

Документ подписан простой электронной подписью
Информация о владельце:
ФИО: Емельянов Сергей Геннадьевич
Должность: ректор
Дата подписания: 03.06.2022 10:24:13
Уникальный программный ключ:
9ba7d3e34c012eba476ffd2d064cf2781953be730df2374d16f3c0ce536f0fc6

МИНОБРНАУКИ РОССИИ
Федеральное государственное бюджетное
Образовательное учреждение высшего образования
«Юго-Западный государственный университет»
(ЮЗГУ)

Кафедра экспертизы и управления недвижимостью, горного дела

УТВЕРЖДАЮ:
Проректор по учебной работе
О.А. Локтионова

« 17 » 01

2022г.



ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Методические указания по выполнению выпускной
квалификационной работы (ВКР) для студентов специальности
21.05.04 Горное дело
специализация
«Обогащение полезных ископаемых»

Курск 2022

УДК 622

Составители: Л.А. Семенова

Рецензент

Кандидат географических наук, доцент Р.А. Попков

Обогащение полезных ископаемых: Методические указания по выполнению выпускной квалификационной работы (ВКР) для студентов специальности 21.05.04 Горное дело специализации «Обогащение полезных ископаемых» / Юго-Зап. гос. ун-т; сост.: Л.А. Семенова.- Курск, 2022.- 51с.: рис. 9.- Библиогр.: с. 51.

Содержит основные сведения о написании выпускной квалификационной работы студентов специализации «Обогащение полезных ископаемых». 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 «Обогащение полезных ископаемых».

Текст печатается в авторской редакции

Подписано в печать 17.01.2022. формат 60x84 1/16

Усл. Печ. Лист. 3, 0. Уч.-изд.л.²⁷ Тираж 100 экз. Заказ 56. Бесплатно

Юго-Западный государственный университет.

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

Содержание

	Введение	4
1	Требования к оформлению выпускной работы, ее структура и содержание	6
2	Исходные данные для выпускной работы	10
3	Выбор схемы измельчения	11
3.1	Расчет типичных схем измельчения	12
4	Расчет качественно-количественной схемы	14
4.1	Порядок расчета качественно-количественной схемы	15
4.2	Пример расчета качественно-количественной схемы	17
5	Расчет водно-шламовой схемы, баланс воды	22
5.1	Пример расчета водно-шламовой схемы	23
6	Расчет производительности шаровых и стержневых мельниц	28
7	Расчет спиральных классификаторов	32
8	Расчет гидроциклонов	32
9	Расчет магнитных сепараторов	34
10	Расчет оборудования для обезвоживания	36
11	Расчет вспомогательного оборудования	38
12	Экономика и организация производства	41
	Список литературы	51

Введение

Выпускная квалификационная работа на соискание академической степени специалист, специальности 21.05.04 «Горное дело», специализация «Обогащение полезных ископаемых» завершает цикл высшего образования по основной образовательной программе в высшем учебном заведении. Квалификационная работа заключается в изучении и разработке современных схем переработки различных типов минерального сырья на обогатительных фабриках. 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 навыков решения конкретных задач выбора современных технологических схем рудоподготовки и обогащения, 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 обогащения;
- знать методики расчета и уметь выбирать технологическое оборудование;
- уметь анализировать современные проектно-компоновочные решения основных цехов обогатительных фабрик;
- 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 «Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению», «Гравитационные методы обогащения», «Флотационные методы обогащения», «Магнитные, электрические и специальные методы обогащения», «Опробование, контроль и автоматизация обогатительных процессов», «Вспомогательные процессы обогащения», «Проектирование обогатительных фабрик» 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 рудоподготовки и

обогащения, 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, содержание, 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 пояснительной записки 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 А4 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:

- реферат,
- 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 Экономико-географическое положение района строительства будущей фабрики

1.2 Геологическая характеристика месторождения

1.3 Современное состояние проектно-компоновочных решений строительства обогатительных фабрик

