грузов с поверхности земли на все этажи копра;
- данных о грузоподъемности крана и габаритных размерах монтажных проемов на перекрытиях башенного копра для подъема максимальных узлов подъемной машины;
- специального подъемного крана для заводки подъемных сосудов в станок копра на нулевой площадке;
- комплекса механизмов для навески и смены подъемных сосудов и канатов.

18.2.2.8 На приемных площадках для клетей при многоканатном подъеме следует применять качающиеся площадки.

18.2.2.9 При проектировании башенных копров необходимо учитывать требования СП 43.13330.

18.2.2.10 Конструкции башенных копров следует рассчитывать в соответствии с требованиями СП 20.13330, СП 43.13330.

18.2.2.11 Временные нормативные нагрузки на перекрытия принимают в соответствии с массой принятого технологического оборудования, но не менее 3,92 кПа; на некоторых участках перекрытий необходимо учитывать монтажные нагрузки в зависимости от применяемого технологического оборудования.

18.2.2.12 Аварийные нагрузки при внезапном защемлении подъемного сосуда определяют в соответствии с инструкцией завода — изготовителя подъемных машин, а при ее отсутствии аварийные нагрузки принимают равными 1,75 суммарного разрывного усилия всех подъемных канатов одной ветви.

18.2.2.13 Балки амортизирующих устройств должны быть рассчитаны на нагрузку от усилия в канатах при аварийном торможении.

18.3 Здания подъемных машин

18.3.1 Одноканатные подъемные машины следует размещать в одноэтажных зданиях без подвальных помещений и оснащать оборудованием комплектной поставки заводского изготовления.

18.3.2 При размещении двух подъемных машин и более с одной стороны, одна за другой, машины следует располагать и отдельных зданиях, сблокированных между собой.

18.3.3 Допускается размещение машин в одном здании при изолированных остекленных кабинах для машинистов.

18.3.4 При размещении двух машин и более в одном здании под канатами, пересекающими помещения, необходимо устанавливать ограждающие конструкции для предотвращения сбора капежа с канатов и провисания канатов при их напуске.

18.3.5 Проход между фундаментом подъемной машины и стеной предусматривают не менее 700 мм, между пультом управления машиной и стеной — не менее 1,5 м.

18.3.6 Проемы в стене здания для пропуска подъемных канатов должны быть закрыты передвижными шторками.

18.3.7 Размеры проемов для канатов в стенах зданий барабанных подъемных машин определяют с учетом зазоров от предельных положений канатов в стене:

- от 20 до 30 см — по горизонтали;
- от 30 до 40 см — по вертикали вверх;
- от 40 до 50 см — по вертикали вниз.

18.3.8 При расчете перекрытий в зданиях подъемных машин принимают следующие нагрузки:

- 1000 кгс/м^2 — в зданиях барабанных подъемных машин полезная нагрузка на перекрытие;
- 2000 кгс/м^2 — на монтажном участке перекрытие от оборудования, установленного на перекрытии башенного копра многоканатных подъемных машин, с учетом его массы, но не менее:
- 1000 кг/м^2 — для машинного зала,
- 400 кг/м^2 — для других помещений.

18.3.9 Для проведения монтажа, ревизии и ремонта подъемных машин предусматривают установку грузоподъемных механизмов (мостовые краны, кран-балки).

18.4 Погрузочные пункты и галереи

18.4.1 Погрузочные пункты должны быть совмещены с надшахтными зданиями главных выдачных стволов или расположены вблизи них в местах, удобных для погрузки горной массы в средства внешнего транспорта.

18.4.2 Технологическую схему погрузочного пункта выбирают в зависимости от производительности рудника, количества сортов горной массы, рельефа местности, вида внешнего транспорта на основании технико-экономического обоснования.

18.4.3 Процесс погрузки должен быть полностью механизирован и максимально автоматизирован.

Погрузочные пункты должны быть оснащены средствами сигнализации и связи.

18.4.4 Конвейерные галереи предусматривают крытыми.

Переходы между бытовыми зданиями и надшахтными зданиями или устьями штолен, предназначенные для персонала, должны быть крытыми и утепленными.

18.4.5 Длину, высоту и расположение галерей в плане определяют технологической схемой надшахтных сооружений.

18.4.6 Полезную нагрузку на перекрытиях принимают 2,94 кПа.

18.4.7 Нагрузки от транспортных средств для транспортных галерей следует увеличивать применением коэффициента динамичности, равного 1,1 и 1,2 для откаточных эстакад.

18.4.8 Предусматривают отопление погрузочных площадок в зимний период для предотвращения образования наледей, а также сбор просыпей и отвод воды.

19 Подземное электроснабжение установок горного комплекса

19.1 Общие положения

19.1.1 Основными направлениями проектирования подземного электроснабжения являются:

- повышение пропускной способности электрических сетей высокого напряжения;
- перераспределение перетоков мощности в основной сети в зависимости от спроса и его покрытия по узлам;
- повышение экономичности работы энергосистем за счет снижения потерь электроэнергии в сетях;
- обеспечение безопасности эксплуатации электрооборудования на основе повышения надежности и быстродействия коммутационной и защитной аппаратуры;
- внедрение систем централизованного управления коммутационными аппаратами, учета за расходом электроэнергии и сигнализации о состоянии электрооборудования.

19.1.2 В соответствии с технической характеристикой электрооборудования напряжение электроприемников принимают:

- 6 кВ — для распределения электроэнергии в шахте и питания высоковольтного оборудования и для передвижных подстанций;
- 10 кВ — для стационарных подземных подстанций;
- 380 и 660 В (по мере выпуска оборудования) — для силовых электроприемников низкого напряжения от системы с изолированной нейтралью трансформатора;
- 250 В и 550 В постоянного тока — для тяговой сети в подземных выработках.

