

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Сибирский государственный университет геосистем и технологий»
(СГУГиТ)

Т. М. Медведская, В. С. Писарев

ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА

Утверждено редакционно-издательским советом университета
в качестве практикума для обучающихся специальности
21.05.04 Горное дело (уровень специалитета)

Новосибирск
СГУГиТ
2022

УДК 622
М42

Рецензенты: доктор технических наук, профессор, СГУГиТ *А. А. Шоломицкий*
кандидат технических наук, ведущий инженер научно-технического отдела ООО «Новосибирский инженерный центр»
А. В. Владыкина

Медведская, Т. М.

М42 Основы горного дела : практикум / Т. М. Медведская, В. С. Писарев. – Новосибирск : СГУГиТ, 2022. – 91 с. – Текст : непосредственный.
ISBN 978-5-907513-23-5

Практикум подготовлен кандидатом технических наук, доцентом Т. М. Медведской и кандидатом технических наук, доцентом В. С. Писаревым на кафедре инженерной геодезии и маркшейдерского дела СГУГиТ.

В практикуме освещены вопросы, связанные с разработкой месторождений открытым и подземным способом, проектированием и строительством подземных сооружений, рудничной вентиляцией. Приведены теоретические основы горного дела, основные понятия и определения, а также практические рекомендации по выполнению лабораторных работ.

Практикум по дисциплине «Основы горного дела» предназначен для обучающихся по специальности 21.05.04 Горное дело (уровень специалитета).

Рекомендован к изданию кафедрой инженерной геодезии и маркшейдерского дела, Ученым советом Института геодезии и менеджмента СГУГиТ.

Печатается по решению редакционно-издательского совета СГУГиТ

УДК 622

ISBN 978-5-907513-23-5

© СГУГиТ, 2022

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	4
Лабораторная работа № 1. Открытые способы разработки месторож- дений	5
Лабораторная работа № 2. Основы подземных горных работ	45
Лабораторная работа № 3. Строительство подземных сооружений.....	60
Лабораторная работа № 4. Проветривание горных выработок.....	74
Библиографический список.....	87
Приложение.....	90

ВВЕДЕНИЕ

В учебном издании представлены темы, цели и задачи лабораторных занятий, краткий теоретический материал, задания, контрольные вопросы и методические рекомендации по выполнению лабораторных работ в объеме, определенном рабочим учебным планом дисциплины «Основы горного дела». Учебное издание нацелено на усвоение и закрепление теоретического материала, проверку знаний, формирование деятельностной составляющей профессиональных компетенций выпускников специальности 21.05.04 «Горное дело».

Цель практикума – методическое обеспечение организации и управления самостоятельной работой студентов в процессе выполнения лабораторных работ.

Задачи – определение содержания и порядка проведения лабораторных занятий по дисциплине «Основы горного дела», а также требований к результатам работы обучающихся.

Учебное издание обеспечивает:

- системное представление о целях, задачах и содержании практической составляющей учебной дисциплины «Основы горного дела»;
- организацию планомерной работы обучающихся по данному виду учебных занятий;
- возможность для обучающихся проводить самоконтроль качества обучения;
- развитие творческого подхода к решению задач профессиональной деятельности;
- закрепление знаний, умений, навыков и формирование профессиональных компетенций выпускников.

Лабораторная работа № 1

ОТКРЫТЫЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Цель работы: изучение карьерного способа разработки месторождений полезных ископаемых.

Задачи работы

1. Изучить терминологические аспекты открытых горных работ.
2. Освоить методику расчета основных параметров и производительности карьера.
3. Ознакомиться с комплексом карьерного оборудования.
4. Освоить методику определения параметров забоя одноковшового экскаватора и составления паспорта забоя.
5. Изучить методику определения производительности и парка экскаваторов и карьерного транспорта.

Перечень обеспечивающих средств

1. Учебно-методическая литература.
2. ПК.
3. ПО AutoCAD.
4. Видеоматериалы.
5. Нормативные документы и инструкции (электронный ресурс).
6. Задания для самостоятельного выполнения.

Требования к зачету

1. По результатам выполнения лабораторных работ оформляются отчеты.

Отчеты следует оформлять согласно требованиям СТО СГУГиТ на листах формата А4 с односторонней печатью, размер шрифта – 14 пт (Times New Roman), межстрочный интервал – 1,5 см; поля: левое – 2,5 см, правое – 1 см, верхнее и нижнее – 2 см, нумерация страниц по центру сверху.

Состав отчетов:

- титульный лист (приложение);
 - тема работы;
 - цели и задачи работы;
 - задание;
 - исходные данные;
 - ход выполнения работы и результаты;
 - ответы на контрольные вопросы;
 - заключение;
 - список литературы.
2. Защита отчетов устная.

Задание

1. Изучить теоретические материалы об открытых горных работах. Рассчитать основные параметры и производительность карьера по заданным условиям.
2. Выбрать оборудование и определить режим работы карьера.
3. Выполнить расчет параметров забоя экскаватора. Составить паспорт забоя одноковшового экскаватора.
4. Определить производительность и парк экскаваторов.
5. Рассчитать рабочий и инвентарный парк карьерного транспорта.
6. Ответить на контрольные вопросы по каждой теме работы.

Общие теоретические положения

Объектом открытых горных работ являются горные породы. Не все горные породы подходят для использования в народном хозяйстве, поэтому различают пустые горные породы и полезные ископаемые (ПИ). К ПИ относятся горные породы, добываемые для обеспечения строительства, хозяйственных нужд и научно-исследовательских целей. Все ПИ можно разделить на несколько видов:

- металлические (руды благородных, черных, цветных, радиоактивных и редких металлов);
- неметаллические (сырье для металлургической, химической, пищевой и других промышленности: доломиты, графиты, магнезиты, огнеупор-

ные глины, асбест, тальк, слюда, алмазы, апатиты, сера, мышьяк, ископаемые соли и др.);

- строительные (мрамор, гранит, гравий, песок и др.);

- горючие (уголь, горючие сланцы, торф, нефть).

В зависимости от назначения ПИ к ним предъявляются определенные требования, которые объединяются понятием «качество».

Качеством ПИ называется совокупность свойств, определяющих степень пригодности и экономической эффективности его использования. Качество ПИ оценивается кондициями, которые устанавливаются на различных стадиях разведки, в процессе проектирования и разработки месторождения. Под кондициями понимается установленная норма, которой должна соответствовать поставляемая продукция. Отклонение от кондиций оценивается количественными и качественными потерями. Количественные потери характеризуют уменьшение объема добываемого кондиционного ПИ из-за частичного оставления его в недрах, просыпания при погрузочных работах, транспортировке и др. Качественные потери (разубоживание) показывают степень примешивания к кондиционному ПИ пустой породы или некондиционных сортов ПИ в процессе производства горных работ [1].

Количество ПИ в установленных границах (участка, месторождения, района, бассейна и др.) называется запасами ПИ. Различают балансовые и забалансовые запасы. Балансовыми называются запасы, удовлетворяющие требованиям современных кондиций, и разработка которых экономически целесообразна. Забалансовыми называются запасы, разработка которых в настоящее время экономически невыгодна вследствие малого количества, сложных условий разработки, низких кондиций ПИ. В процессе разработки месторождения из-за несовершенства технологии добычи и особенностей залегания часть запасов теряется, что учитывается на стадии проектирования карьера к разработке как проектные потери. К проектным потерям относится часть балансовых запасов, проектируемая к безвозвратному оставлению в недрах. Оставшаяся часть балансовых запасов, подлежащая извлечению из недр за время существования карьера, называется промышленными запасами.

Скопление ПИ в недрах или на поверхности земли называется залежью. Залежь характеризуется положением относительно земной поверхности, углом падения, мощностью, формой и строением.

Пустые породы, покрывающие или вмещающие ПИ и разрабатываемые открытым способом, называются вскрышными породами или вскрышей, а совокупность вскрышных пород и ПИ – горной массой [2].

Горные породы, являющиеся объектом открытых разработок, делятся на коренные, залегающие в толще земной коры по месту своего образования, и на покрывающие их наносы – породы измельченные, переотложенные или перенесенные. Кроме этого, указанные горные породы разделены на группы с определенным диапазоном свойств:

- скальные породы, предел прочности которых на одноосное сжатие ($\sigma_{сж}$) более 50 МПа (граниты, базальты, габро, известняк и др.);
- полускальные с $\sigma_{сж} = 20\text{--}50$ МПа (мергель, алевролит, аргиллит, уголь и др.);
- разрушенные, искусственно или естественно измененные скальные и полускальные породы;
- плотные с $\sigma_{сж} = 5\text{--}20$ МПа (бурый уголь, мел, твердые глины и др.);
- мягкие с $\sigma_{сж} < 5$ МПа (супеси, суглинки, мягкие угли и др.);
- сыпучие (пески) [7].

На рис. 1.1–1.4 показаны примеры открытой разработки месторождений.



Рис. 1.1. Добыча гранита



Рис. 1.2. Карьер по добыче алмазов



Рис. 1.3. Добыча глины



Рис. 1.4. Добыча мела

Терминология на открытых горных работах

Открытые горные работы представляют собой комплекс работ, проводимый с земной поверхности для добычи ПИ и создания открытых горных выработок (котлованов и траншей). Способ разработки ПИ с применением таких работ называют открытым способом [10, 11].

Горное предприятие, которое разрабатывает месторождение открытым способом, называется карьером. Это административное понятие карьера. Кроме того, существует техническое понятие карьера как совокупности открытых горных выработок, необходимых для разработки месторождения.

В практике открытых горных работ в России карьеры, разрабатывающие угольные месторождения, называются разрезами, а россыпные – приисками.

Месторождение или его часть, разрабатываемая одним карьером, называется карьерным полем [5].

В результате производства горных работ при добыче ПИ образуется открытая полость – выработанное пространство. Выработанное пространство ограничивается дном карьера, бортами карьера и границами карьерного поля на поверхности.

Борт карьера представляет собой ступенчатые поверхности, состоящие из откосов и площадок уступов. В карьере выделяют рабочий борт, на котором предусматривается производство добычных работ, и нерабочий, на котором, как правило, организуются съезды в карьер [2].

Верхний контур карьера определяется линией пересечения его бортов с поверхностью земли, нижний контур – линией пересечения бортов карьера с его дном. Условная поверхность, проходящая через нижний и верхний контуры карьера, называется откосом борта карьера.

Угол борта карьера – это угол, образованный между линией откоса борта карьера и ее проекцией на горизонтальную плоскость.

Глубиной карьера считают вертикальное расстояние между его дном и усредненной отметкой земной поверхности. При проектировании карьера определяют его максимальную глубину, которую называют проектной глубиной карьера.

При открытой разработке месторождений добычные работы обычно выполняют по слоям (уступами), вследствие чего борта карьера приобретают ступенчатую форму.

Часть боковой поверхности карьера, имеющая форму ступени, называется уступом. В карьере различают рабочие и нерабочие уступы. Рабочие уступы предназначены для добычных работ, здесь производят работы по рыхлению, выемке и перемещению горных масс с помощью специального горного оборудования и машин. Параметрами откоса являются высота, угол откоса уступа, размеры нижней и верхней площадок, ширина заходки.

Поверхности, которые ограничивают уступ сверху и снизу, называют верхней и нижней площадкой уступа соответственно. Наклонная или вертикальная поверхность, ограниченная верхней и нижней площадками уступа вкrest его простирания по ширине, называется торцом уступа.

Вертикальное расстояние между верхней и нижней площадками уступа называется высотой уступа. Рабочей площадкой уступа или рабочим горизонтом карьера считается площадка уступа, на которой работает комплекс выемочно-погрузочных и транспортных средств. На нерабочем борте карьера устраиваются транспортные коммуникации (дороги). При этом площадка уступа, на которой они расположены, называется транспортной бермой [5].

Для повышения устойчивости нерабочего борта карьера и задержания осыпающихся кусков породы создаются специальные площадки между уступами, которые называются предохранительной бермой.

Поверхность уступа (торец, откос, верхняя площадка), служащая непосредственно объектом воздействия горных работ и перемещающаяся в результате этого воздействия, называется забоем. Другими словами, можно сказать, что забой – это место работы экскаватора.

Часть уступа по его ширине, разрабатываемая при неизменном положении забойного транспортного пути, называется заходкой. Заходка характеризуется высотой, шириной, длиной. Высота заходки соответствует высоте уступа, ширина – параметрам выемочного оборудования, длина – длине фронта работ уступа.

Фронтом работ уступа называется часть уступа по его длине, подготовленная для ведения горных работ, а суммарная протяженность фронта работ всех уступов – фронтом работ карьера.

Совокупность уступов, находящихся в одновременной разработке, называется рабочей зоной карьера.

Основной выработкой для разработки карьера является траншея. Траншея – это открытая горная выработка, которая имеет в поперечном сечении трапециевидную форму. Траншеи могут быть горизонтальными и наклонными. Для вскрытия месторождения и организации транспортной связи рабочего горизонта с земной поверхностью создаются наклонные траншеи, называемые капитальными траншеями. Для создания первоначального фронта работ создают горизонтальные траншеи, называемые разрезными.

Пустые породы и некондиционные ПИ перемещают в отвал (искусственная насыпь пустых пород). Отвалы, размещенные в выработанном пространстве карьера, называются внутренними отвалами, а вне его контуров – внешними отвалами [6].

Задание 1

Обоснование параметров и производительности карьера

Согласно исходным данным (выдаются преподавателем по вариантам) рассчитать основные параметры и производительность карьера. По полученным данным построить план и упрощенный поперечный разрез карьера на конец отработки.

К основным параметрам карьера относят конечную глубину (проектную глубину), размеры карьера (ширина и длина) по контуру на поверхности и по дну, углы откосов рабочего и нерабочего бортов карьера, объем горной массы в конечных контурах карьера и запасы ПИ.

Для обоснования расчетных параметров карьера необходимо вычислить средний коэффициент вскрыши и сравнить его с граничным. Средний коэффициент вскрыши – это отношение объема пустых пород к объему ПИ в конечных (проектных) контурах карьера. Граничный коэффициент вскрыши показывает максимально допустимое отношение вскрышных (пустых) пород к объему ПИ, при котором разработка данного месторождения будет экономически целесообразна. Средний коэффициент вскрыши должен быть меньше или равен граничному [15].

Технология выполнения работы

1. Определить углы погашения бортов карьера.

Углы погашения бортов карьера выбрать по табл. 1.1 в соответствии с коэффициентом крепости пород по шкале М. М. Протодяконова (в исходных данных).

Таблица 1.1

Углы погашения бортов карьера, град

Группа пород	Коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову	Угол падения залежи, град	Углы погашения со стороны	
			лежащего бока	висячего бока
1	более 8	более 55	40	55
		35–55	30	45
		20–35	20	30
2	2–8	более 55	40	45
		35–55	30	40
		20–35	20	30
3	до 2	любой	15	30

2. Найти конечную глубину карьера по формуле В. В. Ржевского.

$$H_K = \frac{K_{ГР}(m_{Г} - m_{П}) - m_{П}}{\text{ctg}\gamma_B + \text{ctg}\gamma_L}, \quad (1.1)$$

где H_K – глубина карьера, м;

$K_{ГР}$ – граничный коэффициент вскрыши, м³/м³;

$m_{Г}$ – горизонтальная мощность рудного тела, м;

$m_{П}$ – мощность прослоев пустых пород, м;

$\text{ctg}\gamma_B, \text{ctg}\gamma_L$ – углы погашения бортов карьера со стороны висячего и лежащего боков, град.

3. Определить длину и ширину карьера по верхнему контуру.

$$L_B = L_P + H_K(\text{ctg}\gamma_B + \text{ctg}\gamma_L), \quad (1.2)$$

$$B_B = m_{Г} + H_K(\text{ctg}\gamma_B + \text{ctg}\gamma_L), \quad (1.3)$$

где L_B – длина карьера по верхнему контуру, м;

L_P – длина рудного тела по простиранию, м (в исходных данных);

B_B – ширина карьера по верхнему контуру, м.

4. Начертить в масштабе в программе AutoCAD контуры карьера на конец отработки.

Карьер отобразить в двух проекциях: в плане и поперечном разрезе.

Размеры карьера по дну принять равными длине и горизонтальной мощности полезного ископаемого.

5. Вычислить запасы полезного ископаемого в контуре карьера.

$$V_P = (m_{Г} - m_{П}) \cdot (H_K - h_H) \cdot L_P, \quad (1.4)$$

где V_P – запасы полезного ископаемого в контуре карьера, м³;

h_H – мощность наносов, м.

6. Определить объем горной массы в контуре карьера.

$$V_{\text{г.м.}} = m_{\Gamma} \cdot L_{\text{P}} \cdot H_{\text{K}} + H_{\text{K}}^2 (L_{\text{P}} + m_{\Gamma}) \cdot \text{ctg} \gamma_{\text{cp}} + 1,05 \cdot H_{\text{K}}^3 \cdot \text{ctg}^2 \gamma_{\text{cp}}, \quad (1.5)$$

где $V_{\text{г.м.}}$ – объем горной массы в контуре карьера, м³;

γ_{cp} – средний угол откоса бортов карьера при погашении, град.

Величину γ_{cp} можно найти как среднее арифметическое из углов откоса бортов карьера со стороны висячего и лежащего боков залежи.

7. Найти средний коэффициент вскрыши и сравнить его с граничным.

$$K_{\text{cp}} = \frac{V_{\text{г.м.}} - V_{\text{p}}}{V_{\text{p}}} \leq K_{\text{гр}}, \quad (1.6)$$

где K_{cp} – средний коэффициент вскрыши, м³/м³.

Если условие не выполняется, то необходимо уменьшить глубину карьера до такой величины, при котором оно будет выполняться.

8. Вычислить производительность карьера по вскрыше и горной массе.

$$A_{\text{в}} = \frac{A_{\text{p}}}{\rho}, \quad (1.7)$$

$$A_{\text{г.м.}} = A_{\text{p}} \cdot (1 + K_{\text{cp}}), \quad (1.8)$$

где $A_{\text{в}}$ – годовая производительность карьера по вскрыше, млн. м³;

A_{p} – годовая производительность карьера по руде, млн т (в исходных данных);

ρ – плотность полезного ископаемого, т/м³;

$A_{\text{г.м.}}$ – годовая производительность карьера по горной массе, млн т.

