

УДК 622

Составители: Л.А. Семенова

Рецензент

Кандидат географических наук, доцент Р.А. Попков

Открытые горные работы: Методические указания по выполнению выпускной квалификационной работы (ВКР) для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализация Открытые горные работы / Юго-Зап. гос. ун-т; сост.: Л.А.Семенова - Курск, 2022.- 65 с.: рис..- Библиогр.: с. 65.

Содержит основные сведения о написании выпускной квалификационной работы студентов специализации «Открытые горные работы». В работе даны рекомендации по выбору темы ВКР, ее структуры и содержания.

Методические указания соответствуют требованиям программы, утвержденной на заседании кафедры Э и УН, ГД протокол № 1 от «30» 08.2021 года.

Предназначены для студентов специальности 21.05.04 Горное дело для специализации «Открытые горные работы».

Текст печатается в авторской редакции

Подписано в печать 17.01.2022. формат 60x84 1/16

Усл. Печ. Лист. 3, 8. Уч.-изд.л.^{3,4} Тираж 100экз. Заказ 57. Бесплатно

Юго-Западный государственный университет.

305040, г. Курск, ул. 50 лет Октября, 94

Введение

Выпускная квалификационная работа на соискание академической степени специалист, направления 21.05.04 «Горное дело», специализация «Открытые горные работы» завершает цикл высшего образования по основной образовательной программе в высшем учебном заведении. Квалификационная работа заключается в изучении и разработке современных схем разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом. Работа выполняется в соответствии с учебным планом в ходе теоретического обучения и оценивается в установленном порядке. К аттестационным испытаниям допускаются студенты, не имеющие академических задолженностей.

Целью выпускной работы студента является выявление уровня теоретических знаний и практических знаний горного дела, а также выявление способности студента самостоятельно решать инженерные вопросы разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом, а также умения пользоваться научно-технической литературой, современными каталогами отечественного и зарубежного оборудования и прикладными компьютерными программами для расчета технологических схем. Выпускная работа выполняется на основе исходных данных, заданных научным руководителем. Для выполнения дипломного проекта студент должен:

- уметь систематизировать и реализовывать теоретические знания;
- уметь рассчитывать технологические схемы процессов горных работ;
- знать методики расчета и уметь выбирать технологическое оборудование;
- уметь анализировать современные проектно-компоновочные решения основных цехов карьера;
- работать с опубликованной информацией, справочной и нормативной литературой;
- уметь грамотно оформлять научные работы.

Разработка, написание и защита выпускной работы являются завершающим этапом в усвоении студентом пройденного материала по дисциплинам «Основы горного дела», «Технология и комплексная механизация открытых горных работ», «Технология и

безопасность взрывных работ», «Процессы открытых горных работ», «Планирование открытых горных работ», «Проектирование карьеров», «Разрушение горных пород взрывом» и по другим дисциплинам. Выполненная работа характеризует полноту и глубину полученных знаний по указанным дисциплинам и способность студента творчески мыслить и принимать самостоятельные решения. Настоящие методические указания содержат основные рекомендации по выполнению и защите выпускной квалификационной работы, включая выбор темы, объем и содержание отдельных частей, методические основы выбора и расчета основного и вспомогательного оборудования, технологических схем вскрытия и добычи полезного ископаемого, требования к оформлению текстовой части работы и графических материалов. Выпускная квалификационная работа выполняется студентами по индивидуальному заданию. Для руководства выпускных квалификационных работ студентов назначаются научные руководители из числа преподавателей кафедры экспертизы и управления недвижимостью, горного дела. В обязанности руководителя входит:

- согласование со студентом темы выпускной работы и выдача задания;
- рекомендации по подбору необходимой литературы и справочных материалов,
- ознакомление с примерами ранее выполненных выпускных квалификационных работ на соискание степени специалиста, другими источниками информации;
- проведение консультаций по методикам выполнения расчетов технологических схем и выбору оборудования, обоснованию принимаемых проектно-компоновочных решений, разработке графической части и другим вопросам выпускной работы;

1 Требования к оформлению выпускной работы, ее структура и содержание

В результате выполнения работы составляется пояснительная записка и графическая часть. К работе предъявляются следующие требования: пояснительная записка выполняется на листах формата А 4 в печатном виде; библиографический список составляется в алфавитном порядке; ссылки на литературные источники приводятся в квадратных скобках (например, [3, 4]). Графики, рисунки, эскизы, схемы, таблицы включаются в текстовую часть или оформляются на отдельных листах А4 (по указанию преподавателя). Пояснительная записка нумеруется от первой до последней страницы, включая графический и табличный материалы. Вначале работы помещается титульный лист, который не нумеруется, но учитывается в общем числе страниц. За титульным листом следуют задание, аннотация, оглавление, введение, собственно текст пояснительной записки, заключение, список использованных источников, приложения. Рекомендуемый объем пояснительной записки не должен превышать 60-80 страниц текста (без учета приложений и иллюстраций), выполненного на компьютере.

Требования к тексту:

- изложение и оформление работ выполняется в соответствии с требованиями ГОСТа 7.32;

- ПЗ выполняется на русском языке. Допускается выполнение на иностранном языке, если это установлено заданием;

- текст ПЗ набирается на компьютере в формате doc и печатается на принтере на одной стороне листа белой бумаги формата А-4;

- шрифт – Times New Roman размер шрифта – 14

- абзацный отступ -1,25. Междустрочный интервал -1,5

- размеры полей: левое, верхнее, нижнее – 20мм; правое -10 мм;

- выравнивание по ширине.

Оформление заголовков

Каждый структурный элемент ПЗ начинается с новой страницы. Название структурного элемента в виде заголовка записывается строчными буквами, начиная с первой прописной без точки в конце.

Заголовки следует печатать с абзацного отступа.

Заголовки выделяются жирным шрифтом.

Заголовок раздела должен быть отделен от основного текста раздела и от текста предыдущего раздела одинарным междустрочным интервалом 8 мм (1 пустая строка основного текста 14 pt.)

Все листы ПЗ, включая приложения, следует нумеровать арабскими цифрами, соблюдая сквозную нумерацию по всему тексту. Номер страницы ставится в правом нижнем углу.

Первым листом является титульный лист. Титульный лист включается в общее количество листов, но не нумеруется.

Иллюстрации и таблицы, расположенные на отдельных листах, и распечатки с ПК на листе включают в общую нумерацию страниц отчета. Иллюстрации, таблицы и распечатки с ПК на листе формата А 3 учитывают как одну страницу.

Приложения должны иметь общую с остальной частью ПЗ сквозную нумерацию страниц. На все приложения должны быть даны ссылки. Приложения располагаются в порядке ссылок на них в тексте ПЗ.

ПЗ должна быть сброшюрована. В ПЗ сброшюрованной ВКР вкладываются:

- справка о результатах внедрения результатов ВКР (при наличии)
- отзыв руководителя
- рецензия
- отчет о прохождении проверки текста на оригинальность
- прочие документы, подтверждающие научную и практическую ценность.

В структуру ВКР входят следующие разделы:

Введение

1 Общая часть

1.1 Географическое и административное положение района месторождения

1.2 Геологическая характеристика месторождения

1.3 Гидрогеологическая характеристика месторождения

1.4 Современное состояние горных работ

2 Горная часть

2.1 Вскрытие месторождения

- 2.2 Система разработки
- 2.3 Обоснование технологии и комплексной механизации основных процессов
- 2.4 Структурная классификация звеньев механизации
- 2.5 Основные положения по организации работ, производительность карьера
- 2.6 Буровзрывные работы
- 2.7 Выемочно-погрузочные работы
- 2.8 Карьерный транспорт
- 2.9 Отвальные работы
- 3 Специальная часть
- 4 Вспомогательные процессы горного производства
- 5 Экономика и организация производства
- Заключение
- Список литературы
- Приложения (при необходимости)

Основные требования к содержанию ВКР:

Аннотация. Выполняется на русском языке на отдельном листе, объемом до 0,5 страницы. Содержит краткое изложение актуальности темы работы, описание предложенной технологической схемы и установленного оборудования. При этом отмечается актуальность выбранной специальной части. Указываются объем пояснительной записки (в страницах), количество рисунков, таблиц и приложений.

Введение. Содержит изложение актуальности выбранной темы, формулирует цель, задачи, объект и предмет исследования, указывает избранные методы исследования, анализирует степень разработанности исследуемой проблемы в научной литературе.

Общая часть. В этом разделе приводятся данные об административно-географическом расположении месторождения, его климатических условиях, среднегодовой температуре воздуха, среднемесячной температуре самого холодного и самого жаркого месяца, годовом количестве осадков, глубине промерзания грунтов, преобладающем направлении ветров. В данном разделе приводятся данные о сырьевых, энергетических и трудовых ресурсах, а также сведения о геологической характеристике месторождения, его запасах, минеральном и химическом составе руд, характеристике

полезной толщи, степени метаморфизма, трещиноватости пород, наличии и характеристики вскрышных пород. Приводятся запасы полезного ископаемого, категории запасов, остаток запасов. Для действующего предприятия приводится характеристика современного положения горных работ, общий план карьера, положение автодорог, отвалов, складов готовой продукции и промплощадки, вспомогательных сооружений в границах земельного отвода, а также перечень существующих зданий и сооружений с их месторасположением. Указывается структура земельного отвода, его площадь, приводится обоснование размера санитарно-защитной зоны. Анализ элементов системы разработки: ширина рабочих площадок, длина активного вскрышного и добычного фронта горных работ. Оценка существующей схемы вскрытия рабочих горизонтов. Данные об имеющемся горном и транспортном оборудовании. На основе анализа современного состояния горных работ дается заключение о возможности и путях решения задачи увеличения производительности карьера, вариантах выбора технических решений по отработке глубоких горизонтов.

На основе масштабного ситуационного плана местности и местоположения основных зданий и сооружений проектируется генеральный план поверхности карьера в соответствии с существующими нормами. Генеральный план ориентируется относительно сторон света и на нем наносится роза ветров.

В проекте необходимо обосновать и использовать методы и способы экологической безопасности для проектируемого карьера, участков, возможно описание экологических проблем предприятия и пути их решения.

Горная часть. В этом разделе рассматриваются вопросы выбора и обоснования параметров и элементов вскрытия рабочих горизонтов при заданной в дипломном проекте производительности. Обоснование комплексной механизации горных работ. Развитие существующей на предприятии схемы вскрытия. Рассматривается необходимость организации отвалов, их конструкция и технология отвалообразования. Определение элементов схемы вскрытия: величина руководящего уклона, схема примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам.

Выбирается система разработки, основное и вспомогательное горное оборудование. Определяется конструкция уступа, ширина

рабочих площадок, угол откоса уступа в рабочем и конечном положении, рассчитываются параметры паспортов добычных забоев, количество единиц горного и транспортного оборудования, параметры буровзрывных работ, параметры развала горной массы после взрыва, определяется конструкция борта карьера и технология его постановки в конечное положение. Оценивается устойчивость борта и разрабатываются мероприятия по ее повышению.

На основании заданной в дипломном проекте производительности обосновываются технические решения, обеспечивающие годовые объемы добычи полезного ископаемого и вскрышных работ, которые отражают последовательность отработки вскрышных и добычных уступов на плане карьера. Выполняется обоснование режима работы карьера (число рабочих дней в году, количество смен и их продолжительность) при заданной производительности.

Специальная часть. В этом разделе проекта приводятся сведения на основе исследований, экспериментов, выполненных в лабораториях предприятия или научно-исследовательских учреждениях (желательно с участием дипломника) с использованием материалов, собранных студентом при прохождении практик, а также сведений из литературных источников.

В специальной части детально излагаются: теоретическая разработка; описание и анализ материалов исследований; инженерные расчеты; конструктивные разработки по выбранной технологии; машины и аппараты, сопровождающие принятые разработки.

Отдельные разделы общей части проекта, относящиеся к теме специальной части, могут быть перенесены в специальную часть. По согласованию с руководителем специальная часть может быть расширена за счет сокращения отдельных частей разделов общей части. Эта часть должна иметь выводы и рекомендации. Кроме того, в экономической части проекта необходимо определить экономическую эффективность принятых решений. На выполнение специальной части предусматривается 55-65% времени, отведенного на проектирование.