19.1.3 Категории электроприемников по надежности электроснабжения определяют по данным, приведенным в таблице 19.1.

Таблица 19.1

Наименование вида работ, объектов рудника	Перечень оборудования и установок	Категория	Примечание
Подземные электропотребители	Электроприемники добычных и очистных работ	II	—
	Электроприемники подготовительных работ	III	—
	Электрифицированный и конвейерный транспорт	II	—
	Освещение подземных горных выработок	III	—
	Насосные главного водоотлива	I	—
	Насосные участкового водоотлива	I, II	По заданию технологов
	Центральные подземные подстанции	I, II	Одна категория в том случае, если от ЦПП питаются потребители одной категории
	Насосные дренажных шахт	I	—
	Участковые подъемники в подземных выработках	III	—
Электропотребители установок горного комплекса на поверхности	Шахтные подъемные установки	I	—
	Шахтные подъемные установки (грузовые)	II	—
	Вентиляторы главного проветривания	I	—
	Калориферные установки для районов с тяжелыми климатическими условиями	I	—

Окончание таблицы 19.1

Наименование вида работ, объектов рудника	Перечень оборудования и установок	Категория	Примечание
Электропотребители установок горного комплекса на поверхности	Калориферные установки для остальных районов	II	—
	Надшахтные здания главных стволов	II	—
	Надшахтные здания вспомогательных стволов	II	—
	Компрессорные	II	—
	Административно-бытовые здания	II, III	В зависимости от конкретных условий
	Диспетчерские пункты	I	—
	Внутреннее освещение зданий и сооружений на промплощадках, в том числе аварийное освещение	II, III	—
	Объекты гражданской обороны	I—III	В зависимости от назначения объекта

19.1.4 Расчет электрических нагрузок проводят с учетом коэффициента спроса, принимаемого по данным, приведенным в таблице 19.2.

Таблица 19.2

Наименование электроприемника	Коэффициент		
	использования	спроса	мощности
Компрессоры передвижные	0,70	0,80	0,80
Компрессоры стационарные мощностью:			
не более 200 кВт	0,75	0,80	0,75
не более 400 кВт	0,8—0,85	0,85	0,80
свыше 400 кВт	0,90	0,9—0,95	0,80
Насосы мощностью:			
не более 50 кВт	0,70	0,70	0,75
не более 200 кВт	0,70	0,80	0,80
не более 500 кВт	0,80	0,85	0,80
св. 500 кВт	0,80—0,90	0,90	0,85
Вентиляторы частичного проветривания	0,65	0,70	0,80
Вентиляторы главного проветривания мощностью:			
не более 200 кВт	0,70	0,80	0,80
не более 800 кВт	0,75—0,80	0,90	0,80
св. 800 кВт	0,8—0,9	0,95	0,85
Выпрямители полупроводниковые, кроме тяговых подстанций	9,75	0,90	0,96
Стопоры	0,70	0,80	0,65
Дозаторы	0,50	0,70	0,65
Погрузочно-доставочные машины	0,65	0,70	0,65
Бункерные затворы	0,50	0,50	0,65

Окончание таблицы 19.2

Наименование электроприемника	Коэффициент		
	использования	спроса	мощности
Скреперные лебедки мощностью не более 15 кВт	0,50	0,50	0,65
Скреперные лебедки мощностью свыше 15 кВт	0,60	0,70	0,65
Лебедки на уклонах для спуска-подъема материалов	0,60	0,70	0,65
Подъемники лифтовые	0,20	0,30	0,65
Подъемы мощностью не более 200 кВт	0,60	0,70	0,65
Подъемы мощностью не более 1000 кВт	0,65	0,75	0,75
Подъемы мощностью св. 1000 кВт	0,70	0,80	0,80
Электросверла колонковые и ручные	0,40	0,50	0,70
Станки ударно-вращательного бурения	0,4—0,5	0,5—0,6	0,65
Станки вращательного бурения	0,4—0,6	0,5—0,7	0,70
Питатели пластинчатые и тарельчатые	0,7—0,75	0,75—0,85	0,72
Электровибрационные механизмы	0,6—0,8	0,7—0,9	0,65
Опрокидыватели вагонов	0,35—0,45	0,40—0,50	0,50—0,60
Вентиляторы производственные	0,70	0,70—0,85	0,78
Вентиляторы сантехнические	0,60—0,70	0,65—0,75	0,70—0,80
Краны мостовые, грейферные кран-балки, тельферы	0,15—0,40	0,20—0,50	0,50
Освещение зданий	0,85—0,95	0,85—0,95	1,0
Освещение стационарных подземных выработок	1,0	1,0	1,0
Освещение участков горных работ	0,90	0,90	1,0

Примечания

1 Коэффициент спроса для выпрямителей электровозной откатки определяют расчетом.

2 Значения коэффициентов мощности для освещения указаны для ламп накаливания; для люминесцентных ламп и дуговых ртутных ламп принимают по данным каталогов и заводов-изготовителей.

3 Значение коэффициента мощности уточняют в зависимости от типа и мощности конкретного привода.

19.2 Подстанции и кабельные сети

19.2.1 Питание ЦПП предусмотрено не менее чем по двум кабельным фидерам. При выходе из строя одного из питающих фидеров оставшиеся в работе должны обеспечивать 100 %-ную нагрузку шахты (рудника).

19.2.2 Питание подстанций насосных главного водоотлива в том случае, если общая нагрузка линии, питающей ЦПП, превосходит максимально допустимые каталожные данные вводных ячеек распределительных устройств или не обеспечивает режим нормального пуска, следует осуществлять по самостоятельным линиям от поверхностных подстанций.

При этом каждая линия должна быть рассчитана на 100 %-ную нагрузку.