Контрольные вопросы

1. На какие виды делятся горные породы по их пригодности к использованию в народном хозяйстве? Назовите виды полезных ископаемых.
2. Объясните понятие «качество полезного ископаемого».

3. Что понимается под кондициями полезного ископаемого? Как оцениваются отклонения от кондиций?

4. Поясните понятия «балансовые» и «забалансовые», «промышленные» запасы полезного ископаемого.

5. Что называют залежью и какие параметры ее характеризуют?

6. Какие породы называются вскрышными породами?

7. На какие группы согласно определенным диапазонам их свойств делятся горные породы?

8. Что называют карьером?

9. Как называется угольное месторождение, разрабатываемое открытым способом?

10. Как называют россыпное месторождение?

11. Что называют карьерным полем?

12. Чем ограничивается открытое выработанное пространство, образовавшееся в процессе горных работ по добыче полезного ископаемого?

13. Что такое борт карьера, и из чего он состоит?

14. Что называют откосом борта карьера?

15. Что называют уступом, и какие элементы он содержит?

16. Что называют рабочим горизонтом карьера?

17. Поясните понятия «транспортная» и «предохранительная» берма.

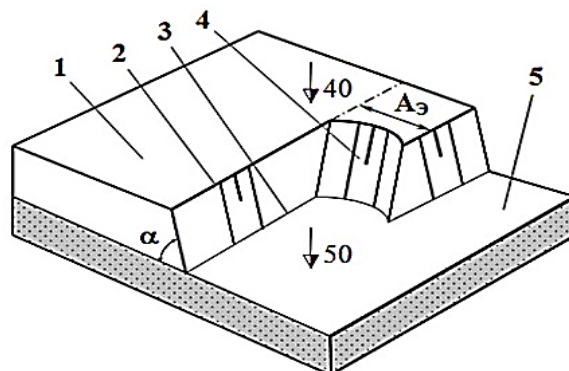
18. Что называют забоем?

19. Что такое заходка, и чем она характеризуется?

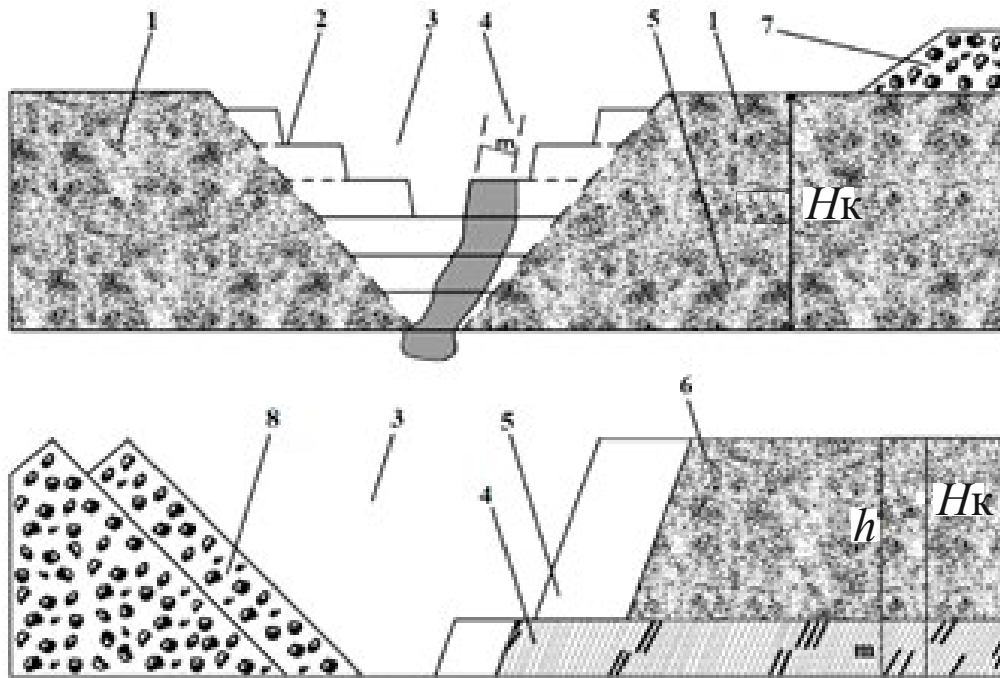
20. Что называют траншеей, и каких видов они бывают?

21. Как называется искусственная насыпь пустых пород или некондиционных полезных ископаемых?

22. Поясните рисунок:



23. Поясните следующий рисунок:



24. Что понимается под коэффициентом вскрыши? Перечислите виды коэффициента вскрыши. Поясните их.

Задание 2

Выбор оборудования и режим работы карьера

Основными машинами, используемыми на горных работах, являются экскаваторы, производительность которых зависит от конструктивных и технологических факторов, от качественных и количественных закономерностей изменения параметров экскаваторного забоя, от вида рабочего оборудования экскаватора и характера разрабатываемых пород.

Многим известны популярные в эксплуатации экскаваторы типа ЭКГ. Они представляют собой электрические полноповоротные машины (существуют модификации с первичным дизельным двигателем) со стандартным или удлиненным оборудованием (обозначаются дополнительно «УС» и «У») и предназначены для разработки и погрузки горной массы в приемные емкости транспортных средств и других специальных устройств на уровне стояния или выше уровня стояния экскаватора. Породы I и II категорий разрабатывают без предварительного рыхления с помощью буровзрывных работ, породы III категории и выше разрабатывают после рыхле-

ния (классификация пород – по единым нормам выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности).

Самый массовый экскаватор на сегодняшний день – это ЭКГ-5А (рис. 1.5) производства завода «Уралмаш».



Рис. 1.5. Экскаватор ЭКГ-5А

Базовую модель ЭКГ-5А с зубчато-реечным напором выпускают серийно с 1980 г. Данный экскаватор зарекомендовал себя надежной машиной, которая подходит для выемочно-погрузочных работ в разных горно-геологических условиях. Еще одним достоинством ЭКГ-5А можно считать несложную конструкцию, отсутствие дефицита на запчасти и комплектующие материалы, что позволяет оперативно выполнять ремонтные работы по устранению неполадок.

На следующем месте по популярности применения в горнодобывающей промышленности находятся экскаватор ЭКГ-8И Ижорского завода и его модификации ЭКГ-4У и ЭКГ-6,3УС. В 1987 году Ижорский завод перешел к производству экскаваторов нового типа – ЭКГ-15 и ЭКГ-10. На основе ЭКГ-10 и ЭКГ-15 разработаны разные модели экскаваторов

с удлиненным рабочим оборудованием (ЭКГ-5У, ЭКГ-8УС, ЭКГ-8У, ЭКГ-12,5УС).

Модель ЭКГ-12 (14) производства «Уралмаш» можно считать относительно новой и перспективной. На открытых горных работах используется несколько модификаций этого экскаватора: ЭКГ-12В с пневмоударными зубьями и ЭКГ-9УС с удлиненным рабочим оборудованием. Особенностью такой модели является жесткая двухбалочная рукоять, которая позволяет работать в забоях с тяжелыми скальными породами и с большими кусками взорванной горной массы. Главные механизмы экскаватора имеют индивидуальный регулируемый привод постоянного тока и цифровую систему управления, привод по системе «генератор – двигатель с тиристорным возбуждением».

Самым мощным экскаватором типа ЭКГ отечественного производства является экскаватор ЭКГ-20А завода «Уралмаш» с речным напором и двухбалочной рукоятью. Он предназначен для работы с большегрузным транспортом (грузоподъемностью не менее 170 т). Экскаватор ЭКГ-20 представлен на рис. 1.6.



Рис. 1.6. Экскаватор ЭКГ-20

Технология выполнения работы

1. Выбрать карьерный транспорт и модель экскаватора.

При заданном расстоянии транспортирования до 8 км (в исходных данных) принимать автотранспорт, более – железнодорожный транспорт.

На основе известной годовой производительности карьера по горной массе (рассчитанной ранее) необходимо определить емкость ковша экскаватора и грузоподъемность соответствующего транспортного оборудования по табл. 1.2 и 1.3.

По емкости ковша и значению коэффициента крепости выбрать модель экскаватора (ЭКГ-3,2; ЭКГ-4,6 (5); ЭКГ-8И; ЭКГ-12,5; ЭКГ-20).

Таблица 1.2

Рациональные сочетания емкости ковша экскаватора
и грузоподъемности автосамосвалов

Годовая производительность карьера по горной массе, млн т	Емкость ковша экскаватора, м ³	Грузоподъемность автосамосвала, т
до 5	2–3	10–18
6–12	4–5	27–30
13–20	6–8	40–65
21–40	8–12	80–120
более 40	12–20	150–180 и более

Таблица 1.3

Рациональные сочетания емкости ковша экскаватора
и подвижного состава железнодорожного транспорта

Годовая производительность карьера по горной массе, млн т	Расстояние транспортировки, км	Емкость ковша экскаватора, м ³	Локомотив	Грузоподъемность думпкара, т
до 30	до 10	4–8	EL-1	82, 105
30–50	10–20	8–12	EL-1, ПЭ-2М, ПЭ-3Т, ЭПЭ-2	105, 180
более 50	Более 20	12–20	EL-10, ПЭ-2М, ПЭ-3Т, ОПЭ-2	105, 180

2. Выбрать тип бурового станка.

Тип бурового станка выбирать по табл. 1.4 на основе крепости пород по шкале М. М. Протоdjяконова с учетом производительности карьера.

Легкие станки типа 2СБШ-200 предназначены для выполнения работ в карьерах, производительностью более 0,5 млн м³ в год и для бурения пород с коэффициентом крепости f от 6 до 14 по шкале М. М. Протодякова. При бурении этими станками наиболее эффективно применение долот диаметром 215,9 мм, однако в породах небольшой крепости используются также долота диаметром 244,5 мм.

Средние станки, из которых наиболее распространены СБШ-250МН, предназначены для применения на крупных карьерах (годовая производительность более 2,0 млн м³) для бурения пород практически всех категорий. Наиболее эффективны они в породах с коэффициентом крепости f от 8 до 16. При бурении используются долота диаметром 244,5 мм, однако применяют также долота диаметром 269,9 мм.

Тяжелые станки (СБШ-320-36) предназначены для применения на очень крупных карьерах (годовая производительность более 5 млн м³ в год). Наиболее эффективно применение этих станков в породах с коэффициентом крепости f от 14 до 20. В породах меньшей крепости себестоимость обустройства пород оказывается ниже у средних шарошечных станков. Для этих станков предназначены долота диаметром 320 мм.

Следует отметить, что станки 3СБШ-200-60 в основном применяются на угольных разрезах, а СБШ250МН – на предприятиях черной и цветной металлургии. Буровой шарошечный станок типа СБШ изображен на рис. 1.7.



Рис. 1.7. Буровой шарошечный станок СБШ

Мощному экскаватору, допускающему повышенную крупность кусков взорванной горной массы, должны соответствовать станки для скважин повышенного диаметра. Тип бурового станка следует выбирать по табл. 1.4.

Таблица 1.4

Рекомендуемые типы буровых станков

Способ бурения	Буровой станок	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова
Вращательное (шнековое)	СБР-125	2–5
	СБР-160	2–6
Шарошечное	2СБШ-200Н	6–12
	СБШ-250МН	8–14
	СБШ-320	14–16
Пневмоударное	СБУ-125	14–18
	СБУ-160	14–18

3. Определить режим работы карьера.

Рекомендуется выбрать режим работы карьера круглогодовым.

Для крупных месторождений при производительности более 25 млн т горной массы в год следует принять непрерывную рабочую неделю и три смены в сутки.

Для горного предприятия с годовой производительностью более 1,5, но менее 25 млн т горной массы – шестидневную рабочую неделю и две либо три смены в сутки.

При производительности карьера до 1,5 млн т горной массы в год – пятидневную рабочую неделю и две смены в сутки.

Продолжительность смены во всех случаях – восемь часов.

С учетом заданного климатического района по табл. 1.5 принять число рабочих дней карьера в течение года.

Таблица 1.5

Число рабочих дней в году, сут

Климатические районы	Продолжительность рабочей недели, сут		
	7	6	5
Средние	340	290	242
Северные	350	300	250
Южные	355	305	254

Контрольные вопросы

1. Что представляет собой комплекс карьерного оборудования?
2. Как выбрать основное горнотранспортное оборудование для карьера?
3. Какие параметры влияют на выбор модели бурового станка?
4. От чего зависит режим горных работ при карьерной разработке месторождений?

Задание 3

Расчет параметров забоя экскаватора

Задание:

1. Исследовать способы выемки пород и способы погрузки пород, продолжительность рабочего цикла, основные схемы работы мех. лопат, виды забоев, методы определения параметров забоя мехлопаты.
2. Выполнить расчет параметров забоя мехлопаты.
3. Составить паспорт забоя одноковшового экскаватора.
4. Ответить на контрольные вопросы.

Технология выполнения работы

1. Изучить схемы работы мехлопат в разных забоях.
2. Изучить исходные данные по варианту.
 - 2.1. Дать характеристику разрабатываемых пород по категории трудности экскавации.
 - 2.2. Описать рабочие характеристики экскаватора, выбранного в п. 1 задания 2. В отчете представить технологические параметры экскаватора, вставить фото.
 - 2.3. Написать характеристики транспортного средства (выбранного в задании 2), показать на фото.
3. Рассчитать параметры забоя по исходным данным.
 - 3.1. Согласно заданию выбрать технологическую схему работы экскаватора.
 - 3.2. Рассчитать высоту уступа.
 - 3.3. Определить величину углов устойчивого и рабочего откосов уступа.

Углы устойчивого и рабочего откосов уступа определяют на основе результатов исследований физико-механических свойств горных пород. Для учебных расчетов значения углов откосов уступов принять по табл. 1.6.

Таблица 1.6

Угол откоса уступа и рекомендуемая ширина призмы обрушения, м

Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова	Угол откоса, град		Высота уступа			
	устойчивого уступа	рабочего уступа	10	12	15	20
2–6	35	45	4	5	6	8,5
7–10	60	70	3	3	3,5	4,5
10–14	65	75	3	3	3	4
15–20	75	85	3	3	3	4

3.4. Рассчитать ширину заходки.

3.5. Рассчитать ширину рабочей площадки.

4. По выполненным расчетам, используя возможности САПР (AutoCAD), построить паспорт забоя работы экскаватора в двух проекциях, в масштабе (подобрать вертикальный и горизонтальный масштаб для своего варианта, чтобы паспорт был оформлен на листе А4).

Теоретические положения

1. Экскавируемость горных пород. При выборе типа выемочной машины для конкретных горнотехнических условий необходимо учитывать ее соответствие параметрам забоя и физико-техническим характеристикам разрабатываемой породы. Главной физико-технической характеристикой выемочных машин является экскавируемость пород. Для сопоставления пород по экскавируемости используется относительный показатель трудности экскавации породы [15].

Трудность экскавации горных пород оценивается в зависимости от их петрографической характеристики, объемного веса горной массы при естественной влажности в массиве и удельного сопротивления черпанию.

В соответствии с этими характеристиками классификация горных пород по **трудности экскавации** предусматривает их деление на следующие категории:

I категория пород разрабатывается без предварительного рыхления. Это, например, торф и растительный грунт, песок, лессовидные суглинки, алевролиты со средней расчетной величиной объемного веса $1,6 \text{ м}^3/\text{т}$ и удельного сопротивления черпанию $0,6 \text{ кг}/\text{см}^3$;

II категория – может разрабатываться без предварительного рыхления и включает, например, бентонитовые глины, слабые бурые и каменные угли, мел и др. с объемным весом $1,8 \text{ м}^3/\text{т}$ и со средней расчетной величиной удельного сопротивления черпанию $1,5 \text{ кг}/\text{см}^3$;

III категория пород предусматривает их частичное рыхление взрыванием (взрывание на встряхивание пород). Это, например, туфы, крепкие угли, сланцы и плотные глины, известняки и другие породы с объемным весом $2 \text{ м}^3/\text{т}$ и со средней расчетной величиной удельного сопротивления черпанию $2,5 \text{ кг}/\text{см}^3$;

IV категория пород требует сплошного взрывания на рыхление. Это крепкие породы и руды с объемным весом $2,5 \text{ м}^3/\text{т}$ и со средней расчетной величиной удельного сопротивления черпанию $3,25 \text{ кг}/\text{см}^3$;

V категория включает крепкие породы и руды с объемным весом $3,5 \text{ м}^3/\text{т}$ и средней расчетной величиной удельного сопротивления черпанию $4 \text{ кг}/\text{см}^3$ и также требует сплошного взрывания на рыхление.

Трудность экскавации горных пород влияет на коэффициент экскавации, который снижается с ростом категоричности горных пород по трудности экскавации для мехлопат (драглайнов): I – 0,91 (0,87); II – 0,84 (0,8); III – 0,7 (0,67); IV – 0,6 (0,57); V – 0,56.

2. Обоснование технологических схем выемочно-погрузочных работ одноковшовыми экскаваторами. Забой является рабочим местом экскаватора. Параметры и форма забоя зависят от параметров экскаватора и характеристики горной массы.

Наиболее распространенным типом выемочно-погрузочного оборудования на карьерах являются одноковшовые экскаваторы с мехлопатай. Различают следующие типы забоев мехлопат:

- торцевой (боковой);
- тупиковый (траншейный);
- фронтальный (продольный).

В практике открытых горных работ торцевой забой имеет наибольшее распространение, так как он обеспечивает высокую производительность экскаватора. Это связано с техническими характеристиками экскаваторов, которые имеют небольшой средний угол поворота на разгрузку (не более 90 градусов), а также с удобной подачей транспортных средств под погрузку и минимальными простоями при перемещении транспортных коммуникаций. Тупиковый забой применяют при проведении траншей. Фронтальный забой используют редко, в основном при разработке разнородных заходок. При этом типе забоя из-за большего среднего угла поворота экскаватора к разгрузке, малой ширины заходки, частого перемещения экскаватора и транспортной полосы производительность экскаватора является низкой.