Вспомогательные процессы горного производства. В этом разделе проекта рассматриваются вопросы автоматизации

производственных процессов в карьере. Дипломник выбирает источники загрязнения окружающей среды сточными водами, рассматривает схемы осушения и водоотведения. Рассматривает мероприятия охраны воздушного бассейна от загрязнений, мероприятия по охране труда.

В дипломном проекте возможно рассмотреть вопросы энергоснабжение и диспетчеризация на карьере.

Экономика и организация производства. В этом разделе проекта рассматриваются вопросы организации труда и управление производством, расчета и анализа капитальных затрат, расчета годовой производственной программы, выбора штатов, уточнение заработной платы, определение производительности труда, расчета себестоимости продукции, техникоэкономические показатели проектируемого карьера.

Заключение. Этот раздел содержит конкретные выводы, которые соотносятся с целью и задачами, поставленными в задании дипломного проекта, а также включает предложения и рекомендации по использованию полученных результатов в производственной деятельности.

Список литературы. Содержит сведения об источниках, использованных при выполнении ВКР.

Графическая часть выполняется в виде чертежей в количестве 10 листов формата А1 (594x841мм) или А2(594x 470мм). Она должна отражать принятые проектом решения, дополняя пояснительную записку и специальную часть.

Листами графической части могут быть:

Лист 1 Схематическая геологическая карта месторождения или геологический разрез

Лист 2 Свободный план горных работ карьера

Лист 3 Схема вскрытия месторождения, положение горных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию; схемы проведения капитальных и разрезных траншей, характерные поперечные сечения выработок, продольный профиль капитальных траншей.

Лист 4 Поперечные разрезы по рабочему и нерабочим бортам на период развития горных работ; схемы рабочих площадок; схемы подготовки новых рабочих горизонтов.

Лист 5 Паспорта буровзрывных работ на добыче, конструкция заряда ВВ, схемы взрывной сети.

Лист 6 Паспорта выемочно-погрузочных работ

Лист 7 Устройство железнодорожных путей, автомобильных дорог на поверхности, в карьере, на отвале; схемы транспортных коммуникаций карьера; развитие путей на уступе, на отвале; схемы подъезда автосамосвалов к экскаваторам; схемы технологии вспомогательных работ.

Листы 8-9 Специальная часть.

Лист 10 Основные технико-экономические показатели проектируемого карьера

2 Исходные данные для выпускной работы

1. Производительность карьера (по заданию кафедры).

2. Разработки по теме проекта включают углубленное самостоятельное решение конкретных инженерных задач горного производства.

Горная часть включает описание вскрытия, системы разработки. И расчет производственных процессов, не относящихся к специальной части проекта.

Способ вскрытия обосновывается исходя из горно-геологических условий залегания полезного ископаемого, топографии поверхности карьерного поля, принятых параметров системы разработки, направления транспортирования и расположения мест выгрузки полезного ископаемого и пород вскрыши, производственной мощности карьера по полезному ископаемому и вскрыше, вида карьерного транспорта. Выбор рациональной схемы вскрытия в необходимых случаях осуществляется на основе сравнения технико-экономических показателей вариантов. Для действующих карьеров описывается существующая схема вскрытия и, в необходимых случаях, проектируется реконструкция вскрытия месторождения в процессе эксплуатации. При проектировании строительства карьера для принятого способа вскрытия с учетом установленной величины руководящего подъема, допустимого радиуса кривых участков транспортного пути производится трассирование капитальных траншей в плане и профиле. Определяется объем горно-капитальных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию с учетом создания необходимых вскрытых запасов полезного ископаемого. Обосновывается способ проведения капитальных и разрезных траншей с использованием, в основном, оборудования, принятого на первый период эксплуатации. Выбирается место расположения отвалов при строительстве карьеров, определяется необходимая площадь и способ отвалообразования. Составляется календарный график строительства карьера.

3. Развитие существующей на предприятии схемы вскрытия.

4. Данные о площадке строительства. Материалы для технико-экономической части выпускной работы.

3 Горная часть

3.1 Вскрытие месторождения

Под вскрытием карьерного поля (месторождения) понимают совокупность горных выработок, которые в сочетании с соответствующими средствами транспорта обеспечивают развитие рабочих горизонтов карьера и грузотранспортную связь их с сооружениями на поверхности и между собой.

Настоящим проектом предусмотрено вскрытие крутопадающей, простой, мощной залежи. Профессор, доктор технических наук Е.Ф. Шешко предложил систему вскрытия карьерных полей внешними и внутренними траншеями. Первые от вторых траншей отличаются друг от друга местоположением по отношению к полезному ископаемому. Внешние траншеи пройдены за пределами границ полезного ископаемого, внутренние – в пределах полезного ископаемого. По наличию, виду, положению числа и назначению вскрывающих горных выработок профессор Шешко Е.Ф. также предложил классификацию способов вскрытия карьерных полей.

Из общего многообразия схем вскрытия карьерных полей примем схему вскрытия наклонными групповыми внешними траншеями.

Практическое применение этой схемы вскрытия обеспечивает вскрытие группы уступов. Это значит, что одна общая траншея вскрывает группу из трех-четырех уступов на вскрышные горизонты; другая группа из трех-четырех уступов – добычу полезного ископаемого.

Благодаря такому разделению грузопотоков вскрытия и добычи упрощается организация транспортных работ и достигается большая производительность карьера по горной массе. Групповые траншеи проходятся на флангах карьерного поля.

С увеличением глубины вскрытия внешними траншеями объем последних возрастает в кубической зависимости. Ориентировочно целесообразная величина глубины заложения внешних траншей может быть установлена из выражения:

$$Hr = \sqrt{\frac{h^2}{4} + \frac{b}{2} \operatorname{tg} \alpha} + \frac{h}{2}, \text{ м}$$

где h – высота уступа, м

b – ширина подошвы траншеи

α - угол наклона бортов траншей, град.

По сроку службы, вскрывающие горные выработки бывают: стационарные, т.е. служащие в течение всего срока существования карьера, полустационарные, т.е. существующие в течение определенного периода разработки, и нестационарные.

Предложенный способ вскрытия должен полностью соответствовать горнотехническим условиям разработки, а также согласовывается с инструкцией комплексной механизации.

От скорости проходки траншей зависит продолжительность вскрытия и подготовка новых горизонтов. Для проходки капитальных и разрезных траншей используются выемочно-погрузочное и транспортное оборудование, которое входит в комплекс оборудования вскрышных и добычных работ.

3.2 Система разработки

Под системой открытой разработки месторождения понимается определенный порядок ведения горно-капитальных, вскрышных, добычных и отвальных работ.

Неотъемлемым условием применения той или иной системы разработки является обеспечения безопасной, экологической, производительной работы при полной выемке кондиционных запасов полезного ископаемого с соблюдением мер по охране окружающей среды.

Выполнение перечисленных требований открытой разработки в условиях значительного разнообразия и наличия большого числа типов горного и транспортного оборудования предопределило создание ряда технологических комплексов.

Большое значение в развитии открытых горных работ и их механизации имеют классификации открытых систем разработок, предложенные проф. Е.Ф. Шешко, акад. Н.В. Мельниковым, акад. В.В. Ржевским.

В классификации систем разработки проф. Е.Ф. Шешко определяющим признаком системы принято направление

перемещения вскрышных работ относительно фронта работ и, частично, способов перемещения их в отвал.

В классификации акад. Мельникова Н.В. за основной признак системы принят сам способ производства вскрышных работ, включающий их механизацию.

Основным признаком, характеризующим систему открытых разработок и структуру их комплексной механизации акад. В.В. Ржевский предлагает считать направление выемки горной массы в плане и профиле карьерного поля и место размещения отвалов вскрышных пород.

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского по развитию горных работ в профиле выделяются три группы систем разработки:

- сплошная – при разработке горизонтальных и пологопадающих месторождений с постоянной рабочей зоной;
- углубочные – при разработке наклонных и крутопадающих месторождений с переменной рабочей зоной;
- смешанные – при разработке сложноструктурных месторождений с переменным углом падения залежи.

По направлению горных работ в плане системы разработки по В.В. Ржевскому могут быть: продольными – при которых, однобортный или двубортный фронт добычи и вскрышных работ перемещаются параллельно длине оси карьерного поля, а также поперечные, веерные и кольцевые.

Учитывая особенности месторождения – крутопадающее, мощное удлиненное – предлагается в соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского углубочная, однобортная с продольным перемещением горных работ система разработки.

Основными параметрами системы разработки являются: высота уступа, ширина заходки рабочей площадки, углы откосов уступа и бортов карьера, длина отдельных блоков и фронта горных работ, скорость углубки, высота рабочей зоны.

Высота уступа для прямой лопаты, осуществляющая выемку из забоя взорванной горной массы, может быть: $H_y = 1,5 H_r$; при отработки мягких горных пород $H_y = H_r$.

Ширина рабочей площадки должна быть такой, чтобы на ней размещались экскаваторная заходка – $Ш_{эз} = 1,7R_2$, транспортное оборудование, дорога для хозяйственного транспорта, площадка

готовой к выемке руды. Ширина рабочей площадки изменяется в пределах 60-100 м.

Длина экскаваторного блока определяется из зависимости:

$$L_3 = \frac{2TgQ_3}{H_y * Ш_{э3}}, \text{ м},$$

где r – количество участников в блоке (обычно 3);

Tg – обеспеченность экскаватора взорванной горной массой (обычно на 10-15 дней);

Q – производительность экскаватора, м³/сутки.

Максимальная высота рабочей зоны определяется из выражения:

$$H_{p3} = \frac{B - Ш_d}{ctg 35 + ctg 40}, \text{ м},$$

где $Ш_d$ – ширина дна карьера, м;

β – угол погашения бортов карьера, 35°;

α – углы откосов бортов карьера, 40°;

B – ширина карьера по поверхности:

$$B = Ш_d + 2H_k ctg 35, \text{ м},$$

где H_k – глубина карьера, м.

Число уступов в карьере в данный момент:

$$N_y = H_{p3} : H_y, \text{ един.}$$

Где H_y – высота уступа, м.

Скорость углубки карьера Y_r при принятой системе разработки и длине экскаваторного блока 1000 м определяется из зависимости:

$$Y_r = \frac{Q_3}{L_\delta [b_{pt} + Ш_{pn} + 2H_y (ctg \beta + ctg \alpha)]}, \text{ м},$$

где Q_3 – годовая производительность одного, двух экскаваторов, млн. м³/год;

L_δ – длина экскаваторного блока, м,

$$L_\delta = L_\phi * n_3,$$

L_ϕ – длина экскаваторного блока, м;

n_3 – число экскаваторов, един.;

b_{pt} – ширина дна разрезной траншеи, м;

$Ш_{pn}$ – ширина рабочей площадки, м;

α, β – углы откосов бортов карьера, град;

H_y – высота уступа, м.

Максимальная ширина заходки драглайна:

$$A_{\max} = R_2 (\sin \omega_1 + \sin \omega_2), \text{ м}$$

где ω_1, ω_2 - углы разворота экскаватора от его оси черпания.
Не превышает 30-40.

3.3 Обоснование технологии и комплексной механизации основных процессов

Под комплексной механизацией понимается качественное и количественное соответствие входящих в комплекс средств механизации основных и вспомогательных процессов.

Вскрышные породы месторождения, покрывающие полезное ископаемое, осадочного происхождения. Породы не требуют специальной подготовки к их выемке и отгрузке.

Скальные и полускальные породы полезного ископаемого требуют подготовки их буровзрывным способом. Поэтому необходимо для них определить относительный показатель трудности разработки – $P_{\text{тр}}$.

Показатель $P_{\text{тр}}$ характеризует породу в естественном состоянии в массиве и учитывает последующие изменения горно-технологических характеристик породы после процессов бурения, взрывания и экскавации.

$$P_{\text{тр}} = \frac{1}{3} (P_{\delta} + P_{\text{в}} + P_{\text{э}}),$$

где $P_{\delta}, P_{\text{в}}, P_{\text{э}}$ – соответственно показатели трудоемкости бурения, взрывания и экскавации горных пород.

$$P_{\delta} = 0,07 * (\delta_{\text{сж}} + \delta_{\text{сгс}} + \gamma * g)$$

где $\delta_{\text{сж}}, \delta_{\text{сгс}}$ - предел прочности горной породы при сжатии и сдвиге, МПа

γ – плотность породы, т/м³ (Н/гм³);

g – ускорение породы свободного падения, 9,8 м/с.