19.2.3 ЦПП, как правило, совмещают с тяговыми подземными подстанциями, при условии их расположения в районе околоствольного двора.

19.2.4 При наличии водоотлива камеру ЦПП рекомендуется располагать в непосредственной близости от насосной камеры.

19.2.5 Для канализации электрической энергии в подземных выработках применяют силовые кабели на напряжение 1 и 6 кВ с изоляцией из сшитых полимерных композиций пожаробезопасных исполнений по ГОСТ 31565, не распространяющих горение, обладающих повышенными температурами нагрева при нормальных режимах эксплуатации и при коротком замыкании.

19.2.6 Допускается применение силовых кабелей с бумажной изоляцией, пропитанной нестекающим составом, в металлических оболочках, бронированных с защитным покровом, не распространяющих горение исполнения.

19.2.7 Минимальное сечение питающих кабелей, прокладываемых по вертикальному стволу, принимают 35 мм^2, максимальное — не более 150 мм^2.

19.2.8 Мощность короткого замыкания в подземной сети шахты не должна превосходить половины предельной отключающей мощности высоковольтной аппаратуры с масляным заполнением и предельных допустимых значений для подземных условий другой высоковольтной аппаратуры в рудничном исполнении.

19.2.9 При проектировании высоковольтного распределительного устройства подстанций должна быть предусмотрена возможность его расширения от 10 % до 20 %, но не менее чем на одну ячейку на каждой секции шин.

19.2.10 Участковые подземные подстанции располагают на откаточных горизонтах: стационарные — в камерах; передвижные — на специальных уширениях участков откаточных выработок или в тупиках.

19.2.11 Температура воздуха в подземных подстанциях не должна превышать больше чем на 5 °С максимально допустимую температуру воздуха в смежных выработках за счет отвода тепла, выделяемого оборудованием (силовыми трансформаторами, преобразовательными агрегатами).

19.2.12 Вентиляция подстанций должна быть осуществлена через решетчатые двери за счет общешахтной депрессии или с помощью специально установленных вентиляторов.

19.2.13 При прокладке трубопроводов и кабелей по одной стороне выработки расстояние между ними должно быть не менее 300 мм.

19.2.14 Для питания подземных электроприемников применяют передвижные подстанции.

19.2.15 На всех силовых и осветительных трансформаторах, устанавливаемых в подземных выработках, на стороне низшего напряжения выше 60 В предусматривают защиту от токов утечки.

19.2.16 Защиту отходящих линий 6 кВ проектируют в соответствии с правилами [4].

19.2.17 Для периодического просушивания током низкого напряжения высоковольтных электродвигателей на щитах низкого напряжения подстанций предусматривают резервные линии.

19.3 Электрическое освещение и заземление

19.3.1 Для питания осветительных установок рекомендуется принимать пусковые агрегаты.

19.3.2 Светильники и пусковую аппаратуру принимают в нормальном рудничном исполнении.

19.3.3 Напряжения осветительной сети, нормы освещенности, тип (вид) кабеля для осветительных сетей в подземных выработках принимают в соответствии с правилами [4].

19.3.4 Для систем аварийного освещения и аварийного энергоснабжения применяют кабели огнестойкого исполнения.

19.3.5 Осветительную сеть, как правило, выполняют трехфазной с пофазным ответвлением к светильникам.

19.3.6 В подземных выработках ответвления к светильникам, не имеющим проходного устройства, проводят гибкий кабель с помощью тройниковых муфт.

19.3.7 В случае применения для осветительных сетей кабелей с резиновой изоляцией допускается безмуфтовое соединение ответвления к светильнику с последующей вулканизацией мест соединения.

19.3.8 Для переносного освещения следует применять светильники с герметичными батареями.

19.3.9 Проектирование заземления следует производить в соответствии с правилами [4].

20 Автоматизация технологических процессов

20.1 Общие положения

20.1.1 Проектирование автоматизации управления установками, комплексами и отдельными механизмами выполняют с целью обеспечить повышение безопасности проведения работ, улучшение условий труда, рост производительности труда.

20.1.2 В зависимости от технологической необходимости и технических возможностей предусматривают следующие режимы управления:

- дистанционное, выполняемое из операторского или диспетчерского пункта;
- автоматизированное (полуавтоматизированное), осуществляемое оператором или диспетчером с помощью локальных систем автоматического управления при совместных действиях человека и машины, при этом действия как человека, так и машины управляются централизованным компьютерным контроллером;
- автоматическое (без участия человека).

20.1.3 Для целей ремонта, опробования, наладки и аварийного отключения организуют местное управление.

20.1.4 В подземных рудниках подлежат автоматизации следующие технологические устройства и комплексы:

- вентиляционные установки;
- калориферные установки;
- вентиляционные двери и шлюзовые устройства;
- водоотливные установки;
- подземные бункерные комплексы;
- разгрузочные установки в околоствольных дворах и на поверхности;
- подземные загрузочные устройства;
- обмен вагонеток;
- подъемные установки;
- конвейерный транспорт;
- электровозный транспорт;
- самоходный транспорт.

20.2 Шлюзовые устройства и шахтные вентиляционные двери

20.2.1 При автоматизации ГВУ предусматривают:

- дистанционное управление от диспетчера рудника (при необходимости — с помощью средств телемеханики), включая реверсирование вентиляционной струи и непрерывный контроль работы вентиляторов;
- измерение технологических параметров (расход, депрессия);
- автоматизацию, при необходимости, отдельных технологических узлов (отопительных агрегатов, ворот) в соответствии с технологическими требованиями.

20.2.2 При автоматизации вентиляционных установок местного проветривания предусматривают дистанционное управление от диспетчера рудника и непрерывный контроль работы вентиляторов.