Забой-площадку применяют при разработке горных пород выемочно-транспортирующими машинами типа бульдозер и скрепер.

Параметры забоя зависят от технологических параметров применяемых экскаваторов. Основными параметрами одноковшовых экскаваторов являются вместимость ковша, габариты, масса, преодолеваемый уклон, удельное давление и рабочие параметры. К рабочим параметрам экскаватора относят радиус, высоту черпания и разгрузки, глубину копания.

Схемы разработки забоев, их формы и размеры при выемке мягких и разрыхленных взрывом пород существенно различаются.

В мягких породах профиль забоя соответствует траектории движения ковша. Вследствие этого забой имеет крутой откос (угол откоса 70–80°), высота h_y разрабатываемого уступа по условию обеспечения безопасности не должна превышать максимальной высоты $H_{ч\max}$ черпания экскаватора.

При разработке скальных и полускальных пород высота рабочего уступа не должна превышать максимальную высоту черпания экскаватора $H_{ч\max}$ более чем в 1,5 раза.

При выемке взорванной горной массы должны быть предусмотрены дополнительные меры для предотвращения образования козырьков и нависей.

Минимальная высота уступа должна обеспечивать наполнение ковша за одно черпание. Для экскаваторов ЭКГ-5, ЭКГ-8 она находится в пределах 2,5–3,5 м. При работе в забоях с верхней погрузкой в транспортные средства высота уступа ограничивается высотой и радиусом разгрузки. Схемы работы мехлопат представлены на рис. 1.8 и 1.9.

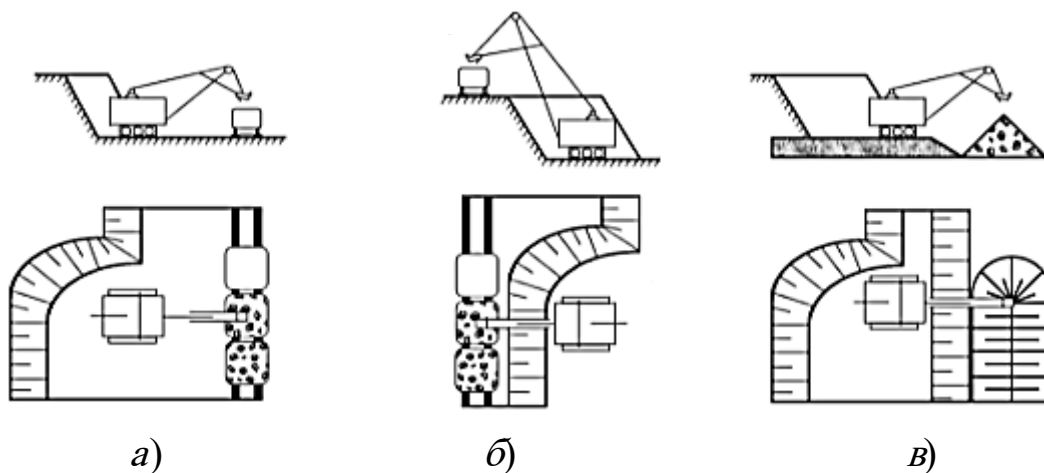


Рис. 1.8. Схемы работы мехлопат в торцовом забое с погрузкой горной массы в средства транспорта:

а) на горизонте установки экскаватора; б) выше горизонта установки экскаватора; в) с разгрузкой в отвал

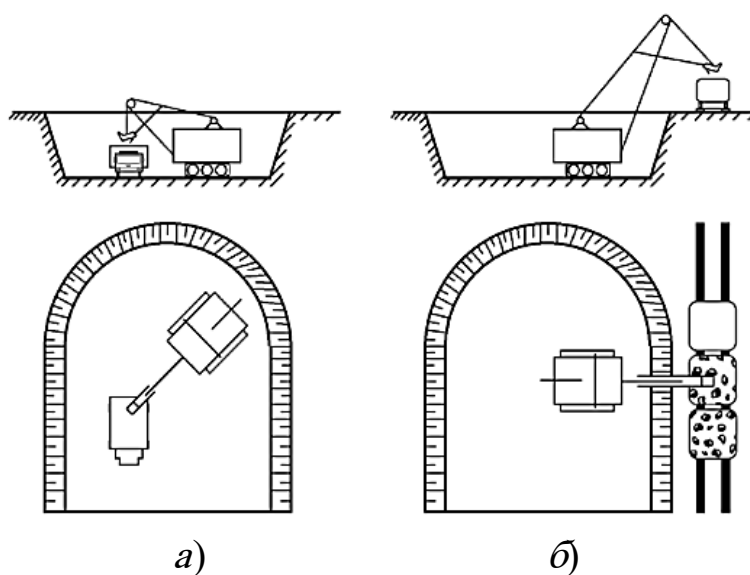


Рис. 1.9. Схемы работы мехлопат в траншейном забое:

а) с погрузкой горной массы в средства транспорта на горизонте установки экскаватора; б) выше горизонта установки экскаватора

Высота уступа в скальных грунтах для конкретного экскаватора зависит от кусковатости и связанности взорванной породы.

При нижней погрузке в сыпучих породах при определении высоты забоя H_z должно соблюдаться следующее условие – формула

$$H_3 < 1,15 \cdot H_{ч \max}, \quad (1.9)$$

где $H_{ч \max}$ – максимальная высота черпания ковша экскаватора.

В сыпучих мелкозсорванных породах, где отсутствует возможность их внезапного обрушения, высота забоя допускается до $1,5 H_{ч \max}$.

Высота уступа в мягких породах не должна превышать максимальной высоты черпания ковша экскаватора во избежание образования нависей и козырьков.

При верхней погрузке для расчета высоты уступа применяется следующая формула:

$$h_n = H_p - (h_{тр} + h_{\min}), \quad (1.10)$$

где H_p – высота разгрузки экскаватора, м;

$h_{тр}$ – высота борта автосамосвала (или вагона), м;

$h_{\min}$ – минимальное безопасное расстояние между ковшом и бортом транспортного средства, 0,5 м.

Ширина забоя в скальных хорошо взорванных породах зависит от высоты уступа:

а) *при низких уст* *улах* ширина забоя определяется по формуле

$$B = R_{ч.у.} + R_p - C, \quad (1.11)$$

где B – ширина развала породы, м;

$R_{ч.у.}$ – радиус черпания экскаватора на уровне стоянки, м;

R_p – радиус разгрузки экскаватора, м;

C – расстояние от нижней кромки развала до оси погрузочного пути (не менее 3 м);

б) *при средних и высоких уст* *улах*, формула:

$$B = R_{ч.у.} + R_p - C + A, \quad (1.12)$$

где A – ширина заходки по целику, м.

При средних и высоких уступах развал взорванной породы погружают за два прохода экскаватора. Тогда ширина каждой заходки не должна превышать значения согласно формуле

$$B_1 = 1,7 \cdot R_{\text{ч.у.}} \quad (1.13)$$

Теперь можно сказать, что ширина развала, убираемого за два прохода экскаватора, вычисляется по формуле:

$$B = 2B_1 = 3,4 R_{\text{ч.у.}} \quad (1.14)$$

А ширина заходки по целику – по формуле

$$A = 2,4 R_{\text{ч.у.}} + C - R_p \quad (1.15)$$

Ширину заходки в торцевом (боковом) забое определяют по формуле

$$A = (1,5 \div 1,7) \cdot R_{\text{ч.у.}} \quad (1.16)$$

3. Расчет параметров траншейного забоя. При проведении траншей используется как автомобильный, так и железнодорожный транспорт.

К основным параметрам траншейного забоя относятся:

- ширина траншеи по дну;
- глубина траншеи;
- углы откоса;
- место расположения экскаватора.

Ширина траншеи по дну зависит от радиуса черпания экскаватора, определяется по формуле

$$B_T = 2 \cdot R_{\text{ч.у.}} \quad (1.17)$$

Углы откосов уступа принимаются в следующих пределах:

- в мягких породах:
рабочий $\alpha = 45^\circ$; устойчивый $\alpha_y = 35^\circ$;

– в массиве коренных пород:

рабочий $\alpha = 75^\circ$; устойчивый $\alpha_y = 60^\circ$.

По хорошо взорванным породам углы откосов уступа принимаются | в следующих пределах:

рабочий $\alpha = 50^\circ$; устойчивый $\alpha_y = 40^\circ$.

При определении ширины рабочей площадки в траншейном забое следует стремиться к тому, чтобы ее ширина была минимальной. Чем меньше ширина рабочей площадки, тем больше угол откоса рабочего борта и меньше текущий коэффициент вскрыши, а это, в свою очередь, приводит к снижению себестоимости добычи единицы ПИ.

4. Расчет ширины рабочей площадки в боковом забое при использовании автомобильного транспорта. При использовании на открытых горных работах автомобильного транспорта ширину рабочей площадки вычисляют по формулам:

по рыхлым породам

$$\text{Ш}_{\text{рП}} = A + C_2 + E + C_1 + \Pi_{\text{э}} + b_{\text{П}}, \quad (1.18)$$

по взорванным породам

$$\text{Ш}_{\text{рП}} = B_p + C_2 + E + C_1 + \Pi_{\text{э}} + b_{\text{П}}, \quad (1.19)$$

где C_2 – расстояние от нижней бровки уступа до оси транспортной полосы, м;

E – расстояние между осями автомобильных дорог, м;

C_1 – расстояние от оси автодороги до полосы размещения устройств электроснабжения, м;

$b_{\text{П}}$ – ширина призмы возможного обрушения, м;

B_p – ширина развала взорванной породы (если погрузка взорванной породы осуществляется за два прохода экскаватора, то ширина развала принимается кратной двум проходам экскаватора $B = 2 B_1 = 3,4 R_{\text{ч.у.}}$).

Рабочие параметры экскаваторов типа ЭКГ представлены в табл. 1.7.

Таблица 1.7

Рабочие параметры экскаваторов

Параметры	Марка экскаватора							
	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-8УС	ЭКГ-10	ЭКГ-12	ЭКГ-15	ЭКГ-20 А	ЭКГ-5У
Вместимость ковша, м ³	5,0	8,0	8,0	10,0	12,0	15,0	20,0	5,0
Максимальный радиус черпания, R _{чмах} , м	14,5	18,4	19,8	18,4	22,5	22,6	22,1	23,7
Максимальный радиус разгрузки, R _{рмах} , м	12,3	16,3	17,9	16,3	19,9	20,0	20,01	22,1
Максимальная высота черпания, H _{чмах} , м	10,3	13,5	17,6	1,5	15,1	16,4	17,9	22,2
Максимальная высота разгрузки H _{рмах} , м	6,7	8,6	12,5	8,6	10,0	10,0	11,5	17,5
Радиус черпания на горизонте установки экскаватора R _{ч.у.} , м	9,04	12,2	13,5	12,6	14,8	15,6	15,2	14,5
Радиус вращения кузова R _к , м	5,0	7,8	7,8	7,7	10,0	10,0	9,6	7,78
Радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки R _р , м	11,8	15,6	16,5	15,4	19,5	19,5	15,2	18,6
Частота вращения поворотной платформы, мин ⁻¹	3,0	2,8	2,8	2,8	2,6	2,8	2,5	2,8
Просвет под поворотной платформой, м	1,85	2,76	2,76	2,76	3,33	3,3	3,3	2,76
Ширина гусеничного хода, м	5,24	6,98	6,98	6,98	9,5	9,5	9,6	6,98

Параметры для расчета ширины рабочей площадки с применением автотранспорта выбрать по табл. 1.8.

Таблица 1.8

Параметры для расчета ширины рабочей площадки
с применением автотранспорта

Марка автосамосвала	C_2	E	C_1	P_3
БелАЗ-540А	3,5	5,0	3,0	3,0
БелАЗ-7548	3,5	5,5	3,0	3,0
БелАЗ-7509	5,0	6,5	3,5	3,0
БелАЗ-75191	7,0	7,0	4,0	3,0
БелАЗ-7521	9,0	9,0	5,0	3,0

5. Расчет ширины рабочей площадки в боковом забое при использовании железнодорожного транспорта. Ширину полосы готовых к выемке запасов принять здесь равной 3 м.

P – ширина рабочей площадки, м.

A – ширина заходки, м.

C_1 – расстояние от нижней бровки уступа (развала) до транспортной полосы, принимается от 2,5 до 3,5 м.

T – ширина транспортной полосы, м (при использовании железнодорожного транспорта на однопутных линиях $T = 6,5$ м, при двух смежных путях $T = 10,9$ м);

M – расстояние от линии электропередачи до кромки транспортной полосы, принять 3,5 м.

$d_{\text{в}}$ – ширина полосы для вспомогательного оборудования, принять от 6 до 7 м.

L – ширина резервной полосы запасов, принимать равной 3 м.

$d_{\text{п}}$ – ширина призмы возможного обрушения (табл. 3), м.

B – ширина развала взорванной горной массы, м.

6. Разработка паспорта забоя одноковшового экскаватора. Используя возможности САПР (AutoCAD) построить паспорт забоя работы экскаватора по расчетам, выполненным в предыдущем подразделе, применяя правила безопасности при построении паспортов в двух проекциях в мас-

штабе (подобрать вертикальный и горизонтальный масштаб для своего варианта, чтобы паспорт был представлен на листе А4). Пример чертежа траншейного забоя экскаватора типа ЭКГ-4У показан на рис. 1.10.

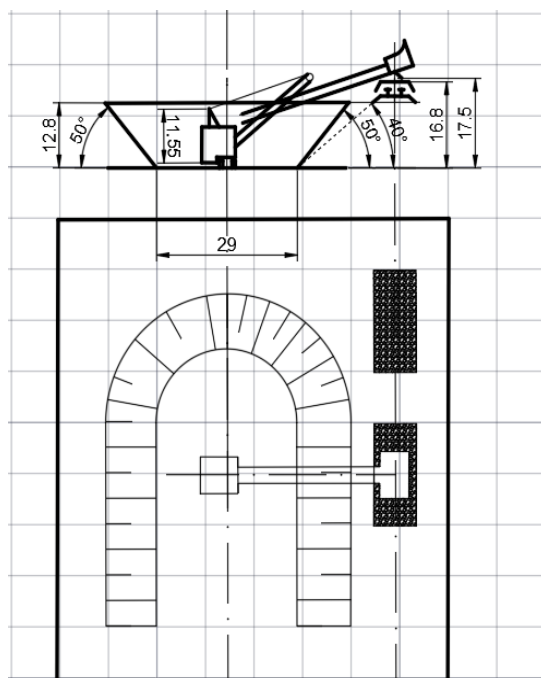


Рис. 1.10. Траншейный забой экскаватора ЭКГ-4У с верхней погрузкой

Паспорт забоя представляет собой чертеж горной выработки, в котором в масштабе отражается взаимосвязь параметров уступа и экскаватора с учетом требований правил безопасности (ПБ). Данный рабочий документ содержит техническую, технологическую и организационную информацию о забое, которая используется машинистами экскаваторов и водителями автосамосвалов. Поэтому ошибки в чертеже могут привести к аварийной ситуации или неэффективной работе горного оборудования.

Контрольные вопросы

1. На чем основывается выбор типа выемочной машины для работы в карьере?
2. Как оценивается трудность экскавации горных пород?
3. Как называется рабочее место экскаватора?

4. Назовите типы забоев. Какой тип забоя получил наибольшее распространение?
5. От чего зависят параметры забоя?
6. Назовите основные параметры одноковшовых экскаваторов.
7. Какое условие нужно соблюдать при расчете ширины рабочей площадки?
8. Что представляет собой паспорт забоя экскаватора?

Задание 4

Определение производительности и парка экскаваторов

Технология выполнения работы

1. Вычислить годовую эксплуатационную производительность экскаватора ($Q_{\text{э.г.}}$) по формуле

$$Q_{\text{э.г.}} = Q_{\text{см.п.}} \cdot N_{\text{см.э.}}, \quad (1.20)$$

где $Q_{\text{см.п.}}$ – сменная эксплуатационная производительность экскаватора, м³;
 $N_{\text{см.э.}}$ – число рабочих смен экскаватора в течение года для принятого режима работ горного предприятия.

Определить сменную эксплуатационную производительность экскаватора можно по формуле

$$Q_{\text{см.п.}} = \frac{3\,600 \cdot T_{\text{см}} \cdot E \cdot K_{\text{заб}} \cdot K_{\text{и}} \cdot K_{\text{н}} \cdot K_{\text{у}} \cdot K_{\text{пот}}}{t_{\text{ц}} \cdot K_{\text{р}}}, \quad (1.21)$$

где $Q_{\text{см.п.}}$ – сменная эксплуатационная производительность экскаватора, м³;
 $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, (8 ч);
 E – вместимость ковша (см. технические характеристики экскаватора);
 $K_{\text{заб}}$ – коэффициент влияния параметров забоя (принять от 0,7 до 0,9);
 $K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша (принять 0,75);
 $K_{\text{и}}$ – коэффициент использования экскаватора за смену (принять 0,70);

K_y – коэффициент управления (принять 0,95);

$K_{\text{пот}}$ – коэффициент потерь экскавируемой породы (принять 0,98);

$t_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла для угла поворота под погрузку 135° (принять по табл. 1.9);

K_p – коэффициент разрыхления пород в ковше (принять 1,4).

Таблица 1.9

Продолжительность цикла мехлопат при погрузке хорошо
взорванных скальных пород

Экскаваторы	Угол поворота под разгрузку, град		
	90	135	180
ЭКГ 5	22,8	24,9	27
ЭКГ 8И	25,6	28,6	31,8
ЭКГ 12,5	30,1	33,1	36,1
ЭКГ 20	28,1	31,1	34,2

Количество рабочих смен экскаватора определить по табл. 1.10.