2 Технологическая часть

2.1 расчет часовой производительности

2.2 Расчет качественно-количественной и водно-шламовой схемы обогащения

2.3 Выбор и расчет основного технологического оборудования

2.4 Выбор и расчет вспомогательного оборудования

3 Специальная часть

4 Вспомогательные процессы обогащения

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 экономико-географическом положении района строительства фабрики, его климатических условиях, сырьевых, энергетических и трудовых ресурсах, а также сведения о геологической характеристике месторождения, его запасах, минеральном и химическом составе руд, крупности, вкрапленности рудных и нерудных минералов, их физических свойствах. В данной главе необходимо дать характеристику работы действующей фабрики, перерабатывающей аналогичное сырье, выявить достоинства и недостатки его технологической схемы и оборудования, наметить пути и методы их совершенствования. Необходимо обосновать и использовать методы и способы экологической безопасности для проектируемых цехов, участков, отделений, возможно описание экологических проблем предприятия и возможные пути их решения. Необходимо обосновать проектно-компоновочные решения строительства обогатительной фабрики. По выбору студент может описать технику безопасности на проектируемой обогатительной фабрике.

Технологическая часть. В этом разделе рассматриваются вопросы выбора и обоснования технологических операций схемы переработки полезных ископаемых для проектируемой фабрики. Технологические схемы должны предусматривать замкнутые циклы в операциях измельчения и обогащения. Проводится расчет качественно-количественной схемы, циркулирующих нагрузок, расчет водно-шламовой схемы, выбор и расчет основного оборудования, выбор и расчет вспомогательного оборудования, расчет часовой производительности фабрики..

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 обогащения. В этом разделе проекта рассматриваются вопросы водоснабжения и хвостового хозяйства проектируемой фабрики. Дипломник выбирает источники, схему водоснабжения ОФ, рассматривает схемы использования воды, канализации и очистки сточных вод, выбирает насосы для требуемых расходов воды и пульпы, предусматривает систему очистки сточных вод и оборотного водоснабжения.

Дипломник должен рассмотреть вопросы опробования и контроля технологического процесса проектируемой фабрики. В дипломном проекте необходимо рассмотреть вопросы энергоснабжение и диспетчеризация.

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, техноэкономические показатели проектируемой фабрики.

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 7 (или более листов по усмотрению дипломника) 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 Генеральный план проектируемой фабрики

Лист 2 Качественно-количественная или водно-шламовая схемы

Лист 3 Схема цепи аппаратов

Лист 4 Разрез проектируемого отделения (секции) фабрики

Листы 5-6 Специальная часть

Листы 7 Экономическая часть проекта

2 Исходные данные для выпускной работы

1 Производительность обогатительной фабрики (по заданию кафедры).

2 Характеристика руды и ее физические свойства. Минералогический, химический, вещественный составы руды. Полезные минералы и минералы пустой породы, возможности и перспективы комплексного использования сырья. Характеристика вкрапленности ценных минералов. Номинальная крупность питания и крупность измельченного продукта перед обогащением. Стадиальность обогащения. Способ подачи руды на фабрику, характеристика крупности исходной руды, плотность в монолите и насыпная масса. Содержание глины, влажность по сезонам года, смерзаемость, слеживаемость, возможность хранения на складах и в бункерах. Крепость, дробимость, грохотимость, измельчаемость.

3 Результаты испытаний на обогатимость, данные о переработке руды на фабрике.

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

3 Выбор схемы измельчения

Схемы измельчения классифицируют по следующим признакам:

- числу стадий измельчения в схеме,
- виду цикла измельчения (открытый, замкнутый, частично замкнутый),
- месту загрузки исходной руды (в мельницу, классификатор),
- наличию или отсутствию совмещенных операций (предварительной, поверочной и (или) контрольной).

В зависимости от числа стадий схемы измельчения подразделяются на следующие классы: одностадиальные, двухстадиальные, трехстадиальные и многостадиальные.

Выбор схем измельчения производится в зависимости от:

- крупности исходной руды и конечного измельченного продукта,
- производительности фабрики,
- физических свойств руды (прочности),
- целесообразности отдельной обработки песков и слива,
- количества стадий обогащения.