20.3 Калориферные установки

20.3.1 При автоматизации калориферных установок предусматривают:

- комплексную автоматизацию работы узлов и механизмов с возможностью дистанционного (в необходимых случаях с помощью средств телемеханики) управления и контроля как в нормальном режиме работы, так и в случае аварии;
- автоматическое регулирование температуры воздуха, подаваемого в шахту, в соответствии с заданным значением, с сигнализацией в диспетчерский пункт рудника об аварийном состоянии установки.

20.3.2 Датчики (первичные измерительные преобразователи) для автоматической регулировки температуры воздуха, подаваемого в ствол, следует устанавливать в местах с установившейся температурой всей струи воздуха.

20.4 Шлюзовые устройства и шахтные вентиляционные двери

20.4.1 При автоматизации шлюзовых устройств и вентиляционных дверей предусматривают:

- автоматическое открытие и закрытие дверей от специальных датчиков, регистрирующих прохождение составов с вагонетками;
- при наличии двух дверей и более, последовательно расположенных в выработках или в надшахтных зданиях, — блокировку, исключающую возможность одновременного открытия более одной двери;
- дистанционное или местное управление дверьми, предназначенными для регулирования воздушных струй по общешахтным вентиляционным выработкам.

20.4.2 Способы управления дверьми во всех случаях определены технологическими требованиями.

20.5 Водоотливные установки

20.5.1 При автоматизации водоотливных установок предусматривают применение серийно выпускаемых промышленностью комплектов аппаратуры с сохранением предусмотренных в них объемов автоматизации, способов управления и контроля.

20.5.2 При автоматическом режиме управления должна быть предусмотрена возможность дистанционного включения и выключения водоотливной установки диспетчером рудника или с помощью камеры водоотлива.

20.5.3 При автоматизации зумпфовых водоотливных установок с электрифицированными насосными агрегатами предусматривают автоматическую работу насосов от уровня воды в зумпфе и автоматический ввод резервного насоса при выходе из строя рабочего.

20.6 При автоматизации механизмов погрузочных пунктов (рудоспусков) предусматривают:

- дистанционное управление оператором погрузочными устройствами;
- дистанционное управление оператором электровозами для подачи вагонеток под погрузочные устройства (при наличии соответствующей серийно выпускаемой аппаратуры);
- автоматизацию вспомогательных технологических установок в соответствии с технологическими требованиями.

20.7 При автоматизации механизмов разгрузочных пунктов предусматривают:

- дистанционное от оператора управление разгрузочными устройствами (опрокидыватели);
- блокировку работы разгрузочных устройств с уровнем материала (руды, породы) в приемных емкостях (рудоспусках, бункерах);
- дистанционное от оператора управление электровозами при установке вагонеток под разгрузку (при наличии соответствующей аппаратуры).

20.8 При автоматизации механизмов обмена вагонеток предусматривают:

- полную или частичную автоматизацию с необходимыми блокировками в зависимости от набора технологических механизмов;
- управление механизмами (одиночными или всего комплекса) оператором, как правило, с одного общего пульта управления.

20.9 Подъемные установки

20.9.1 Скиповые подъемные установки проектируют с полной автоматизацией цикла подъема с подачей команды от аппаратов, контролирующих процессы разгрузки и загрузки подъемного сосуда, и с автоматической обработкой диаграммы скорости с заданными параметрами.

20.9.2 Схемой автоматизации скиповых подъемных установок предусмотрены:

- управление с подачей машинистом команды на начало движения и с автоматической отработкой элементов цикла с заданными параметрами;
- режим ревизии со скоростью не более 0,3 м/с с подачей всех команд машинисту сигналистом с площадки скипа.

20.9.3 Для рудоподъемных стволов глубиной более 800 м, оборудованных большегрузными подъемными сосудами, рассчитанными на скорость от 12 до 16 м/с и выше, предусматривают контроль статического состояния, а также динамических параметров расчетной системы «Подъемный сосуд — армировка» с последующей оценкой ее эксплуатационных качеств.

20.9.4 Клетевые подъемные установки вспомогательных, вентиляционных и главных стволов ввиду их многофункционального назначения автоматизируют частично или полностью в зависимости от вида привода.

20.9.5 Схемой автоматизации клетевых подъемных установок предусмотрены:

- режим работы с горизонта на одну из трех площадок (нулевую, для персонала, приемную) или на любой другой горизонт с помощью аппаратуры телеуправления и телесигнализации;
- ручное управление с подачей машинистом сигнала на начало движения и остановку, при этом максимальная скорость и ускорение ограничивают автоматически;
- режим ревизии со скоростью не более 0,3 м/с с подачей всех команд машинисту сигналистом с площадки клети.

20.9.6 Клетевые инспекторские подъемные установки при глубине ствола более 300 м с приводом постоянного тока проектируют, как правило, с лифтовым режимом управления.

20.10 Конвейерный транспорт

20.10.1 При автоматизации шахтного конвейерного транспорта предусмотрены:

- запуск механизмов и оборудования, сблокированный с устройством, обеспечивающим предпусковую сигнализацию;
- предпусковая предупредительная сигнализация вдоль всей конвейерной линии до начала запуска первого механизма технологической цепи;
- соблюдение технологической последовательности при дистанционном запуске и остановке конвейерных линий;

- контроль нормальной работы конвейерной линии и заполнения приемных бункеров, штабелей;
- контроль забивки течек, желобов, наличия материала на конвейерах, а также автоматический учет материала, транспортируемого конвейерной линией, автоматическое подавление пыли (при необходимости), обусловленные специальными технологическими требованиями (предупреждение поломки оборудования, сокращения времени холостой работы конвейерной линии, учет непроизводительности);
- контроль аварийного состояния конвейеров (обрыв, пробуксовка ленты, перегрев подшипников, перегрузка двигателя);
- контроль продольного порыва ленты (при наличии серийно изготавливаемых датчиков порыва);
- автоматическое отключение любого неисправного механизма и всех предшествующих ему по потоку и подача соответствующего сигнала оператору;
- возможность аварийной остановки и запрета централизованного пуска конвейерной линии с любого пункта линии;
- местное сблокированное управление в случае отказа дистанционного управления;
- исключение запуска конвейера при снятом ограждении приводных и натяжных станций.