Таблица 1.10

Количество рабочих смен экскаватора

Емкость стандарт- ного ковша экскаватора, м ³	Непрерывная рабочая неделя (по широтам)			Шестидневная рабочая неделя (по широтам)						Пятидневная рабочая неделя (по широтам)		
	в три смены			в две смены			в три смены			в две смены		
	север- ные	сред- ние	юж- ные	север- ные	сред- ние	юж- ные	север- ные	сред- ние	юж- ные	север- ные	сред- ние	юж- ные
до 2,5	780	820	835	465	480	490	665	695	710	380	395	405
2,5–5	765	800	820	460	475	485	650	680	700	375	390	395
8	745	780	795	455	470	475	640	665	680	-	-	-
12,5	740	770	785	450	465	470	630	665	670	-	-	-

2. Найти инвентарный парк экскаваторов по формуле

$$N_{\text{э.и.}} = \frac{1,15 \cdot A_{\text{т.м.}}}{\gamma \cdot Q_{\text{э.г.}}}, \quad (1.22)$$

где $N_{э.и.}$ – инвентарный парк экскаваторов, ед;

$A_{г.м.}$ – годовая производительность карьера по горной массе, т;

γ – плотность горных пород (в исходных данных), т/м³.

Полученное число округлить до целого.

Контрольные вопросы

1. Какие факторы влияют на сменную эксплуатационную производительность экскаваторов?
2. Как повлияет плохое качество взорванной горной массы (увеличение среднего размера куска взорванной породы, плохая проработка подошвы уступа) на эксплуатационную производительность выемочно-погрузочной машины?
3. От каких параметров зависит определение числа рабочих смен экскаватора в течение года?

Задание 5

Расчет рабочего и инвентарного парка карьерного транспорта

Технология выполнения работы

1. Для выбранного транспортного средства установить грузоподъемность и вместимость кузова
2. Рассчитать общую продолжительность транспортного цикла по формуле

$$T_{об} = t_n + t_{гр} + t_p + t_{пор} + t_{ож}, \quad (1.23)$$

где $T_{об}$ – затраты времени на полный оборот транспортного средства, ч;

t_n – продолжительность погрузки, ч;

$t_{гр}$ – время движения с грузом, ч;

t_p – затраты времени на разгрузку автосамосвала, ч;

$t_{пор}$ – время движения порожняка, ч;

$t_{ож}$ – время задержек в пути, ч.

Время, затраченное на погрузку, вычисляется на основе значения фактической грузоподъемности q_{ϕ} (т) (вместимости кузова (вагона) V_{ϕ} (м³)) локомотивосостава или автосамосвала:

$$t_{\Pi} = \frac{n_{\text{в}} \cdot q \cdot K_{\text{н.в.}}}{Q_{\text{э}} \cdot \gamma \cdot K_{\text{р.в.}}} \quad (1.24)$$

или

$$t_{\Pi} = \frac{n_{\text{в}} \cdot V \cdot K_{\text{н.в.}}}{Q_{\text{э}} \cdot K_{\text{р.в.}}}, \quad (1.25)$$

где q – паспортная грузоподъемность автосамосвала (вагона), т;
 V – паспортная вместимость кузова (вагона), м³;
 $K_{\text{н.в.}}$ – коэффициент наполнения кузова, $K_{\text{н.в.}} = 1,15$;
 $K_{\text{р.в.}}$ – коэффициент разрыхления породы в кузове, $K_{\text{р.в.}} = 1,1$;
 $n_{\text{в}}$ – количество вагонов в составе (при автотранспорте $n_{\text{в}} = 1$);
 $Q_{\text{э}}$ – эксплуатационная производительность экскаватора, м³/ч;
 γ – плотность горной породы (в исходных данных), т/м³.

Расчет ведут по формуле (1.24), если $\gamma > q/V$. В противном случае используют выражение (1.25).

Либо из полученных по формулам (2) и (3) значений выбирается меньшее.

Количество вагонов в составе (при автотранспорте $n_{\text{в}} = 1$) определяется по формуле

$$n_{\text{в}} = \frac{Q_{\Pi}}{q_{\phi}}, \quad (1.26)$$

где Q_{Π} – полезная масса поезда, т;

q_{ϕ} – фактическая грузоподъемность вагона.

В данной лабораторной работе количество вагонов в локомотивосоставе ($n_{\text{в}}$) принимать равным 8.

Время движения с грузом ($t_{гр}$) и время движения порожняка ($t_{пор}$), которые суммарно составляют время движения подвижного состава (автосамосвала), для укрупненных расчетов можно определить по формуле

$$t_{дв} = t_{гр} + t_{пор} = \frac{2 \cdot L_{тр}}{U_{ср}}, \quad (1.27)$$

где $t_{дв}$ – время движения, ч;

$t_{гр}$ – время движения с грузом, ч;

$t_{пор}$ – время движения порожняка, ч;

$L_{тр}$ – расстояние транспортировки (в исходных данных), км;

$U_{ср}$ – средняя скорость движения в обоих направлениях (табл. 1.11 для самосвалов; табл. 1.12 для поездов), км/ч.

Таблица 1.11

Скорость движения автосамосвалов и автопоездов (км/ч)

Тип дорог и покрытия	Автосамосвалы			Автопоезда	
	с механической трансмиссией	с электрической трансмиссией		дизельные	дизель-троллейбусы
	Грузоподъемность, т				
	до 20	27–45	75–120	45–120	65
Усовершенствованные капитальные (бетонные, цементно-бетонные, асфальто-бетонные)	30	28	30	22	32
Усовершенствованные облегченные (черный щебень на прочном основании)	28	25	28	20	30
Переходные (щебеночные, гравийные, грунтощебеночные укатанные с поверхностной обработкой)	25	22	25	16	16
Проезды в забоях и на отвалах (грунтощебеночные, грунтовые с выравнивающим щебеночным слоем)	16	14	16	12	12

Таблица 1.12

Скорость движения поезда, км/ч

Состояние железнодорожного пути	Скорость
Передвижные в карьерах и на плужных отвалах	15
Передвижные на экскаваторных отвалах	20
Стационарные пути на поверхности, локомотив-тепловоз	25
Стационарные пути на поверхности, локомотив-электровоз	30

Время задержек в пути, ожидание погрузки и разгрузки определяется по табл. 1.13 (для поездов) или 1.14 (для автосамосвалов).

Таблица 1.13

Время задержек на рейс локомотивосостава, мин

Расстояние перевозки, км	Вид груза	
	руда	порода
до 5	15	10
5,1–7,0	20	15
7,1–9,0	25	20
более 9	30	20

Таблица 1.14

Время задержек и маневров на рейс (по Гипроруде), мин

Наименование операций	Автосамосвал	Автопоезд
Развороты, маневры и ожидание на пунктах погрузки и выгрузки:		
– при тупиковой схеме проездов;	2	3
– при сквозной и петлевой схеме проездов	1	2
Задержки в пути на пересечениях и прочие неподвижные задержки при расстоянии транспортирования:		
– до 2 км;	1	1
– более 2 км	2	2

Время разгрузки определяется по формуле

$$t_p = n_v \cdot t_{p1}, \quad (1.28)$$

где t_{p1} – продолжительность разгрузки автосамосвала (или одного вагона), ч;

n_v – количество вагонов (для автосамосвала равно 1), ед.

Принять, что для одного вагона грузоподъемностью до 85 т $t_{pl} = 0,033$ ч, грузоподъемностью свыше 85 т – 0,042 ч, для автосамосвалов $t_{pl} = 0,017$ ч, автопоездов – 0,025 ч.

3. Определить сменную производительность транспортного средства по формуле

$$Q_m = \frac{T_{см} \cdot K_{и} \cdot n_{в} \cdot q_{ф}}{T_{об}}, \quad (1.29)$$

где Q_m – сменная производительность транспортного средства, т,

$K_{и}$ – коэффициент использования сменного времени, $K_{и} = 0,9$;

$T_{см}$ – длительность смены, ч;

$q_{ф}$ – фактическая грузоподъемность вагона (или автосамосвала).

Фактическая грузоподъемность вагона (или автосамосвала) $q_{ф}$ принимается согласно техническим характеристикам равной паспортной, $q_{ф} = q$, если $\gamma > q/V$, в противном случае определяется по формуле:

$$q_{ф} = V \cdot \gamma, \quad (1.30)$$

где V – паспортный объем кузова (вагона);

γ – плотность горной породы (в исходных данных), т/м³.

4. Рассчитать рабочий и инвентарный парк транспортных средств для карьера.

Методика расчета для локомотивов:

– определить рабочий парк локомотивов и вагонов, принимая организацию движения по открытому циклу, по следующим формулам:

$$N_{р.л.} = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_{г.м.}}{N_{р} \cdot n_{см} \cdot Q_{т}}; \quad (1.31)$$

$$N_{р.в.} = N_{р.л.} \cdot n_{в}, \quad (1.32)$$

где $N_{р.л.}$ – рабочий парк локомотивов, ед.;

$N_{р.в.}$ – рабочий парк вагонов, ед.;

N_p – количество рабочих дней в течение года, ед;

$n_{см}$ – число рабочих смен в течение суток, ед.;

Q_T – сменная производительность транспортного средства, т;

$A_{г.м.}$ – годовая производительность карьера по горной массе, т.

– рассчитать инвентарный парк локомотивов и вагонов, принимая организацию движения по открытому циклу по формулам:

$$N_{и.л.} = N_{р.л.} \cdot K_{р.л.}; \quad (1.33)$$

$$N_{и.в.} = N_{и.л.} \cdot n_{в.} \cdot K_{р.в.}, \quad (1.34)$$

где $N_{и.л.}$ – инвентарный парк локомотивов, ед.;

$N_{и.в.}$ – инвентарный парк вагонов, ед.;

$N_{р.л.}$ – рабочий парк локомотивов, ед.;

$n_{в.}$ – количество вагонов в составе, ед.;

$K_{р.л.}$ и $K_{р.в.}$ – коэффициенты резерва локомотивов и вагонов (табл. 1.15).

Полученное значение округлить до целого.

Таблица 1.15

Резерв подвижного состава

Локомотивы		Вагоны	
рабочий парк, ед.	коэффициент резерва	рабочий парк, ед.	коэффициент резерва
до 10	1,15	до 60	1,10
11–20	1,14	61–100	1,09
21–40	1,13	101–200	1,08
41–80	1,11	201–1 000	1,07
более 80	1,10	более 1 000	1,06

Методика расчета для автосамосвалов.

При закрытом цикле движения за экскаваторами закрепляется определенное количество самосвалов в течение смены, что дает высокую производительность, но применение ее возможно лишь тогда, когда имеется надежная работа выемочно-погрузочного и отвалообразующего оборудования для перевозки вскрышных пород и ПИ.

При открытом цикле происходит подача автосамосвала к экскаватору на погрузку каждый раз по команде диспетчера.

Рассчитать рабочий парк автосамосвалов:

– при организации движения *по открытому циклу* использовать формулу

$$N_{\text{р.а.}} = \frac{(1,15 \div 1,25) \cdot A_{\text{г.м.}}}{N_p \cdot n_{\text{см}} \cdot Q_m}, \quad (1.35)$$

где $N_{\text{р.а.}}$ – рабочий парк автосамосвалов, ед.;

N_p – число рабочих дней карьера в течение года, ед.;

$n_{\text{см}}$ – количество рабочих смен в течение суток, ед.;

Q_m – сменная производительность транспорта (автосамосвала), т;

$A_{\text{г.м.}}$ – годовая производительность карьера по горной массе, т;

– при *закрытом цикле* обслуживания использовать формулу

$$N_{\text{р.а.}} = \frac{Q_{\text{см.п.}} \cdot \gamma}{Q_T}, \quad (1.36)$$

где $N_{\text{р.а.}}$ – рабочий парк автосамосвалов, ед.;

γ – плотность горной породы (в исходных данных), т/м³;

$Q_{\text{см.п.}}$ – сменная производительность экскаватора, м³.

Определить суточный пробег автосамосвала по формуле

$$L_{\text{сут}} = \frac{2 \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{и}} \cdot L_{\text{тр}}}{T_{\text{об}}}, \quad (1.37)$$

где $L_{\text{тр}}$ – расстояние транспортировки (в исходных данных), км;

$K_{\text{и}}$ – коэффициент использования сменного времени подвижным составом, $K_{\text{и}} = 0,9$;

$T_{\text{об}}$ – время полного оборота транспортного средства, ч;

$T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч.

Округлить суточный пробег до ближайшего из табличных значений и найти коэффициент технической готовности G (табл. 1.16).

Таблица 1.16

Коэффициенты технической готовности автосамосвалов

Грузоподъемность, т	Суточный пробег, км				
	50	100	150	200	250
12–18	0,95	0,90	0,87	0,83	0,80
27–45	0,94	0,88	0,84	0,80	0,76
65–75	0,93	0,86	0,81	0,76	0,72
110–180	0,92	0,86	0,81	0,76	0,72

Вычислить инвентарный парк автосамосвалов по формулам:

– при открытом цикле

$$N_{\text{и.а.}} = \frac{N_{\text{р.а.}}}{G}, \quad (1.38)$$

– при закрытом цикле

$$N_{\text{и.а.}} = \frac{N_{\text{э.и.}} \cdot N_{\text{р.а.}}}{G}, \quad (1.39)$$

где $N_{\text{и.а.}}$ – инвентарный парк автосамосвалов, ед.;

$N_{\text{э.и.}}$ – инвентарный парк экскаваторов, ед.;

G – коэффициент технической готовности.

Полученное значение округлить до целого.

Контрольные вопросы

1. Перечислите виды карьерного транспорта и область их применения.
2. Чем карьерный транспорт отличается от обычного?
3. От каких параметров зависит продолжительность транспортного цикла?

4. Назовите факторы, которые влияют на сменную производительность подвижного состава.

5. Поясните способы организации движения колесного транспорта. Назовите преимущества и недостатки открытого и закрытого циклов.

6. Чем отличается расчет парка подвижного состава при открытом и закрытом циклах организации движения?

Лабораторная работа № 2

ОСНОВЫ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Цель работы: изучение подземного способа разработки месторождений полезных ископаемых.

Задачи работы

1. Изучить терминологические аспекты подземной разработки месторождений.
2. Ознакомиться с методикой подсчета промышленных запасов рудного месторождения по заданным условиям.
3. Освоить методику определения режима работы шахты и годовой производительности горного предприятия по горным возможностям.

Перечень обеспечивающих средств

1. Учебно-методическая литература.
2. ПК.
3. ПО AutoCAD.
4. Видеоматериалы.
5. Нормативные документы и инструкции (электронный ресурс).
6. Задания для самостоятельного выполнения.

Задание

1. Изучить теоретические материалы о подземной разработке месторождений.
2. Изучить исходные данные, кратко описать систему разработки.
3. Подсчитать промышленные запасы рудного месторождения по заданным условиям.
4. Определить годовую производительность горного предприятия по горным возможностям.
5. Определить режим работы шахты.

6. Рассчитать суточную и сменную производительность по выдаче руды.
7. Ответить на контрольные вопросы.

Общие теоретические положения

Подземный способ разработки месторождений широко используется во всем мире, несмотря на свою относительно высокую трудоемкость и затраты. Объясняется это возможностью добычи полезных ископаемых на большой глубине, отсутствием влияния климатических условий и минимальным ущербом окружающей среде от горных работ.

Подземная разработка месторождений полезных ископаемых (шахтная разработка) подразумевает добычу ПИ в недрах Земли без нарушения дневной поверхности путем проведения системы подземных горных выработок.

Подземная разработка месторождений включает три стадии:

- вскрытие;
- подготовка;
- очистная выемка.

Подземные горные работы относятся к категории особо опасных, поэтому их проведение регламентируется правилами безопасности – основными положениями промышленной безопасности. Государственный контроль за организацией горных работ, соблюдением ПБ и эксплуатацией недр осуществляет Ростехнадзор – Федеральная техническая служба Российской Федерации. Подземные горные работы представлены на рис. 2.1.



Рис. 2.1. Подземные горные работы

Согласно ПБ, при подземной разработке месторождений должно быть организовано не менее двух отдельных выходов на поверхность.

Для разработки месторождений создают горные предприятия, в состав которых могут входить шахты, рудники, карьеры и обогатительные фабрики.

Рудником называется горное предприятие, осуществляющее разработку месторождения на отведенном для него участке земли и состоящее из одной или нескольких производственных единиц – шахт, штолен, карьеров и вспомогательных цехов.

Шахта – самостоятельная производственная единица горного предприятия, осуществляющая добычу ПИ подземным способом в пределах отведенной для нее части месторождения. Часть месторождения, которая разрабатывается шахтой, называется **шахтным полем**.

Шахтное поле разделяется горизонтальными горными выработками на этажи.

Главными вскрывающими выработками шахты являются шахтные стволы и штольни.

Шахтный ствол – вертикальная или наклонная горная выработка, имеющая непосредственный выход на земную поверхность и предназначенная для обслуживания горных работ (подъема ПИ, спуска и подъема людей и грузов, для вентиляции и водоотлива).

Столбы оборудуются подъемными установками (подъемными сосудами). Кроме того, по столбам прокладываются трубы для воды и воздуха, электрические кабели и линии связи.

Столбы круглого сечения крепят бетонной или железобетонной крепью.

Столбы прямоугольной формы крепят деревянной или металлической крепью.

Глубина столбов определяется глубиной залегания ПИ и достигает 1–3 км.

Для связи между этажами сооружают столбы, не имеющие выхода на дневную поверхность, их называют **слепыми**.

Штольня представляет собой горизонтальную горную выработку, имеющую непосредственный выход на дневную поверхность, также она служит для перемещения ПИ, людей, грузов и организации проветривания.

Кроме главных вскрывающих выработок для вскрытия месторождения используют квершлаг и вспомогательные стволы.

Квершлаг – горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, пройденная по вмещающим (пустым) породам от ствола до ПИ вкрест его простирания и предназначенная для обслуживания горных работ (передвижения транспорта и людей, вентиляции, водоотлива и т. д.).

Подготовительные работы предполагают проведение горизонтальных и вертикальных горных выработок, которыми вскрытая часть месторождения разделяется на отдельные выемочные участки – этажи, блоки, панели, столбы.