Крупность продуктов измельчения оценивают по их гранулометрическому составу. Продукты характеризуют условной максимальной крупностью d_n и содержанием расчетного класса. За расчетный класс чаще всего принимают класс 0,074 мм (74мкм). 95% класса мельче 0,074мм соответствуют крупности $d_n = 0,074$ мм. Расчетными классами могут быть 0,050мм, 0,040мм, для грубых продуктов разделения - 0,2 или 0,15 мм. На ОФ Михайловского ГОКа за расчетный (контрольный) класс крупности принят класс 0,040 (или 0,044) мм. Открытые схемы обеспечивают крупность измельчения до 6мм, применение их эффективно, если выход хвостов составляет не менее 25% при крупности измельчения до 30% класса -74мкм. Замкнутые схемы применяют для измельчения руды до крупности 1мм и ниже, поэтому они нашли применение в схемах подготовки руд к обогащению.

Одностадиальные схемы применяются при крупном конечном продукте измельчения (до 50-60% класса – 74мкм) и на фабриках малой производительности.

Разновидности одностадиальных схем приведены [3,стр.223] . На фабриках большой производительности при тонкой вкрапленности рудных минералов обычно применяют двух-, трех и многостадиальные схемы измельчения. Разновидности таких схем рассмотрены [3,стр.225].

3.1 Расчет типичных схем измельчения

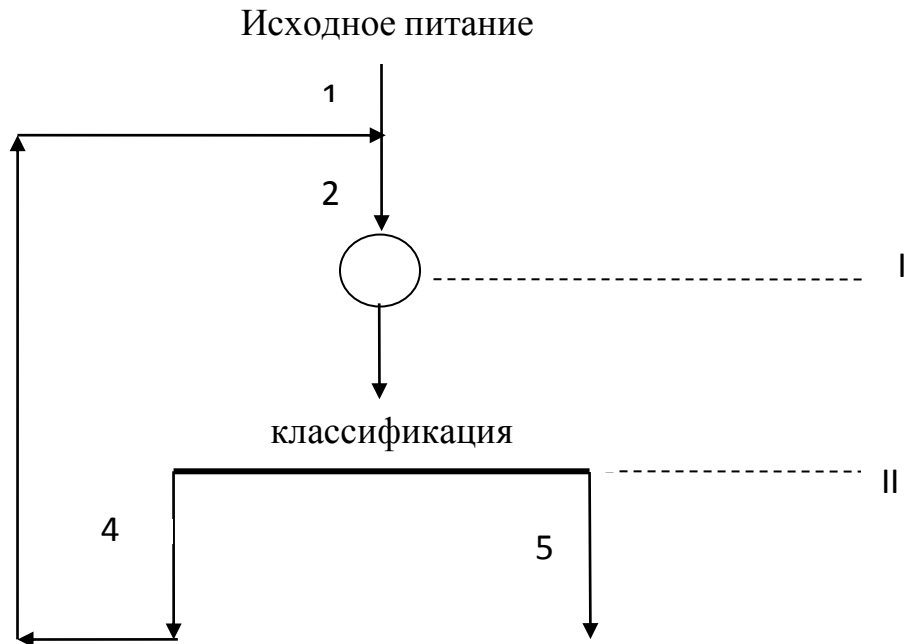


Рисунок 1. Одностадиальная схема измельчения: замкнутый цикл

Известно Q_1 - масса руды, поступающей на измельчение, т/час; β_3^{-d} , β_4^{-d} , β_5^{-d} – доля расчетного класса соответственно в измельченном продукте, сливе классификации, песках.

Необходимо определить:

- массу слива классификации β_3^{-d} , т/час,
- массу песков классификации Q_5 , т/час,
- величину циркулирующей нагрузки C , %.

Величина циркулирующей нагрузки рассчитывается путем решения системы уравнения содержания расчетного класса в продуктах разделения и массы этих продуктов.

$$Q_3 = Q_1 = Q_4$$

$$Q_3 \beta_3^{-d} = Q_4 \beta_4^{-d} + Q_5 \beta_5^{-d}, \quad (1)$$

$$Q_3 = Q_4 + Q_5 \quad (2)$$

Откуда при подстановке правой части уравнения (2) в левую часть уравнения (1) получим:

$$\frac{Q_5}{Q_4} = \frac{Q_5}{Q_1} = \frac{\beta_4^{-d} - \beta_3^{-d}}{\beta_3^{-d} - \beta_5^{-d}} = C \quad (3)$$

где C – величина циркулирующей нагрузки, выражается в долях единицы или в %.