20.10.2 Для сложных поточно-транспортных систем предусматривают управление механизмами таких систем из операторского пункта.

20.10.3 В операторский пункт должна быть выведена расшифровка всех контролируемых параметров и сигналов аварийного состояния механизмов с использованием элементов телемеханики.

20.11 Электровозный транспорт

20.11.1 Виды автоматизации электровозной откатки:
- электрическая централизация стрелок и сигналов;
- автоматическая светофорная блокировка;
- автоматическая блокировка стрелок и сигналов;
- дистанционное управление стрелочными переводами машинистом с движущегося электровоза;
- автоматическое и дистанционное управление электровозами на трассе движения и в местах погрузки и разгрузки составов.

20.11.2 Основными видами устройства автоматизации для всех выработок, включая и околоствольные дворы, независимо от производительности подземного рудника и количества действующих электровозов должны быть автоматическая светофорная блокировка и дистанционное управление стрелочными переводами машинистом с движущегося электровоза.

20.11.3 Проектирование электрической централизации стрелок и сигналов для действующих и вновь проектируемых подземных рудников должно быть обосновано технико-экономическим расчетом.

20.11.4 Для горизонтов со сложной транспортной схемой и интенсивным движением поездов на участках с кольцевой откаткой необходимо предусмотреть автоматическую блокировку стрелок и сигналов.

20.11.5 Автоматическая светофорная блокировка должна быть предусмотрена во всех случаях при работе двух электровозов или более.

20.11.6 Проектирование автоматизации электровозной откатки вновь строящихся шахт следует выполнять для путевого развития на расчетный год.

20.11.7 Проектирование автоматизации электровозной откатки для действующих шахт осуществляют для путевого развития, эксплуатация которого без указанных устройств не может обеспечить планируемую производительность.

20.11.8 При проектировании автоматической электровозной откатки должны быть разработаны организация движения поездов и их маршрутизация.

20.11.9 В маршрутизацию поездов необходимо включать только основные маршруты.

20.11.10 Маршрутизация должна быть составлена таким образом, чтобы при этом требовалось наименьшее количество аппаратуры (стрелочных электроприводов, датчиков, светофоров и кабеля), причем стрелочные переводы должны быть применены предпочтительно с отжимными остряками.

20.11.11 Для передачи команд машинистам электровозов применяют двухзначные светофоры с красным (запрещающим) и зеленым (разрешающим) показаниями.

20.11.12 Светофоры должны быть установлены с правой стороны по ходу поезда или над осью пути.

20.11.13 Система сигнализации должна обеспечивать автоматическую смену зеленого огня светофора на красный после проследования составом светофора. В отдельных случаях допускается смена показания после освобождения маршрута.

20.11.14 Для связи поездов с электрической схемой автоматизации должны быть использованы следующие путевые датчики:

- датчики запроса, извещающие о подходе поезда к светофору, при выходе из орта — перед светофором на расстоянии от 5 до 10 м, во всех остальных случаях — перед светофором на расстоянии не менее тормозного пути;

- датчики переключения сигнальных огней светофора с зеленого на красный — на расстоянии от 1 до 2 м за светофором;

- датчики разделки (освобождения) маршрутов — в местах, обеспечивающих полное освобождение маршрута.

20.11.15 Для подачи сигналов запроса с тех мест, где применение путевых датчиков невозможно, устанавливают датчики ручного действия (кнопки).

20.11.16 Для обеспечения безопасности движения поездов блокировка враждебных маршрутов должна быть осуществлена с момента открытия сигнала до освобождения ограждаемого им участка.

20.11.17 Стрелки, управляемые с электровозов, должны быть оборудованы световыми указателями положения и должны иметь местное кнопочное управление.

20.11.18 При дистанционном управлении стрелками и сигналами на пульте диспетчера следует предусмотреть световой контроль состояния огней светофоров, положения стрелок, занятости маршрутных участков, а также световой и звуковой сигналы запроса.

20.11.19 На пульте необходимо устанавливать запломбированные кнопки искусственной разделки маршрутов для восстановления электрической схемы при сбое и работе системы централизации.

20.11.20 Аппаратуру автоматизации, как правило, устанавливают со стороны прохода работников в специальных местах горных выработок, исключающих ее повреждение при сходе состава с рельсового пути.

20.12 Самоходный транспорт

20.12.1 АССБ следует предусматривать во всех случаях работы двух или более единиц самоходного оборудования на горизонте или подэтаже.

20.12.2 Проект АССБ, правила движения транспортных средств по подземным выработкам, расстановка дорожных знаков и указателей должны быть взаимоувязаны.

20.12.3 При проектировании АССБ необходимо разработать схему организации движения самоходного оборудования и маршрутизацию.

20.12.4 При разработке схемы организации движения и маршрутизации должно быть установлено строго обусловленное направление движения по каждому штреку и каждой панели.

20.12.5 В маршрутизацию необходимо включить все возможные рациональные маршруты в соответствии со схемой организации движения; маршрутизация должна быть составлена с учетом использования наименьшего количества аппаратуры и кабеля.

20.12.6 Аппаратура АССБ должна обеспечивать необходимую видимость запрещающего (красного) сигнала светофора при отсутствии самоходного оборудования на блок-участке и запросных участках.