Показатель трудности разрушения (взрывания породы)

$$P_{\text{в}} = 0,05 [K_{\text{т}} * (\delta_{\text{сж}} + \delta_{\text{сгс}} + \delta_{\text{рас}}) + \gamma * g],$$

где $\delta_{\text{рас}}$ – предел прочности породы на растяжение, МПа;

$K_{\text{т}}$ – коэффициент учитывающий трещиноватость горной породы, $K_{\text{т}} = 1,08$.

Относительный показатель трудности экскавации взорванных пород находим из выражения:

$$P_{\text{э}} = 0,022 \left(A + \frac{10A}{Kp^9} \right),$$

где $A=10^{-2} \cdot \gamma \cdot q \cdot d_{cp} + \delta_{сж}$;

где d_{cp} – средний кусок во взорванной массе d_{cp} - 360-370мл;

K_p – коэффициент разрыхления – 1,35.

Относительный показатель трудности транспортирования взорванной породы:

$$P_T = 0,06 \cdot \gamma + d_{cp} \cdot A^{20} + W \cdot n \cdot B \cdot C,$$

где $A=1+0,1\delta_{сдв}$, МПа – сопротивление по сдвигу;

$$B=1+\lg(0,97+1)=1,3$$

$C=1-0,25 \cdot t=1$ (t – температура воздуха, которая учитывается при $t \leq 0^\circ\text{C}$)

W – влажность породы (0,05-0,1);

n – содержание в породе глинистых частиц (для руды – 0,1, вскрыши- 0,9); трудность разработки полезного ископаемого $P_{тр}$ свидетельствует, что породы относятся к классу трудноразрабатываемых.

Очевидно, что применение оборудования для поточной технологии не целесообразно. За основу принимаем выемочно-погрузочное и транспортное оборудование циклического действия.

За основу расчетов принимаем экскаваторно-транспортно-разгрузочный комплекс оборудования – ЭТР.

При применении комплекса ЭТР погрузка вскрышных пород, их складирование, разработка взорванного полезного ископаемого в забое, погрузка в транспортные сосуды производится выемочно-погрузочным оборудованием циклического действия. Для доставки пород вскрыши используется железнодорожный транспорт. Для доставки полезного ископаемого - комбинированный транспорт.

3.4 Структурная классификация звеньев механизации

Комплексы оборудования состоят из отдельных звеньев. Обычно линий звеньев в комплексе несколько в зависимости от их функций. По структуре звенья механизации параллельны. Для расчета количества оборудования, необходимые для выполнения проектных объемов, принимаются схемы механизации.

3.5 Основные положения по организации работ, производительности карьера

Проектом принимается непрерывный режим горных работ. Число рабочих дней в году – 365. В течение суток принимается двухсменный режим: смена длится 12 часов.

Годовой объем вскрышных работ:

дано: объем добычи в год – $A_{\text{доб}}$ – млн м^3 ;

коэффициент вскрыши - $K_{\text{в}}$;

годовой объем вскрышных работ составит:

$$A_{\text{доб}} \text{млн } \text{м}^3 \times K_{\text{в}} = A_{\text{вск}} \text{млн } \text{м}^3.$$

Годовая производительность карьера по горной массе

$$A_{\text{доб}} \text{млн } \text{м}^3 + A_{\text{вск}} \text{млн } \text{м}^3 = A_{\text{год. объем}} \text{млн } \text{м}^3.$$

Суточная производительность карьера

$$A_{\text{доб}} \text{млн } \text{м}^3 : 365 = A_{\text{доб}} \text{млн } \text{м}^3 / \text{сутки};$$

$$A_{\text{вск}} \text{млн } \text{м}^3 : 365 = A_{\text{вск}} \text{млн } \text{м}^3 / \text{сутки}.$$

Сменная производительность карьера

$$A_{\text{доб}} \text{млн } \text{м}^3 / \text{сутки} : 2 = A_{\text{доб}} \text{млн } \text{м}^3 / \text{смену};$$

$$A_{\text{вск}} \text{млн } \text{м}^3 / \text{сутки} : 2 = A_{\text{вск}} \text{млн } \text{м}^3 / \text{смену}.$$

3.6 Буровзрывные работы

Для конкретных условий выбирается основное оборудование (буровые станки, зарядные и забоечные машины) и приводятся их технические характеристики. Выбирается способ бурения и типа бурового станка. Приводится характеристика бурового инструмента, технология и организация буровых работ. Рассчитываются параметры взрывных скважин (диаметр, глубина скважин, длина перебура и забойки, конструкция заряда). Выбираются ВВ и средств взрывания. Схемы взрывания. Рассчитываются параметры развала (высота и ширина развала, крупность пусков, коэффициент разрыхления), выход негабарита, выбор способа дробления негабарита, организация работ, механизация взрывных работ.

3.6.1 Расчет буровых работ

Бурение осуществляется звеном, состоящим из двух бурильщиков.

Перед началом смены забой осматривается и приводится в безопасное состояние. Площадь выравнивается и расчищается

бульдозером. Места расположения скважин намечаются согласно паспорту буровых работ.

Число полных рабочих смен в году принимать согласно нормам технического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки (таблица 1).

Таблица 1- Количество рабочих смен в году

Непрерывная рабочая неделя с одним выходным днем при работе						Прерывная рабочая неделя с двумя выходными днями при работе					
В две смены			В три смены			В две смены			В три смены		
Шарошечное бурение											
северные	средние	южные	северные	средние	южные	северные	средние	южные	северные	средние	южные
415	430	435	580	600	610	340	350	360	480	495	500
410	425	430	575	595	605	335	350'	350	470	490	495
405	420	425	565	580	595	330	345	345	460	480	485

По принятому типу станка и диаметру долота (СБШ – 243, 269 мм. и СБШ – 320 мм.) рассчитать сменную выработку станка

$$H_{см} = \frac{T_1 - T_5 - T_4}{T_2 + T_3}, \text{ м/смену},$$

где T_1 – продолжительность смены, мин.,

T_5 – продолжительность подготовительно-заключительных операций мин. ,

T_4 – продолжительность регламентированных перерывов, мин.

T_2 и T_3 – основное и вспомогательное время на бурение 1 м. скважины, мин.

Результат округлить до 0,1

Годовая производительность одного станка

$$H_2 = N_{см} \times H_{см}, \text{ м}.$$

Годовой объем бурения

$$H_3 = \frac{A_2}{V}, \text{ м},$$

где A_2 – годовая производительность карьера по горной массе, м^3 ,

V – удельный выход горной массы, $\text{м}^3/\text{м}$.

Количество буровых станков

$$J = \frac{H_3}{H_2} \times M_1,$$

где M_1 – резерв станочного парка, (1,1 – 1,2).

Результат округлить до большего целого числа.

Плановый объем бурения на один станок в год

$$H_{\text{п}} = \frac{H_3}{J}, \text{ м.}$$

Коэффициент использования сменного времени

$$K_{\text{см}} = \frac{T_1 - T_5 - T_4}{T_1} \times (1 - K_{\text{п}})$$

где $K_{\text{п}}$ – коэффициент внеплановых простоев (0,15–0,23).

Фактический коэффициент использования сменного времени

$$K_{\text{ф}} = K_{\text{см}} \times \frac{H_{\text{п}}}{H_r}.$$

Чистое время одного станка в год

$$T_6 = \frac{H_3 \times (T_2 + T_3)}{60 \times J}, \text{ час.}$$

Коэффициент использования календарного времени

$$K_{\text{к}} = \frac{T_6}{365 \times 24}.$$

Календарное время бурения

$$T_7 = \frac{T_6}{K_{\text{св}}}, \text{ час.}$$

Количество зарядных машин

$$M_3 = \frac{Q_2}{256 \times G_1 \times N_p},$$

где G_1 – грузоподъемность машины, т,

N_p – число рейсов в смену.

Количество забоечных машин

$$M_4 = \frac{V_3}{A} \times \frac{A_2}{N_p \times G_{3\text{м}} \times 256},$$

где $G_{3\text{м}}$ – емкость машины, м^3 ,

N_p – число рейсов в смену.

3.6.2 Расчет взрывных работ

Глубина скважин первого ряда

$$L_1 = k_1 \times H, \text{ м}, \quad (1.1)$$

где H - высота уступа, м

K_1 – коэффициент учитывающий перебур скважин первого ряда

$$(K_1 = 1,05 - 1,3).$$

Результат округлить до 0,5 м.

Удельный расход ВВ для первого ряда скважин

$$q_1 = (0,075 \times f \times K_T - 0,3 \times D \times \sqrt{f}) \times \frac{360}{E}, \quad \text{кг/м}^3$$

где f - коэффициент крепости по Протоdjeяконову,

K_T - коэффициент учитывающий трещиноватость пород,

(1, 2 для крупноблочных 0,9 для трещиноватых.),

D – диаметр долота (0,105; 0,125; 0,155; 0,190; 0,214; 0,243; 0,269; 0,300; 0,320 м),

E – работоспособность выбранного ВВ.

Результат округлить до 0,01 кг/м.

Вместимость скважины

$$P = 0,785 \times D^2 \times G, \quad \text{кг/м};$$

где G - плотность ВВ в заряде кг/м³.

Сопротивление по подошве уступа для первого ряда зарядов

$$W_1 = \frac{0,6 \times D \sqrt{0,3 \times D^2 \times q^2 + 2,7 \times H \times L_1 \times q \times G} - 0,3 \times D^2 \times G}{H \times q}, \quad \text{м.}$$

Результат округлить до 0,5 м.

Должно соблюдаться условие

$$W_1 \leq 0,8 \times H,$$

Минимальное значение ЛСПИ исходя из требований техники

безопасности

$$W_6 = H \times \text{ctg} \alpha + 2, \quad \text{м},$$

где α - угол наклона откоса уступа, град.

Должно соблюдаться условие

$$W_6 \geq W_1.$$

Если условие (1.7) не соблюдается, то переходят на следующий больший диаметр бурения, пока не будет соблюдено выполнение условие (1.7)

Последнему присвоить W_1

Длина забойки скважин первого ряда

$$U_1 = k_3 \times W_1, \text{ м},$$

где k_3 – коэффициент учитывающий забойку ($k_3=0,4-0,6$).

Результат округлить до 0,5 м.

Расстояние между скважинами в первом ряду

$$a_1 = 0,85 \times W_1, \text{ м}.$$

Результат округлить до 0,5 м.

Количество скважин в первом ряду

$$N_1 = \frac{L_6}{a_1},$$

где L_6 -длина блока, м. (ориентировочно 350-500 м)

Результат округлить до целых чисел.

Длина заряда в скважинах первого ряда

$$L_{31} = L_1 - U_1, \text{ м}.$$

Масса заряда в скважинах первого ряда

$$Q_1 = L_{31} \times P, \text{ кг}.$$

Результат округлить до 20 кг.

Удельный выход горной массы из первого ряда

$$V_1 = \frac{W_1 \times a \times H}{L_1}, \text{ м}^3/\text{м}.$$

Результат округлить до 0,1.

Расстояние между рядами скважин

$$e = 0,85 \times W_1, \text{ м}.$$

Результат округлить до 0,5 м.

Глубина скважин второго и последующих рядов

$$L_2 = H \times K_2, \text{ м},$$

где $K_2=1,05-1,2$

Результат округлить до 0,5 м.

Длина забойки скважин второго и последующих рядов

$$U_2 = K_{32} \times e, \text{ м}.$$

где $K_3=0,5-0,35$

Результат округлить до 0,5 м.

Длина заряда в скважинах второго и последующих

рядов

$$L_{3,2} = L_2 - U_2, \text{ м.}$$

Результат округлить до 0,5 м.

Масса заряда во втором и последующих рядах

$$Q_2 = L_{3,2} \times P, \text{ кг.}$$

Результат округлить до 20 кг.