$$\text{Масса песков } Q_5 = C \times Q_1 = Q_1 * \frac{\beta_4^{-d} - \beta_3^{-d}}{\beta_3^{-d} - \beta_5^{-d}} \quad (4)$$

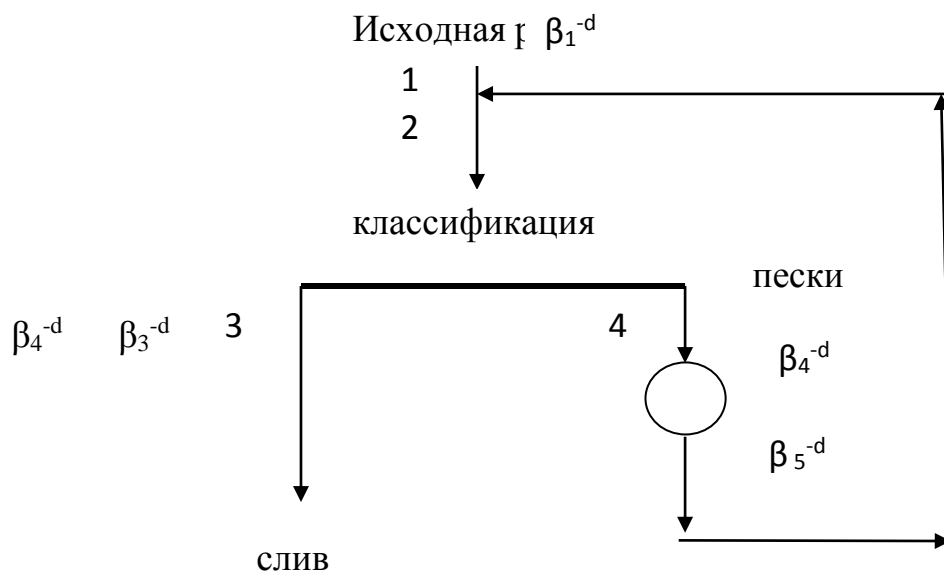


Рисунок 2. Одностадийная схема измельчения: замкнутый цикл с контрольной классификацией

Известны: Q_1 – масса руды, поступающей на классификацию, т/час;
 β_1^{-d} – содержание расчетного класса в продукте, поступающем на классификацию,
 β_3^{-d} – содержание расчетного класса в сливе классификатора;
 β_4^{-d} – содержание расчетного класса в продукте, поступающем в мельницу;
 β_5^{-d} – содержание расчетного класса в продукте, выходящем из мельницы.

Необходимо определить: Q_3 – массу слива,
 Q_4 – массу песков,
 C – величину циркулирующей нагрузки.

Величина циркулирующей нагрузки находится путем решения уравнения балансов крупности расчетного класса и масс продуктов и примет вид:

$$C = \frac{Q_4}{Q_1} = \frac{\beta_3^{-d} - \beta_1^{-d}}{\beta_5^{-d} - \beta_4^{-d}} \quad (\text{доли единицы}) \quad \text{или} \quad C = \frac{Q_4}{Q_1} \cdot 100 = \frac{\beta_3^{-d} - \beta_1^{-d}}{\beta_5^{-d} - \beta_4^{-d}} \cdot 100, \text{ в \%}. \quad (5)$$

$$\text{Соответственно } Q_4 = C \times Q_1 \text{ и } Q_3 = Q_1. \quad (6)$$

4 Расчет качественно-количественной схемы

Для обогащения руд применяют магнитные, гравитационные, флотационные, обжигмагнитные и электрические методы.

Основанием для выбора того или иного метода является различие в разделительных признаках минералов и экономичность использования того или иного метода по данным практики, выбор обогатительного процесса определяется крупностью вкрапленности разделяемых минералов, различиями в разделительных признаках минералов, технико-экономическими данными конкурирующих процессов.

Магнитные свойства железных руд и некоторых других минералов служат основанием для использования магнитного метода, при наличии в сульфидных рудах могут применяться флотационно-магнитные схемы.

Основными элементами магнитной технологии является сухая (СМС), мокрая (ММС) сепарации и магнитное обесшламливание.

Гравитационные методы занимают второе место в обогащении железных руд, эти методы чаще всего используются в форме отсадки, винтовой сепарации, обогащения в тяжелых суспензиях, концентрации на столах.