20.12.7 Светофоры следует устанавливать с правой стороны выработки по ходу движения самоходного оборудования или над осью пути.

20.12.8 Для фиксации передвижения самоходного оборудования по горизонту и нормальной работы электрических схем светофорной сигнализации и блокировки следует использовать путевые датчики.

20.12.9 В зависимости от назначения датчики необходимо устанавливать в следующих местах:

- перед светофором — датчики запроса (извещение о подходе самоходного оборудования к сигналу) на расстоянии от 6 до 10 м;

- на расстоянии от 1 до 3 м за светофором — датчики переключения сигналов светофоров с зеленого на красный;

- датчики разделения (освобождения) маршрутов — в местах, обеспечивающих полное освобождение маршрута.

20.12.10 Для подачи сигналов запроса с тех мест, где применение путевых датчиков невозможно, используют датчики ручного действия (кнопки).

20.12.11 Датчики, применяемые для работы АССБ, должны удовлетворять следующим требованиям:

- фиксировать направление движения в выработках с двухсторонним движением самоходного оборудования (допускается установка двух датчиков с фиксацией последовательного их срабатывания);

- не затруднять движение самого оборудования;

- должны быть сертифицированными.

20.12.12 АССБ должна обеспечивать:

- автоматическое открытие производственным запросом разрешающего (зеленого) сигнала светофора, если данный и встречный ему маршруты свободны;

- автоматическое переключение нормально горящего запрещающего (красного) сигнала на мигающий красный при срабатывании датчика запроса и занятом блок-участке;

- автоматическое переключение мигающего красного сигнала на зеленый после освобождения блок-участка;

- автоматическое перекрытие разрешающего сигнала на запрещающий при выходе транспортной машины за светофор;

- автоматическую разделку маршрута после освобождения блок-участка;

- невозможность одновременного задания встречных маршрутов;

- подачу команды на включение предупредительной сигнализации «Берегись автомобиля» с момента включения разрешающего сигнала и до момента разделения маршрута;

- блокировку встречных маршрутов для обеспечения безопасности движения с момента открытия сигнала до освобождения ограждаемого им участка.

20.12.13 Знаки «Берегись автомобиля» следует устанавливать в местах четкой видимости для пешеходов: у входа/выхода в служебные помещения, на кривых участках (в начале и конце кривой) и на прямых участках с каждой стороны подхода глухого пересечения.

20.12.14 Для увеличения пропускной способности на горизонтах с интенсивным движением самоходного оборудования в местах встречного движения рекомендуется устройство разминовок с установкой соответствующих светофоров и датчиков.

20.12.15 В качестве разминовок допускается использование тупиков протяженностью не более 10 м с устройством соответствующей сигнализации.

20.12.16 При наличии на одном из горизонтов диспетчера внутришахтного транспорта следует предусматривать световой контроль состояния огней светофоров, занятости участков горизонтов с интенсивным движением.

20.12.17 Аппаратуру АССБ (штативы, аппаратура, питание, выносное табло) в этом случае размещают в помещении диспетчера внутришахтного транспорта.

20.13 При проектировании электрооборудования и автоматизации компрессорных установок объем автоматизации принимают, как правило, в соответствии с имеющимися типовыми проектами и рекомендациями заводов — изготовителей технологического оборудования.

Электрооборудование и аппаратуру автоматизации принимают поставляемых комплектно с технологическим оборудованием.

20.14 В административно-бытовых комбинатах предусматривают ламповые с самообслуживанием до освоения промышленностью аппаратуры шахтных автоматизированных ламповых.

21 Ремонтное и складское хозяйства

21.1 Ремонтное хозяйство предусматривают для обеспечения бесперебойной и надежной эксплуатации установленного основного и вспомогательного оборудования во всех подразделениях предприятия, осуществления контроля за работой оборудования, производства планового технического обслуживания, планово-предупредительного и текущего ремонта машин.

21.2 Планирование работ по ремонту установленного оборудования, контроль выполнения разработанных графиков проводит ремонтная служба предприятия, в т. ч. отделы главного механика и главного энергетика.

21.3 Производственная программа ремонтной мастерской определена перечнем работ по поддержанию в работоспособном состоянии машин, механизмов, оборудования, по обеспечению и эффективному использованию, продолжительному и надежному функционированию.

21.4 Работы по обслуживанию и ремонту эксплуатируемого оборудования предприятия предусматривают проведение комплекса плановых взаимосвязанных технических мероприятий, обеспечивающих своевременное выявление неисправностей, предотвращение аварийного выхода из строя и восстановление первоначальных параметров машин.

21.5 При проектировании складского хозяйства следует предусматривать непрерывное снабжение соответствующими материальными ресурсами.

21.6 Категорию производственных, складских помещений по взрывопожарной и пожарной опасности следует определять в соответствии с СП 12.13130, правилами [24] (раздел 7.3), указаниями [25], законом [28].

22 Управление горным производством

22.1 Для всех рудников, как действующих, так и вновь проектируемых, должна быть разработана система управления горным производством, предусматривающая управление горным производством с помощью средств централизованного телеметрического контроля и средств связи оперативно-диспетчерского управления или в автоматизированном режиме с помощью электронно-вычислительных машин АСУ ГП.