Штрек – горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность. В отличие от квершлагов, штреки проходят по простиранию рудного тела, при этом, если штрек пройден по пустым породам, его называют *полевым штреком*, если в рудном теле – *рудным*. По назначению штреки подразделяют на откаточные (для транспорта ПИ или породы), вентиляционные (для отвода загрязненного воздуха) и для других целей (рис. 2.2).

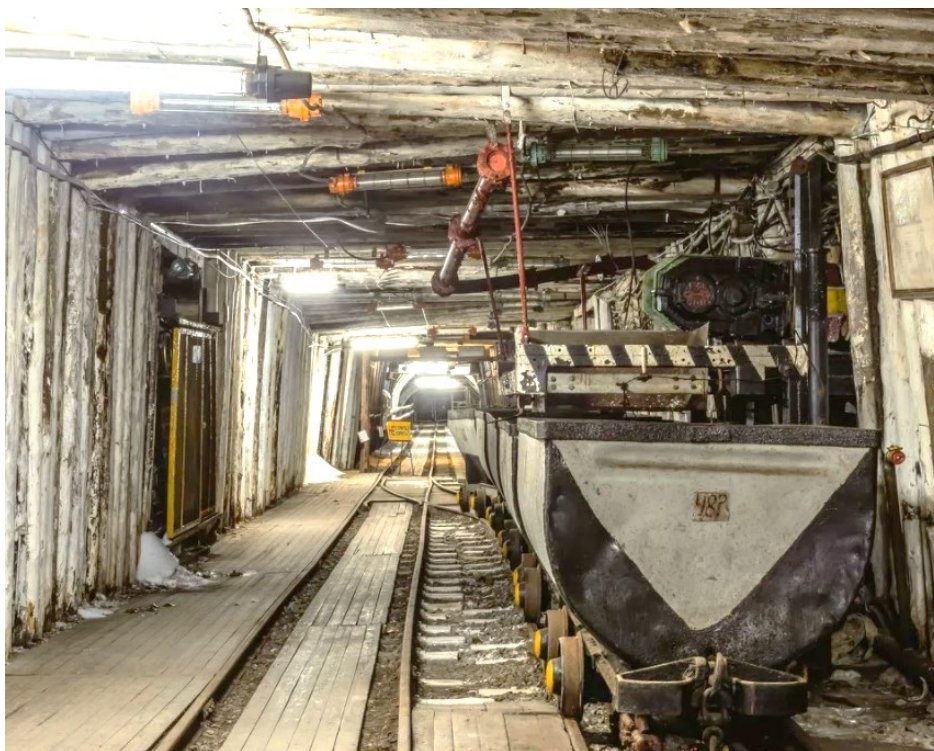


Рис. 2.2. Откаточный штрек

Орт – горизонтальная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на земную поверхность, проведенная по ПИ вкрест простирания залежи между ее висячим и лежачим боками. Орты соединяют со штреками и проводят только по мощным залежам ПИ.

Восстающий (гезенк) – вертикальная или наклонная горная выработка, не имеющая непосредственного выхода на поверхность и служащая для спуска ПИ, перемещения людей, спуска и подъема оборудования, вентиляции. В отличие от слепого ствола, по гезенку не поднимают пустые породы или руду. Они обычно имеют прямоугольную форму поперечного сечения. Восстающие проходят, как правило, между откаточными горизонтами, и их длина равна высоте этажа (от 40 до 80 м). Иногда гезенк обслуживает несколько этажей, и длина его достигает нескольких сотен метров.

Взаимное расположение подземных горных выработок показано на рис. 2.3.

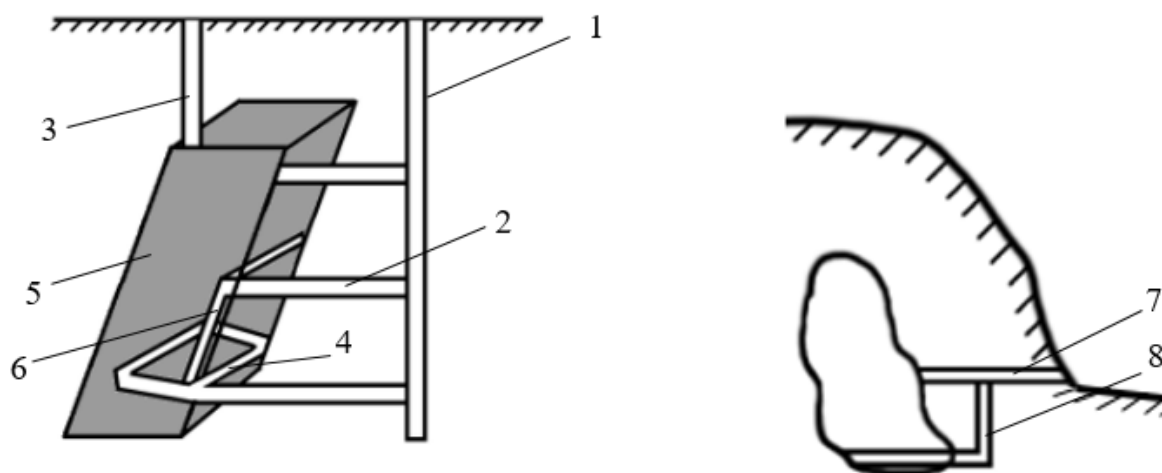


Рис. 2.3. Взаимное расположение подземных горных выработок:

1 – шахтный ствол; 2 – квершлаг; 3 – шурф; 4 – штольня; 5 – полезное ископаемое; 6 – гезенк; 7 – штольня; 8 – слепой ствол

Бремсберг – наклонная горная выработка, не имеющая выхода на земную поверхность, проводимая по пласту ПИ в направлении его падения. Эти выработки применяют только при пологом или наклонном залегании пластов. Они предназначены для перемещения добытого ПИ с вышележащего горизонта на нижележащий; бремсберги оснащают конвейерами или

другими транспортными установками; они могут использоваться также для подачи свежего воздуха с нижнего горизонта на верхний.

Шнур – выработка небольшого диаметра цилиндрической формы, которую выбуривают в горном массиве для размещения в ней заряда взрывчатого вещества или целей разведочных работ. Диаметр шнуров составляет от 30 до 40 мм, в некоторых случаях до 60 мм, длина от 1,5 до 5 м.

Камера – горная выработка, поперечные размеры которой незначительно отличаются от ее длины. Они служат для размещения оборудования, материалов, инвентаря и т. д. Различают камеры, проводимые по ПИ для его извлечения, и камерные выработки для размещения в них оборудования, материалов, механизмов, пунктов связи и медицинской помощи и т. п.

Уклон – наклонная выработка, не имеющая выхода на дневную поверхность, предназначенная для подъема ПИ. Уклон оснащается конвейерной установкой или канатным подъемом в вагонетках или скипах.

Скат – наклонная горная выработка, не имеющая выхода на поверхность, служащая для спуска грузов под действием собственного веса.

Печь – вспомогательная наклонная многоцелевая выработка, проводимая по ПИ и предназначенная для вентиляции, передвижения людей. Обычно печь соединяет две горизонтальные параллельные выработки.

Лавы – протяженная выработка (от 30 до 300 м) для выполнения очистных работ. Один ее бок представляет массив ПИ (забой лавы), а другой – обрушенные породы выработанного пространства, или стена закладочного материала. Лаву также называют длинным очистным забоем.

Очистная выемка подразумевает комплекс работ по извлечению ПИ из очистных забоев. В такие работы включены отбойка, погрузка и доставка ПИ из забоя до откаточного горизонта, а также поддержание выработанного пространства и управление кровлей.

Очистной забой – место массовой добычи ПИ (рис. 2.4).

Проведение (проходка) выработки – это комплекс работ, которые выполняют для создания вскрывающей или подготовительной выработки. Этот комплекс включает работы по разрушению и извлечению пород в пределах контура поперечной площади сечения выработки.

Основные проходческие операции при буровзрывной выемке – бурение, заряжание и взрывание шнуров, проветривание, уборка взорванной по-

роды, крепление выработки и настилка пути. К *вспомогательным операциям* относят устройство водоотводных канавок, подводку кабеля, наращивание труб для подачи сжатого воздуха и воды.



Рис. 2.4. Очистной забой

Определение промышленных запасов рудных месторождений. Расчет запасов ПИ выполняют способом сечений, а при выдержанных элементах – способом среднего арифметического.

Балансовые запасы B_p при выдержанных параметрах рудного тела определяют по формуле

$$B_p = S \cdot H \cdot m \cdot \gamma_p, \quad (2.1)$$

где B_p – балансовые запасы при выдержанных параметрах рудного тела, т;

m – средняя нормальная мощность рудной залежи, м;

γ_p – плотность руды, т/м³;

S – длина рудного тела по простиранию, м;

H – длина по падению.

При любом способе разработки месторождений практически неизбежны потери разведанных запасов. Обычно они достигают от 10 до 20 %,

иногда до 50 %. Кроме потерь при добыче происходит снижение качества руды вследствие примешивания вмещающих пород – *разубоживание*. Потери ведут к снижению прибыли от потерянной части ПИ, разубоживание приводит к росту непроизводительных затрат на добычу, транспортировку и переработку пустой породы.

К основным показателям, характеризующим полноту извлечения запасов, относят коэффициенты потерь и извлечения ПИ и коэффициент разубоживания. Отношение величины потерь к общему количеству погашенных балансовых запасов называется *коэффициентом потерь*, соответственно отношение количества извлеченных запасов к общему количеству погашенных балансовых запасов – *коэффициентом извлечения полезного ископаемого* (руды).

Величина коэффициентов извлечения и разубоживания зависит, в первую очередь, от принятой системы разработки. При ориентированных расчетах принимается по табличным значениям.

При проектировании предприятий по добыче твердых ПИ определяются промышленные запасы $Z_{пр}$ – это та часть балансовых запасов, которая должна быть извлечена из недр по проекту или плану развития горных работ (т. е. за вычетом проектных потерь).

Технология выполнения работы

Согласно исходным данным выполнить индивидуальное задание:

- изучить исходные данные, кратко описать систему разработки;
- подсчитать промышленные запасы рудного месторождения по заданным условиям;
- определить годовую производительность горного предприятия по горным возможностям;
- определить режим работы шахты;
- рассчитать суточную и сменную производительность по выдаче руды.

1. Подсчитать промышленные запасы руды в шахтном поле.

Для определения промышленных запасов необходимо подсчитать балансовые запасы B_p и эксплуатационные потери в целиках $P_{ц}$, определить коэффициент извлечения руды при выемке и коэффициент разубоживания.

На рис. 2.5 показаны параметры залегания рудного тела (линия простирания, линия падения, угол падения, истинная и горизонтальная мощность).

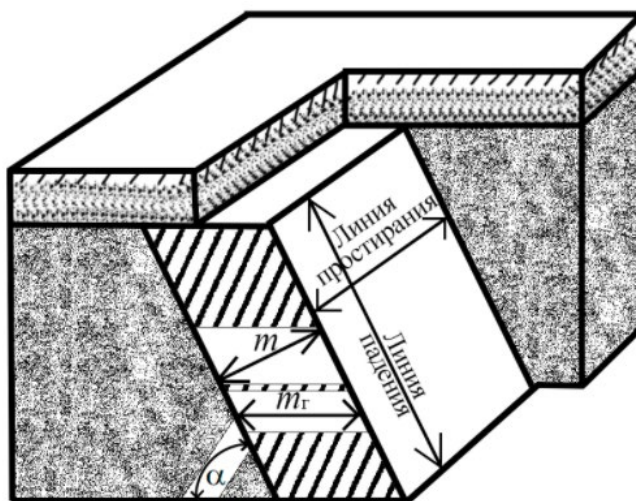


Рис. 2.5. Схема залегания рудного тела:

α – угол падения; m – истинная мощность; m_g – горизонтальная мощность

Определить балансовые запасы.

Балансовые запасы B_p при выдержанных параметрах рудного тела определяют по формуле

$$B_p = S \cdot H \cdot m \cdot \gamma_p, \quad (2.2)$$

где B_p – балансовые запасы при выдержанных параметрах рудного тела, т;

m – средняя нормальная (истинная) мощность рудной залежи, м;

γ_p – плотность руды, т/м³;

S – длина рудного тела по простиранию, м;

H – длина рудного тела по падению.

Определить коэффициент извлечения и разубоживания.

Величина коэффициентов извлечения и разубоживания зависит, в первую очередь, от принятой системы разработки (в исходных данных). При ориентированных расчетах принимается по табличным значениям (табл. 2.1).

Например, для камерно-столбовой системы разработки эксплуатационные потери составляют 15–25 % (см. табл. 2.1), средняя величина потерь

$(15 + 25) / 2 = 20 \%$, значит $K_{\Pi} = 0,20$. При этом разубоживание составляет 4–5 % (см. табл. 2.1), среднее значение 4,5 %, $r = 0,045$.

Таблица 2.1

Ориентировочные значения потерь и разубоживания
при различных системах разработки, %

Системы разработки	Потери	Разубоживание
Сплошные с естественным поддержанием выработанного пространства	5–10	4–5
Камерно-столбовые	15–25	4–5
Камерные с этажной и подэтажной отбойкой	10–15	5–10
С магазинированием и сплошной отбойкой	3–5	до 50*
Этажного обрушения	10–15	15–20
Подэтажного обрушения	10–15	10–20
Горизонтальных слоев с одной закладкой	0,5–4	2–3

* При отработке тонких жил.

Коэффициент извлечения определяют по формуле

$$K_{\text{и}} = 1 - K_{\Pi}, \quad (2.3)$$

где K_{Π} , $K_{\text{и}}$ – коэффициенты соответственно потерь и извлечения руды из недр.

Определить эксплуатационные потери.

Величина эксплуатационных потерь определяется по формуле

$$\Pi_{\text{ц}} = B_{\text{р}} \cdot K_{\Pi}. \quad (2.4)$$

Подсчитать промышленные запасы.

Промышленные запасы определяются по формуле

$$Z_{\text{пр}} = B_{\text{р}} - \Pi_{\text{ц}} \cdot K_{\text{и}} \cdot 1 / (1 - r). \quad (2.5)$$

2. Определить годовую производительность горного предприятия по горным возможностям.

При наклонном и крутом залегании ПИ годовая производительность рассчитывается с учетом скорости понижения горных работ. Для этого тре-

буется вычислить горизонтальную площадь залежи в шахтном поле (F_3), рассчитать среднее годовое понижение горных работ ($V_{\text{расч}}$) и поправочные коэффициенты на угол падения, мощность ПИ, применяемую систему разработки (K_1, K_2, K_3). Величина годового понижения показывает, насколько опустятся горные работы в среднем по всей горизонтальной эксплуатационной площади шахтного поля за год.

Горизонтальная эксплуатационная площадь ПИ определяется по следующей формуле:

$$F_3 = \frac{m}{\sin \alpha} \cdot S, \text{ м}^2, \quad (2.6)$$

где m – средняя мощность рудного тела, м (в исходных данных);

α – угол залегания рудного тела, град;

S – длина рудного тела по простиранию, м.

Расчетное годовое понижение очистной выемки $V_{\text{расч}}$:

$$V_{\text{расч}} = V_{\text{табл}} \cdot K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot N, \quad (2.7)$$

где $V_{\text{табл}}$ – величина годового понижения, которая показывает, насколько опустятся горные работы в среднем по всей горизонтальной эксплуатационной площади шахтного поля за год, принимается по табл. 2.2, 2.3, в зависимости от вида металлов;

K_1, K_2, K_3 – поправочные коэффициенты на угол падения, мощность рудного тела, применяемую систему разработки (табл. 2.4, 2.5, 2.6);

N – число этажей в одновременной работе (в исходных данных).

Полученное значение $V_{\text{расч}}$ округлить до целого.

Таблица 2.2

Годовое понижение горных работ для месторождений цветных металлов

Площадь рудного тела F_3 , тыс. м ²	Годовое понижение V , м/год
До 4	33–26
4–6	30–53
6–12	25–17
12–20	22–13
Более 20	15–9

Таблица 2.3

Годовое понижение горных работ для месторождений черных металлов

Площадь рудного тела F_{Σ} , тыс. м ²	Годовое понижение V , м/год
10–20	30–25
20–50	25–20
50–100	20–15
100–200	15–12
200–400	12–8

Таблица 2.4

Поправочный коэффициент на угол падения

Угол падения рудного тела α , град	Значение K_1
90	1,2
85	1,167
80	1,133
75	1,1
70	1,067
65	1,033
60	1,0
55	0,967
50	0,933
45	0,9
40	0,866
35	0,833
30	0,8

Таблица 2.5

Поправочный коэффициент на мощность рудного тела

Мощность рудного тела	Значение K_2
До 5	1,25
5–10	1,0
15–25	0,8
>25	0,6

Таблица 2.6

Поправочный коэффициент на применяемую систему разработки

Система разработки	K_3
Камерные, камерно-столбовые, с маганизированием руды, с обрушением руды и вмещающих пород (без профилактического заиливания)	1,0
С обрушением руды и профилактическим заиливанием	0,9
Сплошные	0,85
Система слоевого обрушения	0,8
Горизонтальные слои с закладкой	0,75

Годовую производительность при наклонном и крутом залегании ПИ можно вычислить по формуле

$$A = V_{\text{расч}} \cdot F_{\text{э}} \cdot \gamma_p \cdot \frac{(1 - K_{\text{п}})}{(1 - r)}, \quad (2.8)$$

где A – годовая производительность, т/год;

$V_{\text{расч}}$ – среднее годовое понижение горных работ, м/год;

$F_{\text{э}}$ – горизонтальная эксплуатационная площадь ПИ, м²;

$K_{\text{п}}$ – коэффициент эксплуатационных потерь;

r – коэффициент разубоживания, доли ед.;

γ_p – плотность руды, т/м³.

Сравнить полученные значения с нормативными целесообразными сроками существования горного предприятия, представленными в табл. 2.7.