Расстояние между скважинами во втором и последующих рядах

$$a_2 = 0,85 \times W_1, \text{ м.}$$

Результат округлить до 0,5 м.

Количество скважин во втором и последующих рядах

$$N_2 = N_1(M - 1),$$

где M -число рядов скважин.

Удельный выход горной массы из второго и последующего рядов

$$V_2 = \frac{v \times a_2 \times H}{L_2}, \text{ м}^3/\text{м.}$$

Удельный расход ВВ во втором и последующих рядах

$$q_2 = \frac{Q_2}{v \times a_2 \times H}, \text{ кг/м}^3.$$

Количество скважин на блоке

$$N = N_1 \times M.$$

Масса ВВ для зарядки блока

$$Q = Q_1 \times N_1 + Q_2 \times N_2, \text{ кг.}$$

Объём взрываемого блока

$$A = L_6 \times H \times [W_1 + a(M - 1)], \text{ м}^3.$$

Объём бурения

$$L = N_1 \times L_1 + N_2 \times L_2, \text{ м.}$$

Количество КЗДШ при диагональной схеме взрывания

$$Z_5 = (N_1 + M - 2) \times 2, \text{ шт.}$$

Удельный расход ВВ по всему блоку

$$q = \frac{Q}{A}, \text{ кг/м}^3. \quad (1.28)$$

Удельный выход горной массы

$$V = \frac{A}{L}, \text{ м}^3/\text{м.}$$

Объём забоечного материала на блок

$$V_3 = 0785D^2 (U_1 \times N_1 + U_2 \times N_2), \text{ м}^3. \quad (1.30)$$

Количество боевиков

$$Pq = (N_1 + N_2) \times 2 \text{ шт.} \quad (1.31)$$

Количество ДШ

$$DS = (\sqrt{a_1^2 + e_1^2} \times N_1 + 2 \times (N_1 - 1) \times a_1 + 2 \times e_1(M - 1) + 2,0 \times H \times (N_1 + N_2)) \times 1,1, \text{ м.}$$

(1.32)

Ширина развала

$$B_5 = 2,25 \times \sqrt{q_6} \times H + (M - 1) \times e, \text{ м.}$$

(1.33)

. Высота развала

$$H_p = 1,1 \times H, \text{ м.}$$

(1.34)

Ширина буровой заходки

$$B_5 = 2 + (M - 1) \times e, \text{ м}$$

(1.35)

Годовой расход ВВ

$$Q_7 = 1,05 \times q \times \frac{A_2}{1000}, \text{ т.}$$

(1.36)

где A_2 – объем производства м³/год.

Годовой расход ДШ

$$D_2 = \left(\frac{D_s \times A_2}{A} \right) \times \frac{1,1}{1000}, \text{ тыс. м.}$$

Удельный расход ДШ

$$D_y = \frac{D_2}{A_2}, \text{ м/м}^3$$

Годовой расход боевиков

$$P_2 = 1,1 \times \frac{Pq}{A} \times A_2, \text{ шт.}$$

(1.39)

Определение зон, опасных по разлету отдельных кусков породы

Расстояние, опасное для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов, рассчитанных на разрыхляющее действие определить по формуле

$$r_p = 1250 \times \eta_3 \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{33}} \cdot \frac{D}{a_1}}, \text{ м,}$$

где η_3 – коэффициент заполнения скважины взрывчатым веществом,

$$\eta_3 = \frac{L_{3.1}}{L_1};$$

η_{33} – коэффициент заполнения скважины забойкой,

$$\eta_{33} = \frac{U_1}{L_1 - L_{3.1}};$$

при полном заполнении забойкой свободной от заряда верхней части скважины $\eta_{33} = 1$, при взрывании без забойки $\eta_{33} = 0$.

При взрывании серии зарядов одинакового диаметра с переменными параметрами η_3 , η_{33} , a_2 расчет безопасных расстояний по формуле должен производиться при наименьшем значении η_{33} и a_2 и наибольшему η_3 из всех имеющихся в данной серии.

Расчетное значение опасного расстояния округляется в большую сторону до значения, кратного 50м. Окончательно принимаемое при этом безопасное расстояние должно быть меньше минимальных значений, указанных в табл. 2

Таблица 2 - Расстояния, безопасные по разлету отдельных кусков породы

Для наименьшего сопротивления $W1, W2$	Расстояния опасной зоны, метров для людей при значении показателя действия взрыва заряда			
	1,0	1,5	2,0	2,5-3,0
1	2	3	4	5
1,5	200	300	350	400
2	200	400	500	600
4	300	500	700	800
6	300	600	800	1000
8	400	600	800	1000
10	500	700	900	1000
12	500	700	900	1200
15	600	800	1000	1200
20	700	800	1200	1500

По расчету и с учетом данных табл. 2 принимаются безопасные для людей расстояния по разлету кусков породы.

Охрана труда и безопасность

Описываются правила учета и хранения ВВ, их транспортировка от склада до места работ. Охрана в пути и на местах производства работ. Опасная зона. Работа с детонирующим шнуром. Зарядание и забойка скважин. Монтаж взрывной сети и порядок взрывания. Сигналы оповещения и допуск людей к месту взрыва после его проведения. Ликвидация отказавших зарядов.

3.7 Выемочно-погрузочные работы

Для выполнения выемочно-погрузочных работ на карьерах используются экскаваторы циклического действия. Одноковшовые экскаваторы представлены прямыми мехлопатами и драглайнами. Прямые мехлопаты благодаря жесткой связи стрелы с ковшом развивают большее усилие черпания (до 400 кН) и характеризуется большой прочностью рабочего оборудования. При выемке пород мехлопатами различают типы забоев: тупиковый, боковой и фронтальный.

На экскаваторах типа драглайн крепление ковша осуществляется к экскаватору с помощью подъемного и тягового канатов. Драглайн может разрабатывать породы торцевым и тупиковым забоями.

При установлении типа выемочно-погрузочного оборудования в данном разделе необходимо решить следующие вопросы :

Рассчитать относительный показатель трудности экскавации П, и оценить разрабатываемые породы по экскавируемости

$$P_{эм} = 0,3\lambda_{ср} (0,2\delta_{сж} + \delta_{сдв} + \delta_{раст}) + 0,003 \nu$$

где $\delta_{сж}$, $\delta_{сдв}$, $\delta_{раст}$ принимаются в МПА;

$\lambda_{ср}$ - коэффициент структурного ослабления пород в массиве. ($\lambda_{ср} = 0,35$);

ν - плотность пород, кг/м³.

Минимальная длина экскаваторного блока

$$L_б = \frac{L_ф}{n_э}, \text{ м,}$$

где $L_ф$ - средняя длина фронта работ, м ($L_ф \approx 3000-5000$ м);

$n_э$ - число экскаваторов в работе.

Определить часовую паспортную, техническую и эффективную производительность экскаватора (продолжительность цикла по элементам, коэффициенты

наполнения, разрыхления породы в ковше, влияние технологии выемки и др.), а также сменную, месячную и годовую

$$П_{п} = \frac{3600E}{T_{ц.п.}}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

где E - емкость ковша экскаватора, м³;

$T_{ц.п.}$ - продолжительность цикла паспортная, (30 с.).

Техническая производительность экскаватора

$$П_{т} = \frac{3600E}{T_{ц.ф.}} \cdot K_{п} \cdot K_{з}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $K_{п}$ - коэффициент влияния экскавируемой породы;

$K_{з}$ - коэффициент влияния параметров забоя, 0,85;

$T_{ц.ф.}$ - фактическая продолжительность цикла, (50с.).

Коэффициент влияния экскавируемой породы

$$K_{п} = \frac{K_{нк} \cdot t_{чп} + t_{прп}}{K_{рк} \cdot t_{эф} + t_{прп}},$$

где $K_{н.к.}$ - коэффициент наполнения ковша ($K_{н.к.} = 0,8$);

$K_{р.к.}$ - коэффициент разрыхления в ковше ($K_{р.к.} = 1,40$);

$t_{прп.}$ - паспортная продолжительность поворотно-разгрузочных операций ($t_{прп} = \frac{20}{50}$, с);

$t_{чп}$ и $t_{эф}$ - время черпания паспортное и фактическое (10 и 20 с).

Суточная производительность экскаватора

$$П_{с} = П_{п} \cdot n_{св} \cdot t, \text{ м}^3/\text{сут},$$

где $n_{св}$ - число рабочих смен в сутках.

t – продолжительность работы экскаватора в смену, час

Годовая производительность экскаватора

$$П_{г} = П_{с} \cdot T_{р}, \text{ м}^3/\text{год},$$

где $T_{р}$ - число рабочих дней в году.

Рабочий парк экскаваторов

$$N_{э} = f \cdot \frac{A_{г}}{П_{г}}, \text{ шт.},$$

где f – коэффициент неравномерности работы карьера (f=0,9);

$A_{г}$ – годовой объем добычи вскрыши, м³.

Расчет необходимого количества экскаваторов типа ЭШ 10/60 производить по выше указанному порядку.

Опыт применения колесных погрузчиков на открытых разработках в качестве основного выемочно-погрузочного оборудования подтверждает возможность использования в самых разнообразных условиях при отработке уступов высотой 2-20 м.

Для погрузчиков с шарнирно-сочлененной рамой минимальная ширина заходки:

$$B = b_k + Z_1, \text{ м,}$$

где b_k – ширина ковша погрузчика, м;

$Z_1 = 0,4 \div 0,6$ минимальное расстояние между погрузчиком и нижней бровкой на вала, м.

Фронт работ колесного погрузчика практически без ущерба может быть рассредоточен на нескольких горизонтах карьера, что имеет важное значение при наличии нескольких сортов полезного ископаемого.

Сменная эксплуатационная производительность погрузчика определяется по формуле:

$$Q_n = \frac{3600 E K_n \cdot T_{см} \cdot Z \cdot \gamma}{T_{ц} \cdot K_p}, \text{ Т,}$$

где E – емкость ковша, м³;

K_n – коэффициент наполнения ковша;

$T_{см}$ – продолжительность смены, час;

$Z = 0,6 \div 0,9$ – коэффициент использования погрузчика в течении смены;

γ – плотность породы в целике, т/м³;

$T_{ц}$ – продолжительность рабочего цикла погрузчика, сек;

K_p – коэффициент разрыхления породы.

Продолжительность рабочего цикла погрузчика при выполнении погрузочно-транспортных работ определяется по формуле:

$$t_{ц} = t_{п} + t_{дв.г} + t_{р} + t_{дв.п}, \text{ с;}$$

где $t_{п}$ – время наполнения ковша; $t_{п} = 5 \div 7$, с;

$t_{дв.г}$ – время движения погрузчика к месту разгрузки;

$t_{р} = 3-5$ – время разгрузки ковша, с;

$t_{дв.п}$ – время движения порожнего погрузчика к месту разгрузки,

с.

$$t_{дв.г} = 3,6 \frac{L_2}{V_2}, \text{ с;}$$

где L_r - длина пути при движении погрузчика с грузом к месту разгрузки;

V_r - скорость движения груженого погрузчика, км/час;

$$t_{об.н} = 3,6 \frac{L_n}{V_n}, \text{ с};$$

где L_n – длина пути при возвращении погрузчика с грузом к месту разгрузки, м;

V_n – скорость движения порожнего погрузчика, км/час.

При движении погрузчика от забоя к месту разгрузки и обратно скорость достигает 10-15 км/час.

Объем призмы волочения, перемещаемый бульдозером за один цикл, можно определить как объем треугольной призмы:

$$V_n = \frac{B_n h_n^2}{2 \operatorname{tg} \alpha}, \text{ м}^3;$$

где B_n – ширина бульдозерного лемеха, м;

h_n – высота лемеха, м;

$\alpha=35 \div 60^\circ$ - угол откоса породы в призме волочения.

Часовая техническая производительность бульдозера при выемке и перемещении породы определяется по формуле

$$П_{\text{тех}} = \frac{3600 V_n \cdot K_q}{T_{\text{ур}} \cdot K_{\text{рп}}}, \text{ м}^3;$$

где V_n - объем породы, перемещаемый бульдозером за один цикл, м^3 ;

K_q - коэффициент изменения производительности бульдозера, учитывающий уклон и дальность перемещения породы (0,6 ÷ 2,5);

$T_{\text{ур}}$ – продолжительность рабочего цикла, с;

$K_{\text{рп}}$ – коэффициент разрыхления породы (1,2 ÷ 1,5).