22.2 Оперативно-диспетчерское управление

22.2.1 Система оперативно-диспетчерского управления выполняет функции:

а) оперативного централизованного контроля состояния («работает», «не работает», «аварийный останов»):

1) подъемных установок;
2) вентиляторов главного проветривания;
3) калориферных установок;
4) компрессорных станций;
5) комплексов обмена и разгрузки вагонеток;
6) насосных станций;
7) центральных понизительных подстанций;
8) стационарных вентиляционных устройств;
9) дробильно-бункерных комплексов;
10) закладочных комплексов;

б) оперативного контроля технологических параметров:

1) расхода и напора, развиваемых вентилятором главного проветривания;
2) расхода и давления сжатого воздуха, воды в подземных трубопроводах;
3) температуры воздуха, поступающего в подземные выработки;
4) нагрузки на шинах ЦПП;
5) давления закладочной смеси в трубопроводах;

в) оперативного учета:

1) количества выданной горной массы по сортам;
2) времени простоев и работы основного горношахтного оборудования (подъемных машин, вентиляторов, компрессоров, насосов, дробилок);
3) расхода электроэнергии по руднику в целом, стационарным установкам, понизительным подстанциям; расхода сжатого воздуха; расхода закладочной смеси;

г) дистанционного управления:

1) вентиляторами главного проветривания;
2) калориферными установками;
3) задвижками на трубопроводах сжатого воздуха и водоснабжения;
4) насосами главного водоотлива (при необходимости);
5) отходящими фидерами центральных понизительных подстанций;

д) контроля условий безопасного ведения горных работ и организации ликвидации возможных аварий;

е) управления процессом добычи руды с помощью технических средств связи и оповещения.

22.2.2 Для передачи информации применяют электронно-вычислительные машины, объединенные в единую сеть, с использованием современного программного обеспечения.

22.2.3 Диспетчерский пункт рудника располагают в административно-бытовых комбинатах кроме первого и последнего этажей, в непосредственной близости от кабинета главного инженера рудника.

22.2.4 Питание электроэнергией диспетчерского комплекса технических средств проектируют по двум обособленным кабельным линиям.

22.2.5 По пожарной опасности помещение диспетчерского пункта относят к категории В согласно нормам пожарной безопасности [26].

22.2.6 Систему оперативно-диспетчерского управления (при создании) включают в АСУ ГП.

22.3 Автоматизированная система управления горным производством

22.3.1 Проектирование АСУ ГП и порядок ее разработки осуществляют по отдельному техническому заданию.

22.3.2 Вычислительный комплекс АСУ ГП размещают, как правило, в административно-бытовых комбинатах, кроме первого и последнего этажей, рядом с диспетчерским пунктом.

22.3.3 Питание электроэнергией комплекса технических средств ВТ осуществляют по 1-й категории бесперебойности электроснабжения.

22.3.4 По пожарной опасности помещение машинного зала вычислительного комплекса относят к категории В согласно нормам пожарной безопасности [26].

23 Требования к радиационной безопасности при разработке месторождений

23.1 Шахты, в рудничной атмосфере которых установлено наличие радиационно опасных факторов на основании результатов обследования состояния радиоактивной загрязненности рудничной атмосферы и оценки радиационной обстановки, проведенных специализированной организацией, относятся к радиационно опасным производствам в соответствии с указаниями [29].

23.2 В целях установления степени радиоактивной загрязненности рудничной атмосферы на шахтах должны проводиться обследования радиационной обстановки не реже одного раза в три года согласно указаниям [29].

23.3 Руководителям шахт, отнесенных к радиационно опасным объектам, рекомендуется ежегодно составлять план мероприятий по радиационной безопасности, обеспечивающий:

- защиту персонала от внутреннего и внешнего облучения;
- подачу в шахту необходимого количества воздуха для разбавления основного РОФ внутреннего облучения — дочерних продуктов радона в рудничной атмосфере (по скрытой энергии) на каждом рабочем месте;
- максимальное сокращение времени пребывания радоносодержащего воздуха в проветриваемых выработках и в шахте в целом;
- ограничение выделения радона в проветриваемые объемы рабочей зоны шахты;
- предотвращение загрязнения воздуха и поверхностей оборудования, рабочих мест при нормальной эксплуатации и ведении ремонтных работ.

23.4 На шахтах должен осуществляться радиационный контроль на рабочих местах и в зонах пребывания людей с регистрацией результатов в специальном журнале.

23.5 Радиационный контроль должен устанавливать:

- уровни РОФ на рабочих местах и в смежных зонах ведения работ;
- соответствие радиационной обстановки допустимым нормам;
- выявление и оценку основных источников повышенной радиационной опасности;
- степень воздействия РОФ на лиц, занятых на подземных и поверхностных работах;
- уровень загрязнения радиоактивными веществами внешней среды и оценку степени воздействия РОФ на население, проживающее в районе расположения шахт.

23.6 Все работающие на шахтах, отнесенных к радиационно опасным производствам, должны быть ознакомлены с условиями работы и мерами радиационной безопасности.

23.7 При проектировании шахт с повышенной радиационной опасностью необходимо предусматривать максимальную эффективность воздухообмена путем:

- оптимального способа вскрытия и подготовки месторождения к эксплуатации с полевой подготовкой рудных тел к очистной выемке;
- отработки шахтного поля обратным порядком — от воздуховыдающих стволов к воздухоподающим;
- преимущественного применения системы разработки, обеспечивающей наиболее низкое выделение радона и его дочерних продуктов в рудничную атмосферу и более благоприятные условия проветривания горных выработок.

23.8 Запрещается проектировать на шахтах последовательное проветривание рабочих мест (участков, блоков, камер, забоев).

23.9 Запрещается организация постоянных рабочих мест на исходящих струях воздуха шахт, горизонтов, проходческих забоев, блоков (камер).

23.10 На шахтах должна производиться изоляция горизонтов, участков, блоков (камер) по мере их отработки.

23.11 Исходящий из шахт воздух должен выдаваться в атмосферу только через диффузор направленной струей вверх.

23.12 На шахтах с повышенным радиационным фоном подземный персонал должен использовать респираторы, надежно защищающие органы дыхания от пыли и радиоактивных аэрозолей.