Таблица 2.7

Минимальные сроки существования для рудников цветной металлургии

Производительность рудника, тыс. т/год	Условия строительства и эксплуатации		
	легкие	средние	тяжелые
10	10–11	12–13	14–18
200	12–13	14–17	18–20
300	14–15	17–20	21–23
500	16–18	20–23	24–26
750	18–20	22–25	27–30
1 000	20–22	24–28	30–33
Более 1 000	Более 22	Более 28	Более 33

При разработке пологих и горизонтальных залежей производственная мощность определяется исходя из числа действующих блоков, очистных забоев и производительности забоя по рудной массе.

3. Определить режим работы шахты.

Рекомендуется следующий режим работы шахты: продолжительность рабочей недели на подземных работах – 36 часов.

Для рудников цветной металлургии:

– число рабочих дней в году – 305;

– число рабочих смен в сутки – 3; в том числе на выдаче руды – 2;

– продолжительность рабочей смены – 6 часов.

Для рудников черной металлургии:

– число рабочих дней в году – 305;

– число смен в сутки по выдаче руды – 3.

Для подземных работ время между сменами должно быть не менее двух часов.

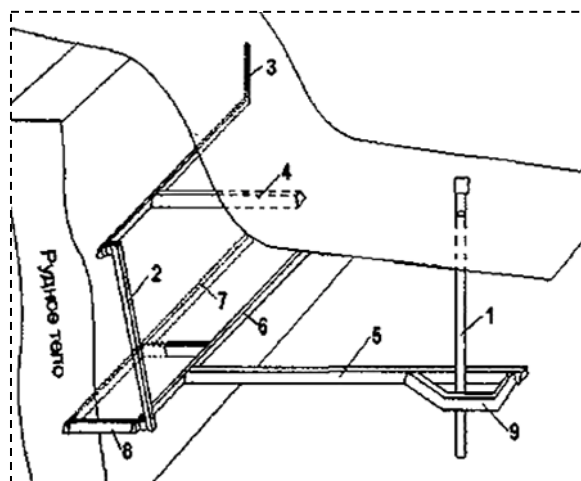
4. Рассчитать суточную и сменную производительность по выдаче руды.

Суточная и сменная производительность по выдаче руды рассчитывается на основании принятых годовой производительности и режима работы шахты (годовую производительность разделить на количество рабочих дней в году).

Контрольные вопросы

1. Назовите преимущества подземной разработки месторождения.
2. Объясните понятие «подземная разработка месторождений».
3. К какой категории по степени опасности относятся подземные горные работы, каким документом регламентируются и какой службой контролируются подземные горные работы?
4. Объясните понятия «шахта» и «рудник».
5. Назовите и поясните главные вскрывающие выработки при подземной добыче полезных ископаемых.
6. Чем оборудуются шахтные стволы?
7. Чем крепят шахтные стволы?
8. Охарактеризуйте горные выработки: квершлаг, штрек, орт, гезенк.
9. Как называется наклонная горная выработка без выхода на поверхность, проводимая по пласту ПИ в направлении его падения?
10. Что представляют собой камеры и для чего они используются?
11. Поясните понятие «шпур».
12. Как называется наклонная выработка без выхода на поверхность, предназначенная для подъема ПИ, чем оснащается данная выработка?
13. Как называется наклонная выработка без выхода на поверхность, предназначенная для спуска грузов под действием собственного веса?
14. Что такое лава?

15. Что представляет собой очистная выемка?
16. Поясните понятие «проходка выработки».
17. Поясните рисунок:



18. Как можно определить балансовые запасы при выдержанных параметрах рудного тела?
19. Что относят к основным показателям, характеризующим полноту извлечения запасов?
20. Объясните понятие «разубоживание».
21. Поясните применяемую систему разработки, указанную в исходных данных по варианту.

Лабораторная работа № 3

СТРОИТЕЛЬСТВО ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Цель работы: изучить методы и приемы строительной геотехнологии.

Задачи работы

1. Изучить теоретические материалы о строительной геотехнологии.
2. Изучить принципы определения размеров поперечного сечения и пропускной способности стволов шахт.
3. Освоить методику определения размеров поперечного сечения скипового и клетового стволов в свету по заданным условиям.
4. Освоить методику проверки выбранного сечения ствола на допустимую скорость движения воздуха согласно правилам безопасности.

Перечень обеспечивающих средств

1. Учебно-методическая литература.
2. ПК.
3. ПО AutoCAD.
4. Видеоматериалы.
5. Нормативные документы и инструкции (электронный ресурс).
6. Задания для самостоятельного выполнения.

Задание

1. Изучить теоретические материалы по теме.
2. На основе исходных данных выбрать подъемные сосуды и определить диаметр скипового (клетового) ствола.
3. Проверить расчетное сечение ствола на допустимую скорость движения воздуха.
4. Ответить на контрольные вопросы.

Общие теоретические положения

Строительная геотехнология входит в состав горных наук, ее научная составляющая требуется при проектировании, строительстве и реконструкции подземных сооружений, а также в период их эксплуатации для обеспечения надежности и долговечности.

Строительная геотехнология – это совокупность знаний о прочности, устойчивости и долговечности подземных сооружений, методах и закономерностях освоения подземного пространства недр.

Основными методами освоения подземного пространства являются:

- приспособление природных полостей (пещер, карстовых пустот);
- реконструкция, восстановление или модернизация существующих техногенных полостей (горных выработок, отработанных шахт и рудников, законсервированных объектов и т. п.) для их повторного использования в новом качестве;
- строительство новых подземных сооружений специального назначения (тоннели, подземные ГЭС и АЭС, горнодобывающие предприятия, городские комплексы и т. д.).

К главной задаче строительной геотехнологии относится научное обоснование и разработка технических и технологических решений для обеспечения эксплуатационной надежности и безопасности при освоении подземного пространства, а также при строительстве, реконструкции или восстановлении подземных объектов.

Строительство вертикальных стволов шахт.

В период строительства и реконструкции горных предприятий выполняют большие объемы строительно-монтажных работ по сооружению капитальных горных выработок и наземных зданий шахтного комплекса.

Наиболее сложными и трудоемкими считаются работы по проходке, креплению и оснащению вертикальных шахтных стволов, на долю которых приходится 20–25 % стоимости и 30–50 % общей продолжительности строительства.

На рис. 3.1 показан пример строительства шахтного ствола.

Вертикальные стволы шахт являются уникальными инженерными сооружениями по масштабу и сложности решаемых технических задач в период строительства и эксплуатации.



Рис. 3.1. Строительство шахтного ствола

В шахтном стволе различают *устье* – верхний участок ствола, выходящий непосредственно на земную поверхность; *зумпф* (отстойник) – нижнюю часть ствола, расположенную ниже горизонта околоствольного двора и служащую для сбора воды; и *оснужу часть* – от устья до зумпфа.

Добыча полезных ископаемых шахтным способом подразумевает ведение горных работ на больших глубинах в сложных горно-геологических условиях. Горные работы на многих шахтах сопровождаются выделением вредных и опасных газов, повышением температуры вмещающих пород, водообильностью, нередко случаи внезапных выбросов угля, породы и газов. Наиболее сложны строительные работы при сооружении выработок в обводненных и слабоустойчивых породах, когда требуются специальные способы проходки, мероприятия по водопонижению и упрочнению окружающих выработку пород.

В процессе проектирования строительства шахты или рудника большое внимание уделяют определению схемы проходки, вида и конструкции проходческого оборудования, которое понадобится разместить в стволе и на поверхности. Кроме того, в проекте учитываются схемы линий электропередач, системы связи, прокладки трубопроводов и мероприятия по водоподавлению.

Назначение стволов и их классификация.

Шахтные стволы подразделяются по назначению на главный и вспомогательный, а по типу подъемного устройства – на *скиповые* и *клетевые*. Главные шахтные стволы предназначаются в основном для подъема на земную поверхность ископаемого и чаще всего оборудуются скиповым подъемным устройством. Однако они могут использоваться и для передвижения людей, подъема пустой породы, спуска и подъема материалов и оборудования, для вентиляции и водоотлива.

Вспомогательные шахтные стволы предназначаются для передвижения людей, вентиляции, водоотлива, подъема породы, спуска закладочного материала и т. д.; в зависимости от основного назначения они именуются вентиляционными, породными и т. д. Вспомогательные шахтные стволы обычно оснащаются клетевым подъемом.

Часто стволы выполняют несколько функций одновременно. В этом случае их называют по главной из них.

На практике в современном строительстве чаще всего строят шахтные стволы круглой формы поперечного сечения. Данная форма более удобна для организации и механизации проходческих работ, а самое главное – обеспечивает наибольшую устойчивость вмещающих пород, лучше противостоит давлению горных пород и хорошо герметизируется.

Проектирование вертикальных стволов.

Как в рабочем проекте, так и в технико-экономическом обосновании особое внимание уделяется проектированию вертикальных шахтных стволов. Шахтные стволы проектируются на весь срок эксплуатации горного предприятия, поэтому данное сооружение должно иметь долгий срок безаварийной эксплуатации, отличаться высокой надежностью и безопасностью.

По поперечному сечению стволы могут быть разной формы, но в современной практике они проектируются преимущественно круглого сечения. Крепят стволы бетоном и железобетоном, а также чугунными или железобетонными тубингами. Для выбора вида крепи выполняют специальный анализ горно-геологических условий и расчет нагрузок на крепь. В основу расчетов нагрузок на крепь положена величина горного давления, которое неравномерно распределено по периметру ствола. Кроме требований к прочности и долговечности к крепи предъявляются требования водо-

непроницаемости, стойкости к агрессивной среде и определенных аэродинамических характеристик. В расчетах крепи должно учитываться, что при эксплуатации ствола притоки воды в него не должны превышать $5 \text{ м}^3/\text{ч}$, а температура воздуха не должна быть ниже $+2 \text{ }^{\circ}\text{C}$.

Проектирование строительства шахтных стволов начинают с определения размеров поперечного сечения.

Методика определения диаметра поперечного сечения шахтного ствола.

Чтобы определить диаметр поперечного сечения шахтного ствола, необходимо знать его назначение. Для подъема на поверхность полезного ископаемого по стволу, а также спуска и подъема людей и грузов, используются специальные подъемные сосуды – скипы и клетки. Размер скипового ствола зависит от производительности горного предприятия: чем больше производительность, тем больше скипы и их количество, соответственно больше диаметр шахтного ствола. Размер клетевых стволов, необходимого для спуска и подъема шахтеров, зависит от количества людей, одновременно работающих на шахте. Чем больше людей работает на горном предприятии, тем больше размеры и количество клеток и, соответственно, больше диаметр клетевых стволов. Таким образом, размеры стволов можно определить графическим путем, зная размеры всех размещаемых в нем элементов.

Для организации направленного движения скипов и клеток по стволу монтируют специальную либо канатную, либо жесткую армировку (рис. 3.2).



Рис. 3.2. Армировка шахтного ствола

Чаще всего на практике используется жесткая армировка, которая состоит из горизонтальных балок (*расстрелов*) и закрепленных на них вертикальных направляющих (*проводников*) для подъемных сосудов и противовесов.

Кроме того, к армировке относятся лестничные отделения, предусмотренные для аварийного выхода шахтеров на поверхность, а также крепежные приспособления для подвески труб и кабелей различного назначения. Поэтому при проектировании ствола и определении его размеров учитывается и армировка (типы проводников и расстрелов, размеры лестничного и трубокабельного отделений).

Габариты лестничных отделений зависят от размеров лазов в полках длиной 0,7 м и шириной 0,6 м при расстоянии основания лестниц от стенки ствола не менее 0,6 м согласно ПБ.

Размеры отделения для трубопроводов и кабелей определяются по их числу и размеру, с учетом способа их крепления к стволу.

Схемы армировки клетевых и скиповых стволов и подъемов показаны на рис. 3.3.

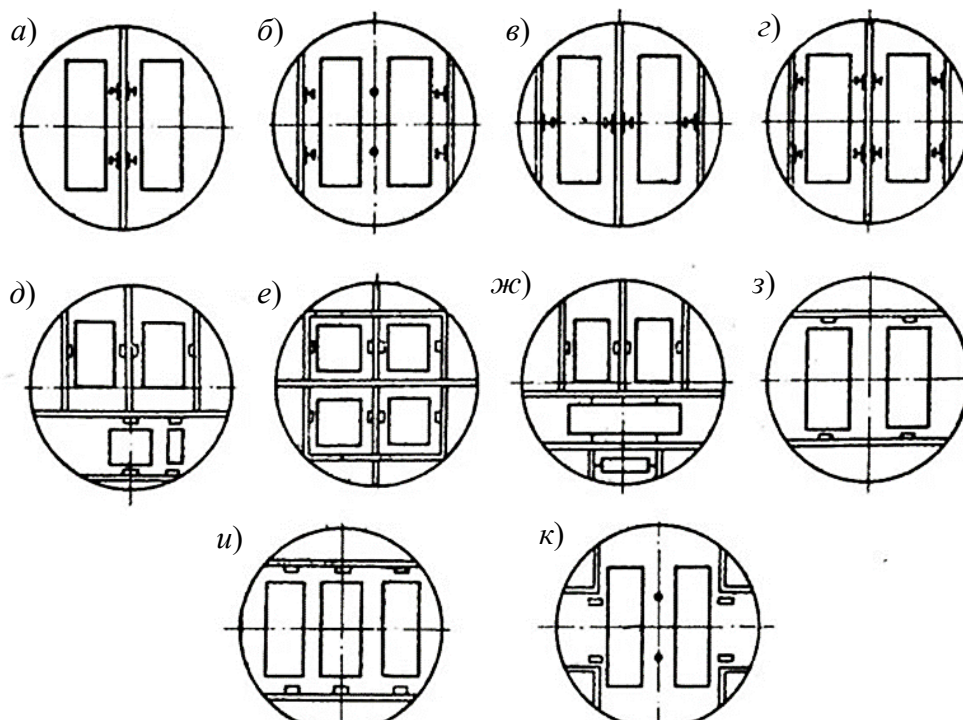


Рис. 3.3. Схемы армировки стволов:

a), б) одностороннее расположение проводников; в), з) двустороннее расположение проводников; з), и) лобовая схема; е) применение четырех боковых проводников; д), ж) комбинированная схема; к) консольно-распорная армировка

По известным размерам скипов и клетей, расстрелов, проводников, направляющих башмаков на подъемных сосудах, с учетом взаимного расположения и соблюдения необходимых зазоров между ними, графически в масштабе отображаются все запроектированные элементы ствола. Далее выбирают четыре или три наиболее выступающие точки, соединяют их, получая прямоугольник (или треугольник), описывают вокруг него окружность. Диаметр полученной окружности нужно округлить до ближайшей большей величины, кратной 0,5 м (типовые сечения: 5 м, 5,5 м, 6 м, 6,5 м, 7 м, 7,5 м, 8 м).

На шахтах с производственной мощностью до 1,5 млн тонн в год обычно сооружают стволы диаметром в свету от 6 до 6,5 м, при большей производительности от 2,5 до 3,5 млн тонн в год от 7 до 8 м. Стволы диаметром до 6 м проектируют для вентиляции, спуска материалов в шахту или как аварийный выход.

Стволы больших диаметров от 20 до 40 м применяют при строительстве обогатительных фабрик, насосных станций, в доменном производстве и на объектах специального назначения.

Выбранное сечение шахтного ствола необходимо проверить по скорости движения воздуха, которая регламентируется ПБ. Величина максимально допустимой скорости воздуха зависит от назначения ствола: для клетевых стволов, предназначенных для перемещения людей, она составляет 8 м/с, для скиповых стволов – 12 м/с, для вентиляционных стволов, не оборудованных подъемами, – 15 м/с.

Задание для самостоятельного выполнения

Согласно условиям индивидуального задания выбрать схему армировки, подъемные сосуды и определить диаметр скипового (или клетевых) ствола в свету (для решения задач использовать исходные параметры, полученные в расчетах в предыдущей лабораторной работе).

Определение диаметра поперечного сечения ствола выполнить графическим способом. Для этого изобразить в масштабе на чертеже все площади, занимаемые подъемными сосудами, лестничным отделением, трубами, армировкой с соблюдением зазоров между ними. Размеры зазоров принять по ПБ.

Технология выполнения работы

Определение диаметра скипового ствола

Задача: выбрать подъемные сосуды (для спуска и подъема грузов) и определить диаметр скипового ствола. Проверить выбранное сечение на допустимую скорость движения воздуха по стволу.

Исходные данные выдает преподаватель по вариантам.

1. Выбрать подъемные сосуды и определить диаметр скипового ствола.

По известному углу падения α и длине рудного тела по падению H_p (в исходных данных лабораторной работы № 2) рассчитываем длину скипового ствола $H_{ст}$, получаем высоту подъема сосудов: $H = H_{ст}$.

Определяем грузоподъемность подъемных сосудов (P) по формуле

$$P = \frac{K \cdot A (t_1 + t_2)}{3 \cdot 600 \cdot T \cdot N}, \quad (3.1)$$

где K – коэффициент неравномерности работы подъема, $K = 1,25$;

A – годовая производительность шахты, т/год (в лабораторной работе № 2);

t_2 – пауза между подъемами, $t_2 = 10$ с;

T – продолжительность работы подъемов в сутки, $T = 13,5$ ч;

N – количество рабочих дней в году (в лабораторной работе № 2);

t_1 – время движения скипов за один подъем по стволу, с:

$$t_1 = \frac{H}{V_c} + 25. \quad (3.2)$$

Здесь V_c – скорость движения скипов, м/с. Принять: $V_c = 0,8 \cdot \sqrt{H}, \frac{м}{с}$.

По расчетной грузоподъемности выбрать скип.

Параметрический ряд рудных скипов грузоподъемностью:

7 т – 5 м³;

13 т – 9,5 м³;

15 т – 11 м³;

20,5 т – 15 м³.

Габариты скипов приведены в табл. 3.1.

Например, если расчетная грузоподъемность составляет 8,4 т, то емкость согласно параметрическому ряду составляет 9,5 м³. Параметры выбранного скипа: длина 1 850 мм, ширина 1 540 мм.