Максимальный поперечный угол при работе бульдозеров не должен превышать 30° , спуск - 45° .

Продолжительность рабочего цикла бульдозера:

$$T_{\text{ур}} = t_n + t_{\text{гг}} + t_{\text{гп}} + t_v = \frac{L_n}{V_n} + \frac{L_{\text{м}}}{V_{\text{гг}}} + \frac{L_{\text{м}}}{V_{\text{гп}}} + t_a, \text{ с};$$

где t_n - время набора породы, с;

$t_{\text{гг}}$ – время движения бульдозера с грузом, с;

$t_{\text{гп}}$ – время движения бульдозера без груза, с;

$t_b - 5 \div 10$ – время на переключение скоростей и опускание лемеха, с;

L_n, L_{np} – расстояние соответственно набора и перемещения породы, м;

V_n, V_{gp}, V_{gp} – средняя скорость движения бульдозера соответственно при наборе породы, с грузом и без груза (0,6; 1,3; 2,5).

Разработка породы скрепером осуществляется горизонтальными слоями с заполнением ковша на горизонтальной или наклонной площадях.

Длина слоя породы, которая заполняет ковш скрепера:

$$L_3 = \frac{E \cdot K_{ск}}{b \cdot h_{ск}}, \text{ м};$$

где E – емкость ковша скрепера, м³;

$K_{ск} - 1,1 \div 1,4$ - коэффициент скрепирования (экскавации);

b – ширина режущей кромки ковша, м;

$h_{ск}$ - толщина слоя, срезаемая скрепером.

Часовая техническая производительность скрепера определяется по формуле:

$$P_{ск.тех} = 60 \frac{E}{T_{цр}} \cdot K_{ск}, \text{ м}^3;$$

где $T_{цр}$ – продолжительность рабочего цикла, мин.;

$$T_{цр} = t_3 + t_{gp} + t_p + t_{gn} + t_6, \text{ мин.};$$

где $t_3 - 0,7 \div 1,5$ – продолжительность заполнения ковша, мин.;

t_{gp}, t_{gp} – продолжительность движения скрепера соответственно с грузом и без груза, мин.;

$t_p = 0,3 \div 1$ – продолжительность разгрузки;

$t_b = 1 \div 1,5$ - продолжительность вспомогательной операции.

$$t_{g2} = \frac{L_2}{V_2}, \quad \text{мин.}, \quad t_{gp} = \frac{L_n}{V_n}, \quad \text{мин.},$$

(2.13.3)

где L_r, L_n – расстояние движения скрепера с грузом и порожняком, м;

$V_r = 6 \div 50$ – скорость движения скрепера с грузом, м/мин;

$V_n = 10 \div 80$ – скорость движения скрепера без груза, м/мин.

Сменная эксплуатационная производительность колесного скрепера:

$$P_{ск см} = 60 \frac{E}{T_{цр}} \cdot T_{см} \cdot K_{ск} \cdot K_{нск}, \text{ м}^3$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, час;
 $K_{нск}=0,7 \div 0,85$ – коэффициент использования скрепера во времени.

3.8 Карьерный транспорт

Основное назначение карьерных транспортных установок – перемещение горной массы от забоев выемочно-погрузочных машин до пунктов разгрузки. Пунктами разгрузки вскрышных пород являются приемные пункты отвалов; полезных ископаемых – приемные бункера дробильных, обогатительных фабрик.

Основными особенностями карьерного транспорта являются большие подъемы или спуски по трассе транспортирования грузов, значительный грузооборот при относительно небольшой дальности транспортирования, что связано с высокой интенсивностью и плотностью движения транспортных средств.

Основные требования к карьерному транспорту: увязка параметров выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, обеспечение заданной производительности карьера по перемещению вскрышных пород и полезного ископаемого, поддержание бесперебойной работы вскрышного и добычного оборудования, соблюдение безопасной работы и обеспечение наименьшей стоимости транспортирования и трудоемкости работ.

3.8.1 Железнодорожный транспорт

Верхнее строение железнодорожного пути включает рельсы, скрепления, шпалы и балластный слой. Верхнее строение размещается на земляной трассе, выровненная (отрихтованная) как в плане, так и в профиле.

Для перемещения вскрышных пород полезного ископаемого применяют электровозы переменного и постоянного тока. Предлагается к применению в качестве тягового агрегата электровозы переменного тока.

Техническая характеристика электровоза оформляется в виде таблицы.

На рудных карьерах основным видом вагонов для перевозки полезного ископаемого и вскрышных пород являются думпкары.

Предлагается к применению думпкары. Техническая характеристика думпкар оформляется в виде таблицы.

Полезная масса поезда при движении на подъем

$$nq = \frac{Q_{см} (1000 + \psi_{дв} \cdot g - V_p \cdot (W_0 + g + z_p))}{(W_0 + g + z_p) \cdot K_e}$$

где V_p – коэффициент расчетной массы локомотива состава - 1;

q – грузоподъемность думпкара – 105 т;

$Q_{см}$ – сцепная масса локомотива – 360 т;

$\Psi_{дв}$ – коэффициент, сцепления между ведущими колесами и рельсами при движении;

W_0 – основное удельное сопротивление движения – 45 Н/т;

Γ_p – руководящий подъем - 45%;

K_b – коэффициент общей массы вагона 1,45;

n – принятое число думпкар.

Определяем фактическое количество думпкар в составе

$$n = \frac{nq}{q}, \text{единиц};$$

Определим геометрическую емкость думпкар в локомотивосоставе

$$V_{coc} = V_q \cdot \Pi, \text{м}^3;$$

Коэффициент разрыхления горной массы в думпкаре – 1,3.

Фактическая емкость локомотивосостава

$$V_{фак} = \frac{V_{coc}}{1,3}, \text{м}^3;$$

Дано: длина пути транспортирования L_T , км.

Скорость движения порожнего состава – $V_{пор}$ - км/ч.

Скорость движения груженого состава: $V_{гр}$ – км/ч.

Время одного рейса локомотивосостава

$$T_p = t_{зр} + t_{пор} + t_{погр} + t_{разг}, \text{час};$$

$$t_{гр} = \frac{L_m}{V_{зр}} \cdot Z, \text{час}, \text{ где } Z - \text{коэффициент учитывающий время}$$

разгона, торможения и обмена на туниках - 1,5;

$$t_{пор} = \frac{L_T}{V_{пор}} \cdot Z;$$

$$t_{номр} = \frac{V_{ф} \cdot T_u}{60 \cdot E \cdot n}, \text{час};$$

где – $V_{фак}$ – фактическая емкость локомотив состава, м³;

$T_{ц}$ – время цикла погрузки экскаватором, 50 с;

E – емкость ковша экскаватора, m^3 ;

n – коэффициент влияния забоя – 0,7;

$t_{раз}$ – время разгона, час;

$$t_{раз} = t \cdot n, \text{ час};$$

t – время разгона одного думпкара – 2 мин.

Количество рейсов локомотивосостава в смену

$$N_p = \frac{T_{см} - T_n}{T_p},$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены – 12 час;

T_n – подготовительно-заключительные операции – 0,6 час;

T_p – время одного рейса локомотивосостава, час.

Производительность локомотивосостава в смену

$$П_{сост см} = V_{фак} \cdot N_p, \text{ м}^3/\text{см};$$

Производительность локомотивосостава в год

$$П_{сост г} = П_{сост см} \cdot 2 \cdot 290 \text{ дней}, \text{ м}^3/\text{год};$$

Количество составов

$$N_{сост} = \frac{A}{П_{сост г}} \cdot K_{рез}, \text{ единицу};$$

где A – годовой объем перевозок, m^3 ;

$П_{сост г}$ – производительность локомотивосостава в год, $m^3/\text{год}$.

$K_{рез}$ – коэффициент резерва – 1,3.

Пропускная и провозная способность железнодорожного транспорта

Пропускная способность главных путей проложенные в капитальной траншее определяется: числом путей на перегоне, временем занятия перегона, зависящих от длины перегона, способом связи между отдельными пунктами. Пропускная способность перегона при равномерной подаче поездов может быть определена из выражения:

В груженом направлении для двухпутевой линии

$$N_{зр} = \frac{T_{см}}{\left(\frac{L_{огр}}{V_{зр}}\right) + \tau}, \text{ пар поездов в смену};$$

В порожняковом направлении

$$N_{пор} = \frac{T_{см}}{\left(\frac{L_{огр}}{V_{пор}}\right) \cdot \tau},$$

где $L_{огр}$ - продолжительность движения груженого порожнякового поезда по ограниченному перегону длиной $1,5 \div 2$ км;

$V_{гр}$, $V_{пор}$ – скорости движения локомотивосостава в груженом и порожняковом состоянии;

τ – время на связь между отдельными пунктами (при автоблокировке $\tau=0,02$ час; при телефонной связи $\tau=0,04$ час).

Провозная способность перегона ($m^3/смену$) устанавливается из выражения

$$M = \frac{N_0 n q}{f_n}, m^3 / смену,$$

N_0 - пропускная способность ограничивающего перегона пар в смену;

наибольшее значение $N_{гр}$ или $N_{пор}$;

nq – масса одного состава, m^3 ;

f_n – коэффициент резерва провозной способности – $1,1 \div 1,25$.

Общее количество думпкаров на добыче:

$$N_{сост} \cdot n \cdot K_{рез}, \text{ единицу,}$$

где $N_{сост}$ – количество составов;

n – количество думпкаров в составе;

$K_{рез}$ – коэффициент резерва – $1,3$.

Средняя плотность вскрышных пород $2,2 \div 2,7$, что значительно меньше плотности полезного ископаемого. Принимаем число думпкар в составе 12 единиц.

Порядок расчета транспортирования вскрышных пород аналогичен транспортированию полезного ископаемого.

3.8.2 Автомобильный транспорт

Комбинированный вид транспорта обеспечивает доставку полезного ископаемого из рудного забоя экскаватора до ближайшего перегрузочного пункта. Экскаватором с перегрузочного пункта полезное ископаемое грузится в локомотивосостав, с помощью которого груз доставляется на дробильно-обоганительный комплекс.

Автомобильный транспорт является частью комбинированного транспорта. Доставка полезного ископаемого осуществляется автосамосвалом типа БелАЗ.

Техническая характеристика автосамосвала БелАЗ выполняется в виде таблицы.

Доставка грузов автосамосвалами производится по автодорогам, которые разделяются на производственные и внутрихозяйственные. Производственные автодороги могут быть постоянного и краткосрочного действия. В целом карьерная автодорога может быть представлена прямыми, спиральными, петлевыми и комбинированными съездами. Автодорога состоит из земляного полотна, дорожного покрытия (щебня), обочин, водоотводных и ограждающих сооружений, берм.

В целях предотвращения пыления постоянные и временные автодороги поливают водой.

Состояние автодорог и подъездов к экскаваторам определяют производительность автосамосвалов.

Время погрузки экскаватором определяется из выражения

$$t_n = \frac{V_0 \cdot T_{ц}}{60 \cdot E \cdot K_э}, \text{мин.},$$

где V_a – емкость кузова автосамосвала, м³;

$T_{ц}$ – продолжительность цикла погрузки;

E – емкость ковша экскаватора, м³;

$K_э$ – коэффициент экскавации.

Время рейса автосамосвала без погрузки определяется из выражения:

$$T_p = t_{эп} + t_{нр} + t_p + t_{ман}, \text{мин.},$$

где t_p – время разгрузки – 1,5 мин.;

$t_{гр}$, $t_{пр}$ – время движения груженого и порожнего автосамосвала, мин.;

$t_{ман}$ – время для маневрирования при погрузке и разгрузке, 2,5 мин.;

$$t_{эп} + t_{нр} = \left(\frac{60L_{гр}}{V_{эп}} + \frac{60L_{пр}}{V_{пр}} \right) \cdot K_{рез}, \text{мин.};$$

где $L_{гр}$ – дальность транспортирования груза от забоя экскаватора до перегрузочного пункта, км.;

$V_{гр}$, $V_{пор}$ – скорость автосамосвала в груженом состоянии и порожняковом, км/час;

$K_{рез}$ – коэффициент резерва, 1,3.