Флотационные методы нашли применение при переработке гематитовых руд и руд цветных металлов. При наличии в них минералов с высокой плотностью и крупной вкрапленностью для их извлечения дополнительно используют гравитационные методы (флотогравитационные схемы).

Каждый из процессов осуществляется в виде нескольких операций (основных, перечистных, контрольных). Выбор числа операций связан с требованиями к конечным продуктам (по содержанию и извлечению), сепарационными характеристиками разделяемых минералов.

В основных операциях (основной магнитной сепарации и т.д.) производится выделение основной массы ценных минералов в обогащаемый продукт с получением черного концентрата и промпродукта (хвостов) основной операции. Для более полного выделения ценных минералов из хвостов применяют операции контрольного обогащения, для повышения качества обогащенного продукта - перечистки черного концентрата. Число перечистных и контрольных операций зависит от свойств обогащаемых минералов, требований к качеству концентратов и ценности выделяемых минералов.

Схемы обогащения различаются по числу стадий. Необходимое число стадий зависит от крупности полезных минералов, размеров их вкрапленности. Обычно многостадийные схемы применяют для обогащения тонковкрапленных руд при высоких требованиях к концентратам.

Выбор схем осуществляется на основании исследовательских работ, данных работы действующих фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье.

Расчет схем обогащения заключается в расчете качественно-количественной и водно-шламовой схем обогащения. Метод расчета для разных схем и минералов принципиально одинаков. При расчетах определяют для всех продуктов схемы:

- производительность Q , т/час;
- выход продукта γ , %;
- доля в продукте расчетного компонента β , %;
- извлечение металла ϵ , %;
- масса металла в продукте P , т/час.

Существует два способа расчета схем:

- по данным генеральных опробований действующей фабрики,
- по результатам исследований на обогатимость.

Отличие расчета схемы действующей фабрики от проектируемой фабрики состоит в том, что в первом случае исходным показателем является только доля металла в продуктах, во втором – доля металла в продуктах и извлечение металла в них.

Расчет производится вначале в относительных показателях (γ , β , ϵ), а затем в абсолютных (Q и P).

Целью расчета водно-шламовой схемы является обеспечение оптимальной плотности пульпы в операциях, определение количества добавляемой в операции воды, определение объема пульпы в операциях и продуктах, составление баланса по воде.

В формулах расчета приняты следующие обозначения:

N – общее число исходных показателей для расчета схемы,

N_n – число исходных показателей, относящихся к продуктам разделения,

N_ϵ, N_P – число показателей соответственно по извлечению, доле металла, относящихся к продуктам разделения,

a_p – число операций разделения,

P_p – число продуктов разделения,

C – число расчетных компонентов (для монометаллической руды $C=2$).

4.1 Порядок расчета качественно-количественной схемы

1. Определяется общее число исходных показателей (включая показатели, относящиеся к исходной руде). При выборе исходных показателей число их должно быть необходимым и достаточным.

$$N=C (P_p-a_p+1) -1 \quad (7)$$

2. Определяется число исходных показателей, относящихся к продуктам переработки:

$$N_{\Pi} = C (\Pi_p - a_p) \quad (8)$$

3. Определяется число исходных показателей, относящихся к руде:

$$N_p = N - N_{\Pi} \quad (9)$$

4. Максимальное число показателей извлечения, принимаемых для продуктов переработки:

$$N_{\max} = \Pi_p - a_p \quad \tau \quad (10)$$

5. Число показателей доли металла в продуктах переработки:

$$N_{\beta} = N - N_{\max} \quad (11)$$

По данным исследований на обогатимость, практики работы обогатительных фабрик принимаются численные значения исходных показателей.

Определяются выходы тех продуктов, для которых заданы доли металла

$$\gamma_n = \frac{\beta_1 \varepsilon_n}{\beta_n} \quad (12)$$

где γ_n – выход продукта,

β_1 – доля металла в исходном питании всей схемы,

ε_n – извлечение металла в данный продукт,

β_n – доля металла в данном продукте.

По уравнениям баланса определяются выходы остальных продуктов.

По уравнениям баланса рассчитываются все неизвестные значения извлечений (ε_n).