Таблица 3.1

Габариты типовых скипов

Емкость скипов, м ²	Основные размеры, мм	
	длина	ширина по раме
5; 7; 9,5; 11	1 850	1 540
11; 15; 20	2 230	1 740
20; 25; 35	2 350	1 900
20; 25; 35	2 800	2 000

Далее выбрать схему армировки и изобразить чертеж в программе AutoCAD. В масштабе вычертить габариты выбранных для проекта подъемных сосудов, проектируемую схему армировки с учетом регламентируемых зазоров.

При проектировании армировки ствола зазоры в стволе между подъемными сосудами, расстрелами армировки и крепью принимают в соответствии с требованиями «Правил безопасности опасных производственных объектов, на которых используются подъемные сооружения», «Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах» и «Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом» с учетом возможного искривления ствола, допустимого радиального отклонения крепи ствола, общего отклонения осей армировки и ствола от проектного положения и допустимого отклонения яруса армировки.

Согласно ПБ, минимальный проектный зазор между габаритами подъемных сосудов и крепью стволов рекомендуется принимать равным 250 мм при глубине ствола до 800 м и 300 мм – при большей глубине (табл. 3.2).

Классификация крепей

Вид крепи	Вид и расположение армирования	Наименование зазора	Минимальная величина зазора, мм
Бетонная, кирпичная, тубинговая	Металлическая с одно- и двухсторонним расположением проводников	Между подъемными сосудами и крепью	250
Бетонная, кирпичная, тубинговая	Металлические и деревянные расстрелы, не несущие проводники	Между подъемными сосудами и расстрелами	150
Бетонная, кирпичная, тубинговая	Между подъемными сосудами расстрел отсутствует	Между двумя движущимися сосудами	200
Бетонная, кирпичная, тубинговая	Одностороннее, двухстороннее боковое и лобовое расположение проводников	Между расстрелами и выступающими частями подъемных сосудов, удаленных от оси проводников на расстояние 750 мм	40
Бетонная, кирпичная, тубинговая	Металлический и деревянный расстрел независимо от расположения проводников	Между наружной кромкой башмака подъемного сосуда и зажимным устройством для крепления проводников к расстрелам	15

После отображения подъемных сосудов и расстрелов выбрать четыре наиболее выступающие точки, соединить их и описать окружность, центром окружности будет точка пересечения диагоналей. Измерить диаметр окружности и округлить его до ближайшей большей величины, кратной 0,5 м.

2. Проверить принятое значение диаметра сечения скипового ствола на допустимую скорость движения воздуха.

Найти количество воздуха, м³/с, поступающее по стволу, по формуле

$$Q = \frac{q \cdot A_c \cdot K}{64}, \quad (3.3)$$

где q – необходимое количество воздуха на 1 т суточной добычи ПИ, м³/мин;
 A_c – суточная добыча ПИ, т/сут (рассчитана в лабораторной работе № 2);
 K – коэффициент, учитывающий утечки воздуха, $K = 1,45$.

Для негазовых шахт и шахт I категории $q = 1 \text{ м}^3/\text{мин}$, II категории – $q = 1,25 \text{ м}^3/\text{мин}$, III категории – $q = 1,5 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Расчетная скорость движения вентиляционной струи определяется по формуле

$$V_{\text{расч}} = \frac{Q}{S_{\text{СВ}} \cdot \mu} < V_{\text{ПБ}}, \quad (3.4)$$

где $S_{\text{СВ}}$ – площадь поперечного сечения скипового ствола в свету, м^2 (найти по известному диаметру);

μ – коэффициент, учитывающий наличие в стволе армировки и подъемных сосудов, для стволов круглой формы $\mu = 0,8$;

$V_{\text{ПБ}}$ – максимально допустимая по ПБ скорость движения воздуха, значение которой приведено в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Значения допустимой скорости воздуха

Горные выработки	Максимальная скорость воздуха, м/с
Вентиляционные скважины	Не ограничена
Стволы и вентиляционные скважины с подъемными установками, предназначенные для подъема людей в аварийных случаях, вентиляционные каналы	15
Стволы для спуска и подъема только грузов	12
Стволы для спуска и подъема людей и грузов	5

Принятое сечение должно удовлетворять требованиям технической эксплуатации.

Если условия не выполняются, то сечение шахтного ствола необходимо увеличить до такой величины, при которой условия будут выполняться.

Определение диаметра клетового ствола

Задача: определить диаметр ствола, оборудованного клетью для спуска-подъема людей. Проверить выбранное сечение клетового ствола на допустимую скорость движения воздуха по ПБ.

1. Определить диаметр клетового ствола.

Рассчитать продолжительность одного подъема для транспортировки шахтеров по стволу по формуле

$$t_1 = \frac{H_{cn}}{V_c} + t_n, \quad (3.5)$$

где V_c – скорость движения клетки (принять 12 м/с согласно ПБ);

t_n – продолжительность пауз, с.

На посадку и выход продолжительность пауз для 5 человек составляет 15 с, для 10 человек – 20 с, 15 – 25 с; 20 – 30 с; 30 – 40 с. К этому времени нужно прибавить 5 с на перемещение этажа клетки (когда используется многоэтажная клеть).

Максимально возможное количество подъемов за время T_c :

$$n = \frac{T_c}{t_1}. \quad (3.6)$$

Тип клетки выбирается с учетом количества шахтеров N , спускающихся в шахту за время T_c . Расчет площади пола клетки выполнить по формуле

$$S = \frac{N}{5 \cdot n}, \quad (3.7)$$

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

По рассчитанной величине площади пола выбрать вагонетки по табл. 3.4.

Таблица 3.4

Габариты типовых клеток

Тип и емкость вагонетки	Размеры клетки, мм		Скосы по углам
	длина	ширина	
ВГ-0,8; ВГ-1,4	2 550	1 022	90 × 90
ВГ-1,6	3 000	1 022	90 × 90
ВГ-2,5 или ВД-2,5	3 600	1 400	125 × 125
ВГ-4,0; ВГ-3,3; ВД-3,3; ВД-5,6	4 000	1 500	200 × 200

Например, по расчетам получили $S = 7,14 \text{ м}^2$, тогда требуемая площадь пола клетки может быть обеспечена применением двухэтажной клетки с размерами пола $4,0 \times 1,5 \text{ м}$. В одном этаже такой клетки может одновременно перевозиться 30 человек за $t_n = 45 \text{ с}$.

На следующем этапе работ выполнить графическое построение поперечного сечения ствола, как показано на рис. 3.4.

По трем наиболее выпирающим точкам проводим окружность и определяем ее диаметр.

Полученный диаметр округляем до ближайшей большей величины, кратной 0,5 м.

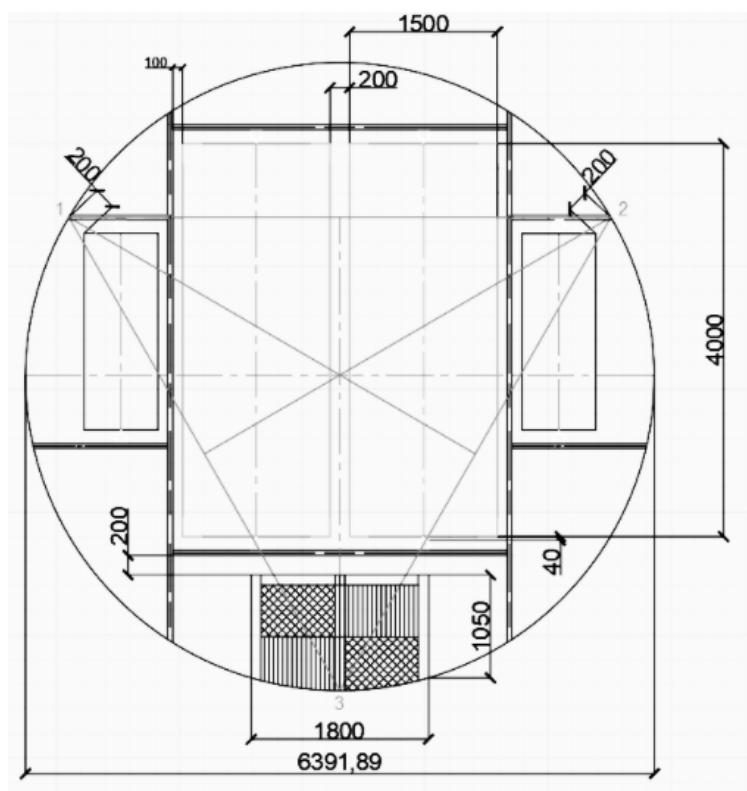


Рис. 3.4. Пример графического определения поперечного сечения клетевго ствола

2. Проверить принятое значение диаметра сечения клетевго ствола на допустимую скорость движения воздуха.

Методика выполнения аналогична вышеприведенному примеру для скипового ствола.

Контрольные вопросы

1. Что изучает дисциплина «строительная геотехнология»?
2. Что относится к основным методам освоения подземного пространства?
3. Назовите главную задачу строительной геотехнологии.
4. Какие виды работ являются наиболее сложными и трудоемкими при шахтном строительстве?
5. Чем определяется степень сложности горно-геологических условий при подземном строительстве?
6. Назовите виды шахтных стволов по назначению.
7. Объясните, почему чаще всего строят шахтные стволы круглой формы поперечного сечения?
8. От чего зависят размеры поперечных сечений главных стволов?
9. Для чего служит армировка шахтных стволов?
10. Чем крепят стволы круглой формы?
11. Опишите метод определения площади поперечного сечения ствола.

Лабораторная работа № 4

ПРОВЕТРИВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Цель работы: изучить основы рудничной вентиляции.

Задачи работы

1. Изучить теоретические основы рудничной вентиляции.
2. Ознакомиться с требованиями вентиляции горных выработок.
3. Освоить методику определения количества воздуха для тупиковой выработки.
4. Рассмотреть основы выбора вентиляторов местного проветривания.

Перечень обеспечивающих средств

1. Учебно-методическая литература.
2. ПК.
3. ПО AutoCAD.
4. Видеоматериалы.
5. Нормативные документы и инструкции (электронный ресурс).
6. Задания для самостоятельного выполнения.

Задание

1. Изучить теоретические материалы по теме.
2. На основе исходных данных выполнить расчет расхода воздуха для вентиляции тупиковой выработки.
3. Начертить схему установки вентилятора для проветривания тупиковой выработки.
4. Ответить на контрольные вопросы.

Общие теоретические положения

Рудничная атмосфера

Известно, что атмосферный воздух представляет собой смесь газов и паров, окружающую земную поверхность.

Объемное соотношение газов в атмосферном воздухе, пригодном для дыхания, приблизительно следующее:

- азот – 78,2 %;
- кислород – 20,84 %;
- аргон – 0,92 %;
- углекислый газ – 0,03 %;
- другие газы (водород, гелий, радон, перекись водорода, йод, озон, аммиак и др.) – 0,01 % [18].

Когда атмосферный воздух поступает в горные выработки, его состав начинает меняться, увеличивается содержание углекислого газа и азота, уменьшается содержание кислорода, в воздух добавляются различные примеси ядовитых и взрывчатых газов и радиоактивных веществ, угольной и породной пыли. Также изменяется его температура, давление и влагосодержание. Качество воздуха, заполняющего горные выработки, зависит от аэрологических и горно-геологических условий разработки, от производственных процессов, происходящих на горном предприятии (способов дробления, погрузки и транспортировки горных пород и полезного ископаемого).

Воздух, заполняющий горные выработки, принято называть **рудничным воздухом**, соответственно атмосферу шахт и рудников – **рудничной атмосферой**.

Для обеспечения безопасных условий труда работников горных предприятий необходимо строго контролировать состав рудничной атмосферы и своевременно принимать меры по нормализации состава и качества воздуха на рабочих местах.

Содержание вредных и опасных газов в рудничной атмосфере контролируется службой вентиляции и техники безопасности (ВТБ), инженерно-техническим персоналом и Государственной военизированной горноспасательной службой (ГВГСС) согласно Инструкции по контролю состава руд-

ничного воздуха, определению газообильности и установлению категорий шахт по метану и/или диоксиду углерода.

В табл. 4.1 представлены показатели опасных газов и соответствующие им категории шахт.

Таблица 4.1

Категории шахт по газу

Показатели	Категория шахт по газу				
	I	II	III	Сверхкатегорные	Опасные по внезапным выбросам
Угольные шахты					
Кол-во метана, выделяющегося в сутки на 1 т добычи, м ³ /т	До 5	5–10	10–15	15 и более; шахты, описанные по суфлярным выделениям	Шахты, разрабатывающие пласты, опасные или угрожающие по внезапным выбросам угля и газа; с выбросами породы
Рудные и нерудные шахты					
Кол-во горючих газов (метана и водорода), выделяющихся в сутки на 1 м ³ средней суточной добычи горной массы, м ³	До 7	7–14	14–21	21 и более или шахты, разрабатывающие пласты, опасные по выбросам и суфлярным выделениям	—

Согласно положениям, указанным в «Правилах безопасности в угольных шахтах» (далее ПБ), на горном предприятии должна быть организована работа многофункциональной системы безопасности – МФСБ. Она должна быть оборудована специальными системами и средствами обеспечения безопасности ведения горных работ в обычных условиях и аварийных ситуациях.

В задачи МФСБ входит:

- мониторинг и предупреждение опасных геодинамических и аэрологических явлений;
- контроль технологических процессов в соответствии с параметрами безопасности;
- обеспечение защиты людей и техники в аварийных ситуациях.

В соответствии с проектной документацией и условиями работы на горном предприятии определяется состав МФСБ.

Состав МФСБ должен обеспечивать:

- аэрологическую безопасность;
- противопожарную защиту;
- защиту от взрывов;
- систему связи, оповещения и определения местоположения людей в выработках.

Аэрологическая безопасность обеспечивает:

- контроль и управление вентиляционным оборудованием и газоотсасывающими устройствами;
- контроль и управление дегазацией;
- аэрогазовый контроль (АГК);
- контроль запыленности воздуха;
- прогноз и контроль газодинамических процессов.

На горных предприятиях разрабатывается план мероприятий по ликвидации последствий аварий (ПЛА). В ПЛА включается специальный раздел по спасению персонала с указанием аварийных выходов на дневную поверхность.

Руководителем работ по ликвидации последствий аварий является главный инженер шахты, руководителем аварийно-спасательных мероприятий – должностное лицо военизированной горноспасательной части (ВГСЧ).

Система горных выработок предприятия должна обеспечивать безопасную эвакуацию людей в случае аварии из удаленных загазованных выработок на дневную поверхность или в другие незагазованные выработки, согласно ПЛА, с применением средств индивидуальной защиты органов дыхания (СИЗОД).

В горных выработках шахты должны быть организованы пункты переключения в самоспасатели (ППС) и пункты коллективного спасения персонала (ПКСП). Размещение ППС и ПКСП в шахте определяется соответствующей документацией, утвержденной техническим руководителем предприятия. По пути следования людей должны быть установлены указатели направления к ППС, ПКСП и на дневную поверхность (с осязаемыми и светоотражающими знаками).

ПКСП снабжаются оборудованием контроля температуры, содержания вредных газов, метана и кислорода.

ПКСП должен иметь обособленный или автономный режим проветривания.

ППС и ПКСП должны быть укомплектованы средствами индивидуальной и коллективной защиты и средствами оказания первой помощи.

Работающий персонал должен быть обеспечен газоанализаторами, устройствами определения местоположения, СИЗОД изолирующего типа, головными светильниками, устройствами аварийного оповещения, поиска и обнаружения.

Требования к вентиляции горных выработок

Вентиляция горных выработок является основным фактором улучшения и оздоровления условий труда и повышения безопасности ведения подземных горных работ [19].

Вентиляция сети горных выработок должна обеспечивать все действующие выработки необходимым количеством воздуха (не менее расчетного), при этом его состав, скорость движения и температура должны соответствовать федеральным нормам и правилам в области промышленной безопасности.

Концентрация кислорода в рудничном воздухе (в выработках, где работают люди) по правилам безопасности должна быть **не меньше 20 %** (по объему).

Для диоксида углерода предельно допустимая концентрация (ПДК) на выемочных участках, а также в тупиковых выработках по ПБ составляет **0,5 %**, на участках с исходящей струей крыла, горизонта и шахты – **0,75 %**.

ПДК водорода в зарядных камерах составляет **0,5 %**.

ПДК вредных газов в рудничной атмосфере приведены в ПБ.

В случае несоответствия состава рудничной атмосферы указанным в ПБ требованиям производственные работы необходимо прекратить, люди должны покинуть загазованные выработки и оповестить об этом горного диспетчера предприятия.

В ПБ указаны допустимые скорости движения воздуха, которые соответствуют безопасным условиям производства работ и требованиям вентиляции. Согласно ПБ средняя скорость движения воздуха в лавах и подгото-

вительных горных выработках (по сечению) должна быть не менее 0,25 м/с и не более 4 м/с.

Начальник участка аэрологической безопасности (АБ) разрабатывает вентиляционный план шахты в соответствии с требованиями Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Инструкция по составлению вентиляционных планов угольных шахт».

Начальник участка АБ рассчитывает количество воздуха, необходимое для обеспечения вентиляции шахты, определяет устойчивость проветривания сети горных выработок, разрабатывает мероприятия для обеспечения нормальных аэрологических условий работы на горном предприятии.

Распределение воздуха в сети горных выработок при обычном и аварийном режимах вентиляции осуществляется с помощью специальных вентиляционных устройств. К вентиляционным устройствам относятся вентиляторы, переключки, перегородки, вентиляционные окна и двери, шлюзы, вентиляционные стволы, штреки и др.

Вентиляция сети горных выработок обеспечивается непрерывно работающими вентиляторами. Различают вентиляторы главного проветривания (ВГП), вспомогательные вентиляторные установки (ВВУ) и вентиляторы местного проветривания (ВМП). ВГП и ВВУ состоят из рабочих и резервных элементов, они должны обеспечивать подачу на рабочие места необходимое количество воздуха (не менее рассчитанной величины).