Количество автосамосвалов на один забойный экскаватор

$$N_a = \frac{T_p}{t_n} + 1, \text{единиц.}$$

Округлять до единицы.

Сменная производительность автосамосвала

$$N_{cm} = V \cdot K_3 \cdot \frac{T_{cm}}{T_p} \cdot K_n, \text{м}^3;$$

где N_{cm} – сменная производительность автосамосвала, м^3 ;

V – емкость кузова автосамосвала, м^3 ;

K_3 – коэффициент загрузки кузова автосамосвала, 0,8 -0,9;

T_{cm} – продолжительность чистого времени смены 10 – 11 час;

T_p – время рейса автосамосвала, час;

K_n – коэффициент неравномерности, 0,7 -0,9.

Базовая производительность автосамосвала

$$N_{год} = N_{cm} \cdot 2 \cdot 290, \text{м}^3.$$

Необходимое количество автосамосвалов

$$N_{авто} = \frac{A}{N_{год}} \cdot K_p, \text{единиц,}$$

где A – годовой объем добычи полезного ископаемого, м^3 ;

K_3 – коэффициент резерва, 1,2 ÷ 1,4.

Пропускная способность производственной полосы автодороги при движении в одном направлении (автомашин/час)

$$N_n = \frac{60K_n}{I_n}$$

где K_n – 0,5 ÷ 0,8 – коэффициент неравномерности движения;

I_n – интервал времени между машинами, 2 мин.

Провозная способность однополосной дороги

$$M = N_n \cdot q_a \cdot K_p, \text{м}^3/\text{час};$$

где N_n – пропускная способность, /час;

q_a – грузоподъемность самосвала, м^3 ;

K_p – коэффициент резерва провозной способности.

Если провозная способность меньше заданной производительности, то ее можно увеличить путем повышения скорости, применение автосамосвалов с большей емкостью кузова.

3.9 Отвальные работы

Процессы складирования вскрышных пород с помощью средств механизации принято называть отвалообразованием.

Отвалообразование является завершающим этапом в технологической цепи производства вскрышных пород. От четкой и безаварийной работы отвалообразования зависят технико-экономические показатели работы горного и транспортного оборудования и всего карьера в целом.

Принимается углубленная система разработки с внешним отвалообразованием. При выборе места расположения отвалов руководствуются рядом положений: отвалы должны располагаться по возможности ближе к карьере; подступы к отвалу не должны иметь крутых подъемов и спусков; под отвалами не должны быть запасы полезного ископаемого; площади, занимаемые под отвал должны быть не пригодными для использования в сельском хозяйстве.

Отвалообразование характеризуется следующими параметрами: высотой и числом уступов (ярусов), углом откоса уступов, приемной способностью, длиной и способом перемещения отвального фронта работ. По способу перемещения фронта работ отвала делится на параллельное, веерное, криволинейное.

Тип отвальных экскаваторов соответствует типам забойных экскаваторов. Работа отвальных экскаваторов состоит в экскавации породы, разгружаемых из думпкаров, и укладке ее в отвал.

Оптимальная длина отвальных тупиков, обеспечивающие наиболее экономическое использование горного и транспортного оборудования, устанавливается на основе технико-экономических расчетов и составляет 1500-2500 метров.

Основными определяющими параметрами отвалов является высота отвального уступа (яруса h , шаг переукладки отвальных путей, длина отвального тупика – L_0).

3.9.1 Экскаваторное отвалообразование

Количество поездов, которые могут быть разгружены на отвальном тупике в смену

$$N_0 = \frac{T_{см}}{t_{раз} + t_0}, \text{единиц};$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, час;

$t_{раз}$ - продолжительность разгрузки состава, $0,4 \div 0,5$;

t_0 - время на обмен поезда, $0,5$ час.

Приемная способность отвального тупика в смену

$$V_c = N_0 \cdot nq = \frac{T_{cm} \cdot nq}{t_{раз} + t_0}, \text{М}^3;$$

Сменная производительность отвального экскаватора должна соответствовать приемной способности отвального тупика

$$T_{cm} \cdot Q_э \cdot \eta_в = \frac{T_{cm} \cdot nq}{t_{раз} + t_0}, \text{М}^3;$$

где $Q_э$ – часовая производительность экскаватора, $\text{М}^3/\text{час}$;

$\eta_в$ – коэффициент использования экскаватором во времени – 0,75.

Отсюда продолжительность обмена поезда:

$$t_0 = \frac{nq}{Q_э \eta_в}, \text{ час.}$$

В этих условиях часовая производительность экскаватора

$$Q_э = \frac{nq}{\eta_в (t_{раз} + t_0)}, \text{М}^3/\text{час};$$

Годовая производительность экскаватора

$$Q_{э2} = Q_э \cdot 2 \cdot 290, \text{М}^3/\text{год};$$

Приемная способность тупика между двумя смежными переукладками

$$Q_{мын} = \frac{H_y \cdot L \cdot c}{K_p}, \text{М}^3,$$

где H_y – высота отвального тупика, м;

L – длина отвального тупика, м;

c – шаг переукладки пути, м;

K_p – коэффициент разрыхления породы – $1,2 \div 1,25$;

$$C = (R_q + R_p), \text{М.},$$

где R_q – радиус черпания, м;

R_p – радиус разгрузки, м.

Продолжительность работы отвального тупика

$$n_c = \frac{Q_{мын}}{2V_c}, \text{дни};$$

Число отвальных тупиков

$$N_{mp} = \frac{V_{вс}}{V_c},$$

где $V_{вс}$ – среднесуточное поступление вскрыши, поступающей на отвал, М^3 ;

$$V_{вс} = \frac{A_{в}}{365}, \text{ м}^3/\text{сутки};$$

где $A_{в}$ – годовой объем вскрыши, м^3 .

Количество экскаваторов на отвале

$$N_3 = \frac{A_{в}}{Q_{э2}} \cdot f, \text{ шт.}$$

f - коэффициент резерва (1,2-1,4)

3.9.2 Бульдозерное отвалообразование

Площадь отвала S_0 , длина $L_{дор}$ фронта разгрузки, число $N_{ро}$ отвальных участков, одновременно находящихся под разгрузкой, длина $L_{ф.о}$ отвального фронта, число бульдозеров определяется по следующим формулам:

$$S_0 = \frac{V_{в} \cdot K_p}{H_0 \cdot K_0}, \text{ м};$$

где $V_{в}$ – объем вскрыши, подлежащий размещению в отвал, м^3 ;

K_p – 1,1÷1,2 – остаточный коэффициент разрыхления пород в отвале;

H_0 – высота отвала, м;

K_0 – коэффициент учитывающий использование отвала (при одном уступе $K_0 = 0,8 - 0,9$; при двух уступах $K_0 = 0,6 - 0,7$).

$$L_{ф.р} = N_a \cdot L_n, \text{ м};$$

где L_n – 20 -30 м – ширина полосы по фронту, занимаемой автосамосвалом;

N_a – число одновременно разгружающихся самосвалов.

$$N_a = N_{ч} \frac{t_{рм}}{60},$$

$N_{ч}$ – число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течении часа, 5 – 7;

$t_{рм}$ – 1,5÷2 – продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала, 0,2 часа;

$$N_{ч} = \frac{П_{кч} \cdot K_{нер}}{V_a},$$

где $П_{кч}$ – часовая производительность карьера по вскрыше (добыче), $\text{м}^3/\text{час}$;

$K_{нер}$ – коэффициент неравномерности работы карьера;

V_a – объем вскрыши (добычи) привозимый автосамосвалом за 1 час, м³;

$$N_{op} = \frac{L_{фр}}{60 \div 80},$$

$L_{фр}$ – (60÷80) N_y , м;

N_y – общее число участков:

$$N_y = N_{op} + N_{он} + N_0$$

$N_{оп}$, $N_{ор}$ – число отвальных участков, находящиеся одновременно в планировке и работе ($N_{оп}=N_{ор}$);

$N_0=(0,5 \div 1)$;

$N_{ор}$ – число резервных участков.

$$N_{б} = N_{бр} \cdot K_{ин},$$

$N_{бр}$ – число рабочих бульдозеров;

$K_{ин}=1,3 \div 1,4$ – коэффициенты инвентарного парка бульдозеров;

$$N_{бр} = \frac{V_{б}}{П_{б}} ;$$

$V_{б}$ – сменный объем бульдозерных работ, м³;

$П_{б}$ – сменная производительность бульдозера, м³.

$$V_{б} = П_{кч} \cdot T_{см} \cdot K_{з}, \text{ м}^3;$$

$T_{см}$ – продолжительность смены, час;

$K_{з}=0,5 \div 0,7$ – коэффициент заваленности отвала породой.

4 Вспомогательные процессы горного производства

Автоматизация производственных процессов

Автоматизация, как и комплексная механизация открытой разработки горных пород, может осуществляться последовательно, этапами от простейших ее форм до комплексной автоматизации всех работ карьера.

На первом этапе комплексно-механизированным и автоматизированным карьером считают предприятие, на котором исключено выполнение тяжелых и трудоемких работ вручную, а работа отдельных машин автоматизирована. Управление таким карьером осуществляется централизованно с единой диспетчерской службой.

Основные требования к комплексной механизации и автоматизации производства на первом этапе заключаются в создании единого централизованного диспетчерского управления

всеми производственными процессами, механизации и внедрение автоматического контроля, и управление буровзрывными, экскавационными, отвальными, транспортными и вспомогательными работами.

Оборудование централизованного диспетчерского пункта управления производством служит технические средства связи и сигнализации, в том числе радиофикация всех промышленных установок, промышленное телевидение, а так же электронные вычислительные машины, служащие для обработки постоянно поступающей от рабочих объектов информации и решения задач по специально составленной программе.

Электроснабжение

Электрооборудование потребителей промплощадок комбината (карьера, фабрик хвостового хозяйства) выполнено по радиальным одно и двух ступенчатым схемам, а при воздушных электросетях применяется и магистральная схема.

Для электроснабжения потребителей карьера применен также глубокий ввод напряжения 35 кВ в карьер, по радиально-кольцевой схеме.

Распределение электроэнергии на самих промплощадках выполняется воздушными и кабельными сетями 6 и 0,4 кВ.

Ремонтные работы

Длительная и надежная работа горного и транспортного оборудования возможно только при условии систематического и качественного проведения мероприятий по техническому обслуживанию и ремонту.

Техническое обслуживание представляет собой комплекс операций по поддержанию работоспособности или исправности оборудования при использовании по назначению. В техническое обслуживание могут входить: контроль его технического состояния, смазывание, крепление болтовых соединений, замена некоторых составных частей и т.д. Объем этих работ для каждого типа и модели оборудования устанавливает завод изготовитель. В процессе эксплуатации оборудования из-за изнашивания деталей возникает необходимость в ремонте.

Охрана труда и экология окружающей среды

Технологические процессы, происходящие на карьере, связаны с рядом факторов, влияющих на безопасность жизнедеятельности людей:

Безопасные горные работы в карьере и на отвалах обеспечиваются выполнением «Единых правил безопасности при разработке месторождений открытым способом» принятых в работе.

В соответствии с правилами безопасности и на основании заложенного в проекте оборудования приняты параметры элементов разработки: высота уступа, углы откосов и бортов карьера, ширина рабочих площадок, безопасное расстояние по габаритам оборудования.

Для создания безопасных условий работы предусмотрены: заоткоска постоянных бортов, очистка предохранительных берм.

В связи с применением взрывных работ разработан «Типовой проект по производству массового взрыва». Принятые расстояния до ближайших населенных пунктов не превышают допустимого расстояния по максимальному разлету кусков.

Охрана воздушного бассейна

При добыче и переработке руд и кварцитов в атмосферу выбрасываются следующие загрязняющие вещества: рудная пыль, образующаяся при погрузочно-разгрузочных работах в карьере, на открытых складах, при переработке руд и кварцитов, при производстве концентрата на обогатительной фабрике, при производстве, погрузке и разгрузки окатышей, при сушке руды.