23.13 Шахтные воды в подземных выработках должны отводиться в водосборники по закрытым водоотливным канавкам или по специальным трубопроводам с целью сокращения эманации радона из рудничной воды в рудничную атмосферу и максимально использоваться в технологических процессах переработки руд.

23.14 Горное оборудование перед направлением в ремонт должно проходить дозиметрический контроль, и при обнаружении радиоактивной загрязненности необходимо проводить его дезактивацию.

23.15 Оборудование подлежит обязательной дезактивации перед сдачей в металлолом.

Мощность экспозиционной дозы гамма-излучения от поверхности оборудования, направляемого в ремонт и сдаваемого в металлолом, не должна превышать 50 мкР/ч согласно указаниям [29].

Дезактивацию оборудования шахт необходимо проводить на специальной площадке с твердым покрытием и водостоком в специальную емкость. Сброс смывных вод на земную поверхность запрещается.

23.16 Вокруг зоны основной промплощадки шахты должна устанавливаться санитарно-защитная зона в соответствии с правилами и нормами [21].

Библиография

[1] Классификация запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых (утверждена приказом Минприроды России от 11 декабря 2006 г. № 278)

[2] Закон Российской Федерации от 21 февраля 1992 г. № 2395-1 «О недрах»

[3] Федеральный закон от 10 января 2002 г. № 7-ФЗ «Об охране окружающей среды»

[4] ФНП в области промышленной безопасности от 8 декабря 2020 г. № 505 Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых

[5] ФНП в области промышленной безопасности от 3 декабря 2020 г. № 494 Правила безопасности при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения

[6] Федеральный закон от 26 июня 2008 г. № 102-ФЗ «Об обеспечении единства измерений»

[7] Федеральный закон от 21 ноября 1995 г. № 170-ФЗ «Об использовании атомной энергии»

[8] Порядок постановки запасов полезных ископаемых на государственный баланс и их списания с государственного баланса (утвержден приказом Минприроды России от 6 сентября 2012 г. № 265)

[9] Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Радиоактивные металлы (утверждены распоряжением Министерством природных ресурсов и экологии Российской Федерации от 5 июня 2007 г. № 37-р)

[10] Инструкция по гамма-каротажу при поисках и разведке урановых месторождений. — М: Министерство геологии СССР, 1987

[11] Водный кодекс Российской Федерации от 3 июня 2006 г. № 74-ФЗ

[12] СанПиН 2.6.1.2523-09 Нормы радиационной безопасности НРБ-99/2009

[13] СанПиН 2.6.1.07-03 Гигиенические требования к проектированию предприятий и установок атомной промышленности (СПП ПУАП-03)

[14] СП 2.1.5.1059-01 Гигиенические требования к охране подземных вод от загрязнения

[15] Трудовой кодекс Российской Федерации от 30 декабря 2001 г. № 197-ФЗ

[16] РД 07-113-96 Инструкция о порядке утверждения мер охраны зданий, сооружений и природных объектов от вредного влияния горных разработок

[17] ВНТП 1-92 Временные нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт (утверждены Минэнерго России от 8 декабря 1992 г.)

[18] Пособие по проектированию и монтажу жесткой армировки вертикальных стволов шахт и рудников (к СНиП II-94-80)

[19] Требования к содержанию проекта горного отвода, форме горноотводного акта, графических приложений к горноотводному акту и ведению реестра документов, удостоверяющих уточненные границы горного отвода (утверждены приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 9 декабря 2020 г. № 508)

[20] Перечень взрывчатых материалов, оборудования и приборов взрывного дела, допущенных к применению в Российской Федерации (утвержден приказом Ростехнадзора от 15 сентября 2011 г. № 537)

[21] СанПиН 2.2.1/2.1.1.1200-03 Санитарно-защитные зоны и санитарная классификация предприятий, сооружений и иных объектов

[22] РД 03-439-02 Инструкция по эксплуатации стальных канатов в шахтных стволах

[23] ВНТП 33-83/Минуглепром СССР Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. Раздел «Вентиляторные установки»

[24] Правила устройства электроустановок (ПУЭ) (утверждены Минэнерго России от 6 октября 1999 г.)

[25] Методические указания по разработке схем теплоснабжения (утверждены приказом Минэнерго России от 5 марта 2019 г. № 212)

[26] НПБ 105-03 Определение категорий помещений, зданий и наружных установок по взрывопожарной и пожарной опасности

[27] ФНП в области промышленной безопасности от 21 декабря 2021 г. Правила безопасной эксплуатации технологических трубопроводов

[28] Федеральный закон от 22 июля 2008 г. № 123-ФЗ «Технический регламент о требованиях пожарной безопасности»

[29] РД 03-151-97 Методические указания по обеспечению требований радиационной безопасности при добыче и переработке минерального сырья на предприятиях (организациях) горнорудной и нерудной промышленности, отнесенных к радиационно-опасным производствам

УДК 621.6.075:006.354 ОКС 27.120.30

Ключевые слова: нормы проектирования рудников, подземные горные выработки, уранодобывающее производство, проветривание рудников, проветривание подземных горных выработок, добыча урана

Редактор *Л.С. Зимилова*
Технический редактор *В.Н. Прусакова*
Корректор *Л.С. Лысенко*
Компьютерная верстка *Е.О. Асташина*

Сдано в набор 10.01.2024. Подписано в печать 08.02.2024. Формат 60×84⅛. Гарнитура Ариал.
Усл. печ. л. 18,60. Уч.-изд. л. 18,10.

Подготовлено на основе электронной версии, предоставленной разработчиком стандарта

Создано в единичном исполнении в ФГБУ «Институт стандартизации»
для комплектования Федерального информационного фонда стандартов,
117418 Москва, Нахимовский пр-т, д. 31, к. 2.

gost.e-ecolog.ru gost.e-ecolog.ru

gost.e-ecolog.ru