На рис. 4.1 показаны вентиляторы местного проветривания.



Рис. 4.1. Вентиляторы местного проветривания

Методы проветривания горных выработок можно разделить на два основных:

- 1) проветривание на основе естественной тяги;
- 2) принудительное проветривание.

За счет естественной тяги можно проветривать неглубокие и непротяженные подземные выработки. Например, при выполнении геологоразведочных работ естественным путем по ПБ можно проветривать горизонтальные выработки протяженностью до 10 м, а вертикальные – глубиной не более 5 м.

Согласно ПБ горизонтальные выработки, имеющие протяженность свыше 10 м, а вертикальные – глубже 5 м, при нахождении в них людей требуется проветривать с помощью специальных вентиляторов.

Для проветривания шахт и рудников применяют различные схемы и способы принудительной вентиляции:

- нагнетательный, подразумевающий использование нагнетательного вентилятора;
- всасывающий, который предполагает отсасывание испорченного воздуха специальным вентилятором из шахты; из-за возникающего при этом разрежения воздуха в горных выработках чистый воздух заходит в воздухоподающий ствол;
- комбинированный способ, подразумевающий применение двух вентиляторов – нагнетательного и всасывающего.

Для выбора вентиляторов и определения схем вентиляции выполняют расчет количества воздуха, требуемого для проветривания всех объектов шахты или рудника. Количество необходимого воздуха можно рассчитать, учитывая расход применяемых взрывчатых веществ и объем ядовитых газов, выделяющихся при их взрыве.

В соответствии с ПБ после взрывания пород требуется подавать такое количество свежего воздуха в выработку, которое обеспечит разжижение ядовитых газов (условной окиси углерода) до концентрации 0,008 % за время не более 30 минут.

Контроль рудничной атмосферы

Контроль рудничной атмосферы включает следующие мероприятия:

- определение концентрации метана в воздухе;
- определение процентного содержания кислорода;

- определение концентрации диоксида углерода и других вредных газов;
- определение содержания пыли в рудничном воздухе;
- определение расхода воздуха по потребителям;
- определение температуры и относительной влажности воздуха.

Контроль состояния рудничного воздуха организует главный инженер (технический руководитель) шахты, в соответствии с требованиями «Инструкции по контролю состава рудничного воздуха, определению газобильности и установлению категорий шахт по метану и/или диоксиду углерода». При контроле производится анализ качества воздуха и проверяется соответствие его фактического распределения по сети горных выработок распределению, указанному в проектных документах и документах по ведению горных работ.

Определение концентрации различных газов, скорости движения воздуха, его температуры и относительной влажности осуществляют переносными и стационарными приборами, прошедшими поверку.

Для постоянного контроля состава рудничного воздуха на газовых шахтах работников снабжают специальными головными светильниками со встроенными сигнализаторами метана.

Людей, работающих в тупиковых выработках и лавах на газовых шахтах, снабжают переносными индивидуальными и (или) групповыми устройствами определения концентрации кислорода, метана и оксида углерода.

Сигнализаторы метана, встроенные в головные светильники, сообщают о превышении предельно допустимой концентрации метана в воздухе (при концентрации более 2 %).

Результаты измерений концентрации кислорода, метана и оксида углерода переносными устройствами фиксируются в системе аэрогазового контроля – АГК (МФСБ).

Порядок осуществления контроля кислорода, метана и оксида углерода переносными приборами, а также порядок определения расхода воздуха в сети горных выработок определяет главный инженер горного предприятия (технический руководитель шахты).

По итогам проверки состава рудничного воздуха в выработках шахты заполняется специальный вентиляционный журнал.

Расчет расхода воздуха для шахты

Для определения общего количества воздуха, необходимого для проветривания шахты, выполняют расчеты расхода воздуха для каждого потребителя (подготовительных выработок, выемочных участков, камер и т. д.), после чего полученные значения суммируют.

Типовой расчет воздуха для шахты включает:

- расчет воздуха для проветривания подготовительных работ;
- расчет воздуха для проветривания очистных работ;
- расчет воздуха для обособленно проветриваемых выработок и камер общешахтного назначения;
- расчет внутренних утечек воздуха;
- расчет общешахтного расхода воздуха.

В расчетах воздуха для шахты и распределении его в шахтной вентиляционной сети (ШВС) учитывают требования ПБ. При выборе вентилятора местного проветривания (ВМП) необходимо соблюдать правила, которые указывают, что ВМП не должен забирать более 70 % воздуха, проходящего по выработке, в которой его установили.

При выполнении расчетов учитываются все производственные и технологические факторы, влияющие на качество и количество воздуха (выделение ядовитых газов и веществ, наличие взрывоопасных газов и пыли, применение взрывчатых веществ и т. д.).

Типовой расчет расхода воздуха для горной выработки включает следующие расчетные параметры:

- количество воздуха, требуемого для дыхания людей;
- количество воздуха, для разбавления вредных и опасных газов;
- количество воздуха, необходимого для разбавления выхлопных газов от двигателей внутреннего сгорания (ДВС);
- количество воздуха для разбавления взрывчатых веществ (ВВ).

После выполнения всех расчетов для конкретной выработки или участка к дальнейшим расчетам принимается максимальное значение из полученных.

Технология выполнения работы

Необходимо рассчитать количество воздуха для проветривания тупиковой выработки.

Расчет расхода воздуха для вентиляции тупиковых выработок выполняется для выбора типа вентилятора местного проветривания (ВМП), типа и диаметра вентиляционного трубопровода.

На рис. 4.2 показана схема установки нагнетательного ВМП в тупиковой выработке.

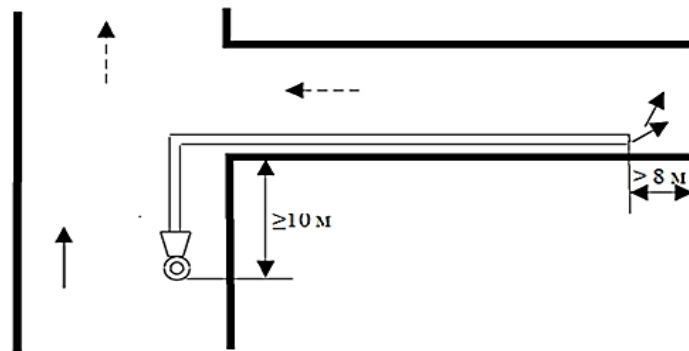


Рис. 4.2. Схема установки ВМП

Количество воздуха рассчитывается по основным определяющим факторам:

- по людям;
- по вредным и опасным газам;
- по выхлопным газам от ДВС;
- по ВВ.

Из рассчитанных величин к дальнейшему расчету принимается максимальное значение.

1. Расчет воздуха, требуемого для дыхания людей $Q_{\text{л}}$, выполнить по формуле

$$Q_{\text{л}} = 6 \cdot N_{\text{чел}} \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (4.1)$$

где $N_{\text{чел}}$ — число шахтеров, работающих в тупиковой выработке (по нормам расход воздуха для дыхания на одного человека составляет не менее 6 м³/мин).

2. Рассчитать количество воздуха, необходимого для разбавления вредных газов Q_{Γ} по формуле

$$Q_{\Gamma} = \frac{I_{\Gamma}}{C_{\text{доп}} - C_0} \cdot 100, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (4.2)$$

где I_{Γ} – абсолютная газообильность, $\text{м}^3/\text{мин}$ (в исходных данных);

$C_{\text{доп}}$ и C_0 – концентрация метана, соответственно допустимая в исходящей струе и начальная в поступающей, %; принимаем: $C_{\text{доп}} = 1\%$, $C_0 = 0$.

3. Рассчитать количество воздуха, необходимого для разбавления выхлопных газов от ДВС $Q_{\text{ДВС}}$ по следующей формуле:

$$Q_{\text{ДВС}} = n \cdot G_{\text{уд}} \cdot N_{\text{ДВС}}, \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (4.3)$$

где $G_{\text{уд}}$ – удельный расход воздуха на единицу мощности ДВС, принимается равным $5 \text{ м}^3/\text{мин}$;

$N_{\text{ДВС}}$ – суммарная мощность одновременно работающих машин с ДВС, л. с. (в исходных данных);

n – коэффициент, учитывающий количество работающих машин с ДВС, (при одной машине $n = 1$; при двух машинах $n = 0,85$; при трех машинах и более $n = 0,6$).

4. Рассчитать количество воздуха, необходимого для проветривания выработки после взрывных работ $Q_{\text{ВВ}}$, по следующей формуле:

$$Q_{\text{ВВ}} = \frac{2,25}{t} \cdot \sqrt[3]{\frac{k_{\text{обв}}}{k_{\text{ут.тр.}}^2} \cdot V_{\text{ВВ}} \cdot S^2 \cdot l^2}, \quad (4.4)$$

где t – время проветривания после взрыва согласно ПБ, 30 мин;

$k_{\text{обв}}$ – коэффициент обводненности, зависит от притока воды в выработку (см. исходные данные);

$k_{\text{ут.тр.}}$ – коэффициент утечек в трубопроводе (в исходных данных);

$V_{\text{ВВ}}$ – количество вредных газов, которые образовались в результате взрывных работ, л, $V_{\text{ВВ}} = 100 \cdot B_{\text{уг}} + 40 \cdot B_{\text{пор}}$, где $B_{\text{уг}}$ и $B_{\text{пор}}$ – масса одновре-

менно взрываемых ВВ по углю и породе, соответственно, кг (в исходных данных);

S – площадь сечения горной выработки в свету, м^2 (в исходных данных);

l – длина выработки, м.

5. Из рассчитанных Q выбрать максимальное значение.

6. Принятую величину Q проверить по ПБ.

По ПБ принятый расход воздуха для тупиковой выработки должен обеспечивать скорость движения не менее минимально допустимой и не более максимально допустимой скорости движения воздуха:

$$Q_{v.\min} \leq Q \leq Q_{v.\max} . \quad (4.5)$$

При этом

$$Q_{v.\min} = 60 \cdot V_{\min} \cdot S; Q_{v.\max} = 60 \cdot V_{\max} \cdot S, \quad (4.6)$$

где S – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 ;

$V_{\min}$, $V_{\max}$ – минимально допустимая и максимально допустимая скорость движения воздуха по ПБ соответственно, м/с.

Если условие не соблюдается, то принятое расчетное количество воздуха необходимо изменить. При расчетной величине меньшей минимально допустимого значения к дальнейшим расчетам принимается минимально допустимая величина $Q_{v.\min}$. Если расчетное значение превышает максимально допустимое, то к дальнейшим расчетам следует принять максимально допустимую величину $Q_{v.\max}$.

Контрольные вопросы

1. Назовите средний состав атмосферного воздуха.
2. Как изменяется состав воздуха при движении по горным выработкам?
3. Как называется воздух, заполняющий горные выработки?
4. Кто контролирует содержание вредных и опасных газов в шахтном воздухе?

5. Какими нормативными документами необходимо руководствоваться при оценивании качества рудничного воздуха?

6. Что такое МФСБ?

7. Что такое СИОЗД, ППС и ПКСП?

8. Назовите категории шахт по газу.

9. Назовите минимальное допустимое количество кислорода в воздухе рабочей зоны и предельно допустимое содержание диоксида углерода.

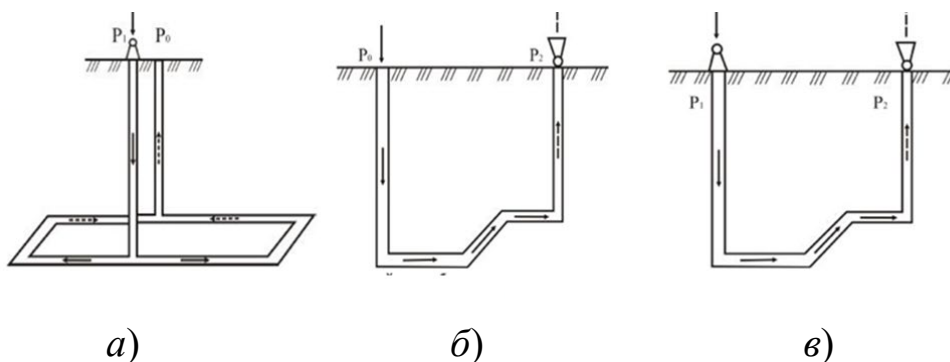
10. Какая средняя скорость движения воздуха должна быть в лавах и подготовительных горных выработках (по сечению) согласно ПБ?

11. Каким образом осуществляется распределение воздуха в сети горных выработок при обычном и аварийном режимах вентиляции?

12. Какие вентиляторы применяются для проветривания горных выработок?

13. Назовите два основных метода проветривания горных выработок, и объясните в каких случаях эти методы применяются.

14. Поясните способы принудительной вентиляции на рисунках:



15. Назовите допустимые скорости движения воздуха в шахтных стволах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей : учеб. для вузов. – М. : Недра, 1981. – 278 с.
2. ГОСТ 17.4.3.02–85. Охрана природы. Почвы. Требования к охране плодородного слоя почвы при производстве земляных работ [Электронный ресурс] // Электронный фонд правовой и нормативной документации: сайт. – Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200004382> (дата обращения: 21.12.2020).
3. ГОСТ 17.5.1.03–86. Охрана природы (ССОП). Земли. Классификация вскрышных и вмещающих пород для биологической рекультивации земель [Электронный ресурс] // Электронный фонд правовой и нормативной документации: сайт. – Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200005963> (дата обращения: 21.12.2020).
4. ГЭСН 81-02-01–2001. Государственные элементные сметные нормы на строительные работы. Сборник № 1: Земляные работы [Электронный ресурс] // Госстрой России: сайт. – URL: <https://www.smetdlysmet.ru/gesn/gesn.html> (дата обращения: 22.12.2020).
5. ГОСТ Р 57719–2017. Национальный стандарт Российской Федерации. Горное дело. Выработки горные. Термины и определения. Mine working. Terms and definitions [Электронный ресурс] // Электронный фонд правовой и нормативной документации: сайт. – Режим доступа: <https://docs.cntd.ru/document/1200147098>.
6. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-498-02) [Электронный ресурс]. – Доступ из справ.-правовой системы «КонсультантПлюс» (дата обращения: 15.01.2021).
7. Инструкции по расчету производственных мощностей действующих предприятий по добыче и переработке угля (сланца) [Электронный ресурс] // Электронный фонд правовой и нормативной документации: сайт. – Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/901914042> (дата обращения: 15.01.2021).

8. Классификация запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Министерство природных ресурсов Российской Федерации [Электронный ресурс] // Электронный фонд правовой и нормативной документации: сайт. – Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/902021575> (дата обращения: 15.01.2021).

9. ПБ 03-517-02. Общие правила промышленной безопасности для организаций, осуществляющих деятельность в области промышленной безопасности опасных производственных объектов [Электронный ресурс] // Электронный фонд правовой и нормативной документации: сайт. – Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/901833482> (дата обращения: 11.01.2021).

10. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 1. – М. : Недра, 1985. – 509 с.

11. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2. – М. : Недра, 1985. – 549 с.

12. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. – М. : Недра, 1980. – 631 с.

13. Кузьмин К. В., Хайрутдинов М. М., Зенько Д. К. Основы горного дела : учеб. для вузов. – М. : ООО АртПРИНТ+, 2007. – 472 с.

14. Открытые горные работы : справочник / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, К. Е. Веницкий, Н. Н. Мельников и др. – М. : Горное бюро, 1994. – 590 с.

15. Открытая геотехнология : учеб.-метод. пособие [Электронный ресурс] / сост. Е. В. Черепанов, Е. В. Кирюшина. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2012. – Систем. требования: РС не ниже класса Pentium I; 128 Mb RAM; Windows 98/XP/7; Adobe Reader V8.0 и выше. – Загл. с экрана.

16. СП 37.13330.2012. Промышленный транспорт [Электронный ресурс] // Электронный фонд правовой и нормативной документации: сайт. – Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/1200095520> (дата обращения: 15.01.2021).

17. Томаков П. И., Наумов И. К. Технология, механизация и организация открытых горных работ : учеб. для вузов. – М. : Недра, 1992. – 293 с.

18. О недрах [Электронный ресурс] : закон Российской Федерации от 21.02.1992 № 2395-1 // Электронный фонд правовой и нормативной доку-

ментации: сайт. – Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/9003403> (дата обращения: 16.01.2021).

19. О промышленной безопасности опасных производственных объектов : федер. закон от 21.07.1997 № 116-ФЗ [Электронный ресурс] // Электронный фонд правовой и нормативной документации: сайт. – Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/9046058> (дата обращения: 17.01.2021).

20. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом» [Электронный ресурс] // Электронный фонд правовой и нормативной документации: сайт. – Режим доступа: <http://docs.cntd.ru/document/573140270> (дата обращения: 16.01.2021).

Пример оформления титульного листа

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
ГЕОСИСТЕМ И ТЕХНОЛОГИЙ»
(СГУГиТ)

Кафедра инженерной геодезии
и маркшейдерского дела

ОТЧЕТ

по итогам выполнения лабораторной работы №1
по дисциплине «Основы горного дела»

ОТКРЫТЫЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Тема: Обоснование параметров и производительности карьера

(вариант 1)

Выполнил: обучающийся гр. МД-21
Авикулин Б. А.

Проверил: к.т.н., доцент
Медведская Т. М.

Новосибирск – 2022

Учебное издание

Медведская Татьяна Михайловна

Писарев Виктор Семенович

ОСНОВЫ ГОРНОГО ДЕЛА

Редактор *О. В. Георгиевская*

Компьютерная верстка *О. И. Голиков*

Изд. лиц. ЛР № 020461 от 04.03.1997.

Подписано в печать 01.02.2022. Формат 60 × 84 1/16.

Усл. печ. л. 5,28. Тираж 75 экз. Заказ 9.

Гигиеническое заключение

№ 54.НК.05.953.П.000147.12.02. от 10.12.2002.

Редакционно-издательский отдел СГУГиТ
630108, Новосибирск, ул. Плахотного, 10.

Отпечатано в картопечатной лаборатории СГУГиТ
630108, Новосибирск, ул. Плахотного, 8.