Для защиты атмосферы от вредных выбросов и соблюдения санитарных норм в жилых районах проводятся мероприятия технологического характера, способствующие уменьшению образования и выброса вредных веществ в атмосферу, улавливание и очистка газов и запыленного воздуха для сокращения выбросов в атмосферу.

Одним из источников загрязнения воздушного пространства является транспорт - автомобильный и железнодорожный. От сгорания дизельного топлива в атмосферу выделяется окись углерода, двуокись азота, углерод. Для обеззараживания отработанных газов необходимо применять очистительные аппараты.

Мероприятия по предупреждению загрязнения окружающей среды сточными водами

В качестве источника водоснабжения для обеспечения хозяйственно-питьевых нужд, противопожарных и частично производственных нужд проектом предусмотрены существующие и запроектированные водозаборы и сети и города Железногорска, Березовского водозабора.

В проекте предусмотрена объединенная система водоснабжения для хозяйственно - питьевой и противопожарной нужд и отдельная, для производственных нужд. Бытовые и производственные сточные воды, поступающие в систему хозяйственно-бытовой канализации рудника, имеют состав, допустимый для сброса их на очистные сооружения полной биологической очистки. Вредные и токсичные вещества в сточных водах отсутствуют или находятся в допустимой норме.

5 Экономика и организация производства

Организационно-экономический раздел является заключительным разделом дипломного проекта, в которой через систему экономических показателей отражаются результаты предлагаемых инженерно-технических и технологических решений.

Целью экономических расчетов, выполняемых студентами в организационно-экономическом разделе дипломных проектов, является овладение методами обоснования экономической целесообразности разрабатываемых в специальной части проекта вариантов технических (технологических) решений по совершенствованию производственных процессов добычи полезных ископаемых и определение основных технико-экономических показателей работы проектируемого карьера. Организационно-экономический раздел, входящий в общую структуру дипломного проекта, выполняется студентами на базе освоения теоретических основ цикла экономических и смежных дисциплин. Студент должен показать знания в области последних достижений науки и практики, в области экономики горного предприятия, организации, планирования и управления; уметь применять эти знания при выполнении конкретных экономических расчетов и подтвердить свою подготовленность к самостоятельной работе по избранной специальности в условиях рыночной экономики.

Исходными данными для выполнения данной части проекта должны быть как действующие научно-обоснованные нормативные документы и акты по вопросам экономики и организации труда и производства, инструкции и положения по правовому регулированию производственно-хозяйственной деятельности предприятия, так и фактические технико-экономические показатели работы предприятия, на котором студент проходил преддипломную практику, обратив при этом особое внимание на происходящие изменения при работе предприятия в условиях рыночных отношений.

Текст пояснительной записки должен быть изложен конкретно и сжато, хорошо систематизирован с четким выделением рубрик разделов и параграфов. Результаты расчетов рекомендуется сводить в таблицы с пояснением методов расчета и исходных данных.

Выполнение экономических расчетов в дипломном проекте следует разделить на две части. Первая часть включает в себя решение вопросов детального экономического обоснования разрабатываемого и предлагаемого в специальной части проекта технического (технологического) решения по совершенствованию (реконструкции, модернизации) процесса производства. Эта часть предполагает индивидуальный подход при проведении технико-экономических расчетов и выполняется в первую очередь.

В тех случаях, когда в специальной части дипломного проекта решение технических вопросов связано с рассмотрением нескольких конкурирующих вариантов, целесообразность выбора одного из них должна быть обоснована экономическими расчетами. Для оценки рациональности предлагаемых решений следует также обязательно сравнивать их с «базовым» вариантом, который уже используется на предприятии, и поскольку результаты сравнения в значительной степени находятся в зависимости от «базового» варианта, то выбор одного из предлагаемых вариантов должен быть тщательно обоснован комплексным анализом материально-технической, организационной и экономической целесообразности его внедрения.

Сравнение рассматриваемых вариантов следует производить по минимуму приведенных затрат, определяем по формуле:

$$Z_{пр}^i = C^i + E_n \times K^i \rightarrow \min ;$$

где $Z_{пр}^i$ – приведенные затраты на осуществление i -го варианта, тыс. руб.

K^i - капитальные затраты по i -му варианту, руб.

C^i - текущие (эксплуатационные) затраты по i -му варианту, руб.

E_n – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений ($E_n=0,15$).

При обосновании экономической целесообразности рассматриваемых вариантов технических решений вначале следует определить необходимую сумму капитальных вложений « K^1 » на приобретение и монтаж необходимого оборудования, приборов и устройств, на строительство (реконструкцию) зданий, сооружений и др.

Затем, по этому варианту определяются эксплуатационные затраты « C^1 ». Эксплуатационные затраты по вариантам определяются по ограниченной номенклатуре: заработная плата, материалы, энергетические затраты, отчисления в единый социальный налог, амортизация. При сравнении рассматриваемых вариантов должно соблюдаться условие сопоставимости (нормы, тарифы, цены, объемы производства и др.).

При равенстве или незначительных отклонениях (в пределах 2-5%) приведенных затрат по рассматриваемым вариантам предпочтение следует отдать варианту, позволяющему обеспечить большую производительность труда, а при равенстве и этого показателя отдается предпочтение тому варианту, который с организационной точки зрения легче осуществим, имеет экологические, социальные или иные преимущества.

Ожидаемый годовой экономический эффект от внедрения предложенного мероприятия (\mathcal{E}) можно определить по формуле

$$\mathcal{E}^i_z = (Z^{6_{np}} - Z^{i_{gh}}) \times Q^i ;$$

где $Z^{6_{np}}$ – приведенные затраты по конкурирующему (базовому) варианту, руб./т;

$Z^{i_{np}}$ - приведенные затраты по предлагаемому варианту, руб./т;

Q^i – годовой объем выпуска продукции по предложенному варианту.

Срок окупаемости дополнительных капитальных вложений на осуществление мероприятий по предложенному варианту определяется по формуле

$$T^i_{ок} = \frac{K^i}{\mathcal{E}^i_z} ;$$

Вторая часть организационно-экономических расчетов выполняется в целом по карьере.

В организационной части дипломного проекта должны быть изложены следующие вопросы:

- обоснованный выбор принимаемого режима работы карьера и его структурных подразделений, представлены графики выходов рабочих на работу;
- проанализирована организация работ на буровзрывных, выемочно-погрузочных, транспортных, вскрышных и отвальных процессах (виды бригад, их численный состав, принципы организации их труда, нормирование и оплата труда);
- проанализирована организация производства ремонтных и других вспомогательных работ;
- проведен анализ эффективности применяемых на предприятии действующих форм и систем оплаты труда и систем материального и морального стимулирования и мотивации трудовых достижений,
- расчет необходимой численности персонала карьера, производительности труда.

Выбор и обоснование режима работы карьера.

Выбор календарного режима в значительной степени определяет порядок и эффективность выполнения основных и вспомогательных работ, поэтому режим рассматривается как один из важнейших элементов организации производства.

Под режимом производства работы понимают длительность и порядок интервалов его непрерывной работы и регламентированных перерывов в работе. Иначе говоря, календарный режим работы характеризуется числом рабочих и нерабочих дней и часов за определенный календарный период (сутки, неделя, год).

Основной единицей измерения режима работы является часть суток, называемая сменой, в течение которой производительный процесс выполняется одним составом работающих. По окончании смены производительный персонал полностью меняется. В соответствии с этим различают сменные, суточные и годовой режим работы предприятия.

Годовой режим работы может быть прерывным и непрерывным. При прерывном режиме предприятие и отдельные его

структурные подразделения не работают в выходные и праздничные дни.

При непрерывном режиме производственный процесс протекает непрерывно, а отдельные группы трудящихся работают по так называемому скользящему графику, имея выходные поочередно, в разные дни недели.

Суточный режим определяется числом рабочих смен в сутки, числом междусменных перерывов, длительностью и порядком их чередования.

Практикой доказано преимущество непрерывного годового и суточного режима работы горных предприятий, при котором существенно повышается степень использования мощного дорогостоящего карьерного оборудования во времени. Для проведения ППР при этом выделяются специальные рабочие дни из расчета 1 день в месяц. С учетом удаленности горнодобывающих предприятий от мест проживания его работников наиболее рациональным считается суточный график работы в две смены по 12 часов. Образцы графиков выходов рабочих основных и вспомогательных профессий представлены в таблице 5.1 и 5.2.

Таблица 5.1. Графики выхода рабочих основных профессий

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31
I	A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A		
I		A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B
III			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A
IV	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B			A	B		

Таблица 5.2 Графики выходов рабочих вспомогательных профессий

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31
I	A	A	A	A	A			A	A	A	A	A			A	A	A	A	A			A	A	A	A	A			A	A	A

Расчет численности работников карьера.

Для характеристики численности работников горных предприятий применяются показатели их списочного и явочного составов.

Списочный состав - общее число работников, числящихся в списках предприятия по состоянию на начало каждого календарного дня. В списочный состав включаются со дня зачисления на работу постоянные, сезонные и временные работники всех категорий, принятые со сроком на один день и более. Помимо работников вышедших на работу, в списочных состав включаются работники: находящиеся в служебных командировках, выполняющие государственные и общественные обязанности, направленные на курсы повышения квалификации, не явившиеся на работу по болезни, находящиеся в очередных отпусках, а также по другим уважительным причинам не вышедшие на работу.

Явочная численность рабочих основных профессий определяется в соответствии с заданными объемами работ, количеством оборудования, находящегося в работе, нормами его обслуживания и принятым режимом работы.

Численность вспомогательных рабочих (дежурный, ремонтный персонал) определяется с учетом фактически сложившегося на карьере соотношений этой категории работников к основным рабочим.

Численность рабочих по списку определяется путем умножения явочной численности на коэффициент списочного состава, который рассчитывается по каждому процессу по формуле:

$$K_{cc} = \frac{T_{pn}}{T_{сп}} = \frac{T_{pn}}{(365 - (T_{в} + T_{np} + T_{omn})) \times K_n}; \quad (5.1.)$$

где T_{pn} - количество дней работы предприятия (конкретного цеха или участка) в соответствии с принятым режимом в го;

$T_{вр}$ - плановое количество выходов одного рабочего определенной профессии за годовых;

$T_{в}$ - количество выходных дней за год в соответствии с графиком выходов рабочего на работу;

$T_{\text{пр}}$ - количество праздничных дней в году;

$T_{\text{отп}}$ - количество дней основного и дополнительного отпуска;

$K_{\text{н}}$ - коэффициент учитывающий невыхода рабочего по другим уважительным причинам, $K_{\text{н}}=0.96$.

Результаты расчета численности персонала рабочих представляются в таблице 5.1 по следующей форме.

Таблица 3- Численность руководителей и специалистов

Профессия рабочих	Количество единиц	Число рабочих в	Количество	Явочная чис-	Коэффициент	Списочная
1						
-маш. бур.						
2.Эксплуататорные работы						
3.Транспортные работы						
4 Ремонтные						
ВСЕГО						

Численность руководителей и специалистов определяется с учетом структуры управления карьером и действующего штатного расписания, скорректированного на проектируемый объем добычи. Результаты расчетов приводятся в таблице 5.2 по следующей форме:

Занимаемая должность, отдел, бюро	Численность, чел.	Месячный оклад, руб.	Месячный фонд, заработной платы,

Расчет производительности труда

Производительность труда - важнейший показатель, характеризующий эффективность, как живого труда, так и эффективность работы предприятия в целом. Измеряется обычно в натуральном (для отдельных процессов) и в денежном (для предприятия) выражении как количество продукции (работы, услуг) произведенной за учетную единицу времени (час, смену, месяц, квартал, год) и приходящийся на одного работающего.

В дипломном проекте определяется месячная и сменная производительность труда.

Месячная производительность труда

- рабочего:

$$P_{мес.} = \frac{Q_{мес.}}{N^{р\ сн}}; м^3/мес.;$$

где $Q_{мес.}$ - месячный объем добычи (вскрыши), т; $м^3$;

$N^{р\ сн}$ - списочная численность рабочих, чел;

- трудящегося:

$$P^{тр} = \frac{Q_{мес.}}{N^{р\ ср} + N_{рс}}; т/мес.; м^3/мес.;$$

где $N_{рс}$ - численность руководителей, специалистов и служащих.

Сменная производительность труда рабочего

$$P^{р\ см} = \frac{Q_{сут.}}{N^{р\ яв}};$$

где $Q_{сут.}$ - суточный объем добычи (вскрыши), т, ($м^3$);

$N^{р\ яв}$ - явочная численность рабочих.

В экономической части дипломного проекта для обоснованно выбранной в других разделах наиболее рациональной схемы комплексной механизации выполнения карьерных работ производится расчет себестоимости добычи 1 т. полезного ископаемого или 1 $м^3$ производства вскрыши по установленной в отрасли номенклатуре затрат, т.е. по следующим статьям расходов:

1. Вспомогательные материалы.
2. Энергетические затраты.
3. Средства на оплату труда.
4. Отчисления в единый социальный налог. (ЕСН)
5. Расходы на обслуживание производства.
6. Амортизация основных средств.
7. Расходы на содержание основных средств.

8. Затраты на ремонт основных средств.
9. Износ сменного оборудования и инструмента.
10. Общерудничные расходы.
11. Прочие цеховые расходы.
12. Погашение горно-подготовительных работ.

При этом в дипломном проекте студент самостоятельно производит подробные расчеты затрат по следующим статьям расходов:

- a. вспомогательные материалы;
- b. энергетические затраты;
- c. средства на оплату труда;
- d. отчисления в единый социальный налог;
- e. амортизация основных средств;
- f. затраты на технологические перевозки полезных ископаемых (вскрышных пород).

По остальным статьям: (расходы на содержание основных средств; обслуживание производства; затраты на ремонт основных фондов; износ сменного оборудования; общерудничные расходы; прочие цеховые расходы; погашение горно-подготовительных работ;) величина расходов на 1 т. добычи или 1 м³ вскрыши принимается по сложившимся плановым или фактическим данным конкретного предприятия, с последующим пересчетом месячной суммы на заданный в дипломном проекте объем производства. Ниже излагаются основные методические указания по определению величины затрат, рассчитываемых в дипломном проекте калькуляционных статей.

Вспомогательные материалы

Величина затрат на вспомогательные материалы, используемых в процессе добычи полезных ископаемых в карьере или на вскрышных работах определяется исходя из удельных норм расхода по каждому виду материалов на единицу объема работ, планируемых объемов производства и действующих цен на материалы. Расчеты целесообразно выполнять по форме, представленной в таблице 5.3.

Таблица 5- Расчет затрат на вспомогательные материалы

Наименование материалов	Размерность норматива	Фактор, от которого установлена норма	Норма расхода материалов	Месячная величина факторов	Общий расход материалов в месяц	Цена за единицу. руб.	Месячные затраты на материалы тыс. руб
1	2	3	4	5	6	7	8
ВВ	кг/1000 т	Объём добычи					
Средства взрывания	% от ВВ	27					
Зубья ковша	шт/100 шт	Объём добычи					
Шарош. долота	шт/п.м .	Объём бурения					
Штанги	шт/100 шт п.м.	Объём бурения					
Канаты	кг/100 шт	Объём добычи					
Прокат чёрных металлов	кг/100 шт	Объём добычи					
Трубы стальные	кг/100 шт	Объём добычи					

ГСМ	кг/100 от М/Ю06 Т	Объём добычи		V			
Кабель	м/1000						
Неучтенн	%		10				
Всего:							

Энергетические затраты

Основным видом используемой в карьере энергии является электрическая. Затраты на электроэнергию определяем в соответствии с мощностью электропотребителей действующего в карьере оборудования, режимом его работы и установленным тарифом по оплате за 1 кВт/час электроэнергии.

Месячный расход электроэнергии определяется по формуле:

$$W_{\text{мес}} = N_{\text{yc}} \cdot t_{\text{мес}} \cdot K_{\text{в}} \cdot K_{\text{м}} \cdot \frac{K_{\text{п}}}{\eta};$$

где N_{yc} – установленная мощность двигателей, кВт;

$t_{\text{мес}}$ – месячный фонд времени работы оборудования, час;

$K_{\text{в}}$ – коэффициент использования оборудования по времени (0,6÷0,8);

$K_{\text{м}}$ – коэффициент использования оборудования по мощности (0,6÷0,8);

$K_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий потери электроэнергии в сети низкого напряжения (1,1÷1,5);

η – коэффициент полезного действия двигателя (0,5÷0,6).

Результаты расчета потребляемой электроэнергии представлены в таблице 6

Таблица 6- Расчет потребляемой электроэнергии

Наименование электропотребителей	Кол-во единиц оборудования в работе	Су-ммарная мощность эл. двигател	Ч-исло часов работы в сутки	Су-точный расход эл. энергии кВт	Мес-ячный расход эл.энергии, кВт/

		ей, кВт	п о режи му	т/час, W _{сут}	час, W _{мес}
Буровые станки, тип					
Экскаваторы, тип					
Другие электропотребители					
Неучтенное 10%					
Всего:					

Месячная сумма затрат на электроэнергию определяется по формуле

$$S_{мес} = W_{мес} \cdot t_{эл};$$

где $t_{эл}$ - установленный период за электроэнергии, руб./ кВт.ч

Средства на оплату труда рабочих и специалистов

Исходными данными для расчета месячного фонда на оплату труда рабочих являются: списочная их численность, установленные тарифные разряды и соответствующие им часовые тарифные ставки, месячный фонд рабочего времени и действующие положения о премировании и других доплатах. Расчет месячного фонда на оплату труда рабочих представлен в таблице. Месячный фонд оплаты труда руководителей, специалистов и служащих определен ранее (таблица 5.2).

Общий месячный фонд оплаты труда работников карьера составит

$$\Phi_{общ} = \Phi_{раб} + \Phi_{спец};$$

Единый социальный налог

Согласно действующим положениям в эту статью включаются отчисления на социальное и медицинское страхование, отчисления

в пенсионный фонд и фонд занятости. Размер этих отчислений составляет 26,5% от общего фонда на оплату труда (в перспективе может изменяться), что равно

$$Q_{\text{ЕСН}} = \Phi_{\text{общ}} \times 0.265, \text{ руб.}$$

слес арь											
Взр ывник											
ЭКСКАВАТОРНЫЕ РАБОТЫ											
Маш. экса- ватора											
Пом. маш. Экскават ора											
Электрог а- зосварщ ик											
Электро- слесарь											
Слесарь											

Продолжение табл. 7

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
ТРАНСПОРТНЫЕ РАБОТЫ											
Водитель автосамосвала											
Слесарь по Ремонту ав.											
Электрогазо- сварщик											
Электросле- сарь											
РЕМОНТНЫЕ РАБОТЫ											
Слесарь											
Электрослесарь											
Электрогазо- сварщик											
Всего:											

Примечание:

* Здесь указан примерный перечень профессий, рабочих карьера, который должен быть уточнен студентами в период прохождения преддипломной практики.

Амортизация основных средств

Амортизация – это постепенный перенос стоимости износа основных производственных фондов на производимую продукцию или оказываемые услуги. Изложить известные методы амортизационной политики на предприятии.

Месячная сумма амортизационных отчислений определяется в соответствии с количеством списочного оборудования, его балансовой стоимостью и действующими нормами амортизации. Результаты расчетов приводятся в таблице 8

Таблица 8- Расчет амортизационных отчислений

Наименование оборудования, его тип	Списочное кол-во оборудования, шт.	Стоимость оборудования с учетом доставки и монтажа тыс.руб.		Нормы амортизации %	Месячная сумма амортизации, тыс. руб.
		За единицу	Стоимость всего оборудования		
1	2	3	4	5	6
Буровые станки					
Экскаваторы					
Автосамосвалы					
Др. оборудование					
Неучтенные 15%					
Всего:					

По остальным статьям (расходы на содержание основных средств, обслуживание производства, затраты на ремонт основных средств, износ сменного оборудования, погашение ГПР,

общерудничные расходы, прочие цеховые расходы) величина затрат принимается по данным плановой или фактической калькуляции в расчете на 1т. добычи полезного ископаемого или 1 м³ вскрыши с последующим пересчетом их месячной суммы на предусмотренные в дипломном проекте объемы производства.

По результатам расчетов затрат по отдельным статьям составляется сводная калькуляция себестоимости добычи (вскрыши).

Таблица 9- Калькуляция себестоимости добычи руды

№ п/п	Наименование статей затрат	Месячная сумма затрат тыс. руб.	Себестоимость добычи 1т. руды, руб.
1	Вспомогательные материалы		
2	Энергетические затраты		
3	Средства на оплату труда		
4	Отчисления на социальные нужды (ЕСН)		
5	Амортизация основных средств		
6	Расходы на содержание основных средств		
7	Обслуживание производства		
8	Затраты на ремонт основных фондов		
9	Износ сменного оборудования		
10	Погашение ГПР		
11	Общерудничные расходы		
12	Прочие цеховые расходы		
Всего:			

Основные технико-экономические показатели проектируемого карьера представлены в сводной таблице 10

Таблица 10 - Основные технико-экономические показатели проектируемого карьера

№ п\т	Наименование показателей	Ед. измерен.	Величина показателей
	1. Годовой объем добычи, млн. т; 2. Срок службы карьера, лет; 3. Режим работы: – годовой; – суточный; – длительность рабочей смены. 4. Балансовые и промышленные запасы полезного ископаемого, млн.т.; 5. Средний коэффициент вскрыши.		

Ряд вспомогательных таблиц может быть не представлен в тексте пояснительной записки.

Список рекомендуемой литературы

Основная учебная литература

1. Репин, Н. Я. Подготовка горных пород к выемке : учебное пособие / Н. Я. Репин. – Москва : Горная книга, 2012.– . - (Процессы открытых горных работ). - URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=229083> (дата обращения: 21.10.2021). – Режим доступа: по подписке. – ISBN 978-5-98672-302-0.– Текст : электронный. – Ч. 1. – 190 с.

2. Авакян, В. В. Теория и практика инженерно-геодезических работ : учебное пособие : [16+] / В. В. Авакян.– Москва ; Вологда : Инфра-Инженерия, 2021.– 696 с. : ил., табл., схем., граф.– URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=618099> (дата

обращения: 11.11.2021). - Режим доступа: по подписке. – Библиогр. в кн. – ISBN 978-5-9729-0582-9. – Текст : электронный.

3. Кутузов, Б. Н. Проектирование и организация взрывных работ : учебник / Б. Н. Кутузов, В. А. Белин ; ред. Б. Н. Кутузов. – Москва : Горная книга, 2012. – 416 с. – (ВЗРЫВНОЕ ДЕЛО). - URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=229077> (дата обращения: 21.10.2021). – Режим доступа: по подписке. – ISBN 978-5-98672-283-2. – Текст : электронный.

Дополнительная учебная литература

4. Репин, Н. Я. Выемочно-погрузочные работы : учебное пособие / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. – Москва : Горная книга, 2010. – 268 с. – (ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ). - URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=229084> (дата обращения: 21.10.2021). – Режим доступа: по подписке. – ISBN 978-5-98672-249-8. – Текст : электронный.

5. Мосинец, В. Н. Горные работы и окружающая среда / В. Н. Мосинец, М. В. Грязнов. - М. : Недра, 1978. - 190 с. - 0.45 р. - Текст : непосредственный.

6. Демченко, И. И. Горные машины карьеров : учебное пособие / И. И. Демченко, И. С. Плотников ; Сибирский федеральный университет. – Красноярск : Сибирский федеральный университет (СФУ), 2015. – 252 с. : табл., ил. - URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=435600> (дата обращения: 21.10.2021). – Режим доступа: по подписке. – Библиогр. в кн. – ISBN 978-5-7638-3218-1. – Текст : электронный.

Перечень методических указаний

1. Проектирование карьеров [Электронный ресурс] : методические указания по выполнению курсовых проектов для студентов специальности «Открытые горные работы» / Юго-Зап. гос. ун-т ; сост. Р. А. Попков. - Курск : ЮЗГУ, 2017. - 18 с.

2. Проектирование карьеров [Электронный ресурс] : методические указания по выполнению практических работ для студентов специальности «Открытые горные работы» / Юго-Зап. гос. ун-т ; сост. Р. А. Попков. - Курск : ЮЗГУ, 2017. - 6 с.