Рассчитываются доли металла (β_n) для всех остальных продуктов схемы:

$$\beta_n = \frac{\varepsilon_n * \beta_1}{\gamma_n} \quad (13)$$

Определяется масса продуктов (производительность по руде Q_{Π}) для всех продуктов, т/час

$$Q_{\Pi} = \frac{Q_1 * \gamma_n}{100} \quad (14)$$

Результаты расчета оформляются в виде сводной таблицы и выносятся на схему с указанием основных технологических показателей ($Q, \gamma, \beta, \varepsilon$).

4.2 Пример расчета качественно-количественной схемы

Задание: спроектировать 1 стадию обогащения фабрики производительностью 1000т исходной влажной руды в час при доле железа в исходной руде 40,2%, в концентрате 65%, в хвостах -25%. (Величина часовой производительности при известной годовой определяется по формуле 1)

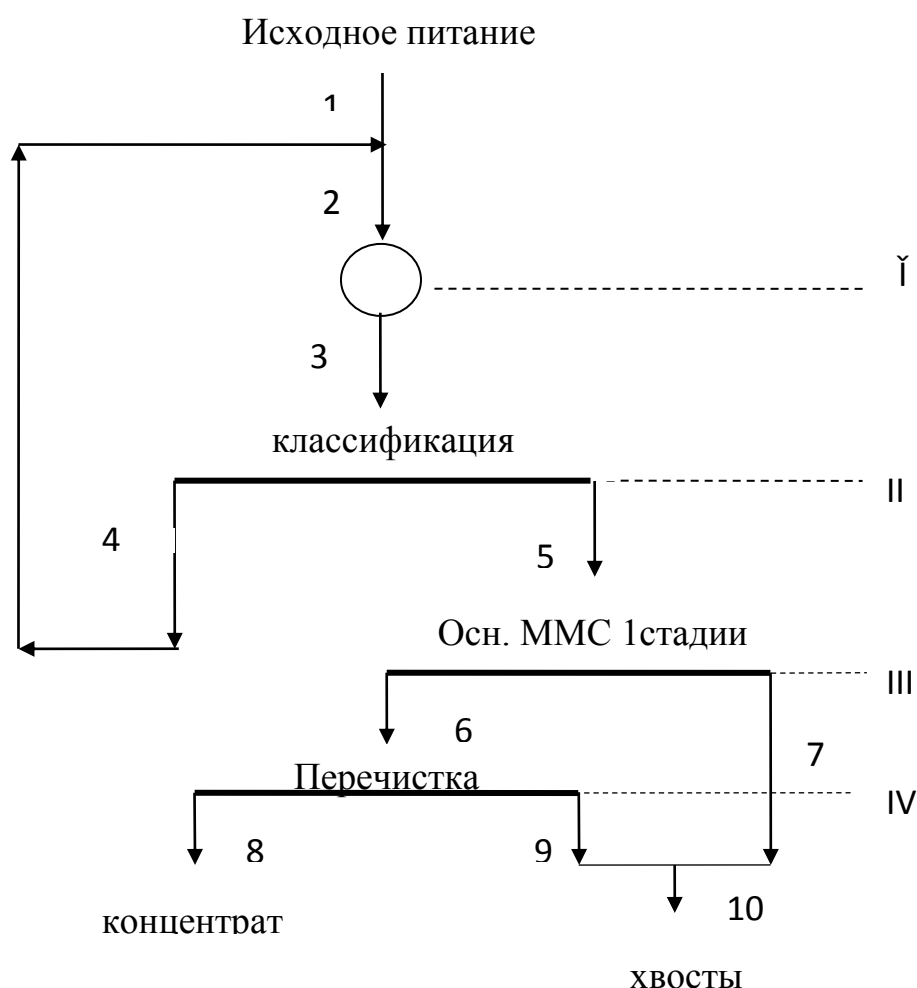


Рисунок 3. К расчету качественно-количественной схемы

В схеме 3 операции, 6 продуктов, получаемых в операциях разделения, и 1 продукт, получаемый в операции смешения. Расчет ведем по двум компонентам, так как руда монометаллическая, $C=2$.

1. Определяем необходимое и достаточное число исходных показателей для расчета схемы:

$$N=C(\Pi_p-a_p+1) -1$$

$$N=2(6-3+1)-1=7$$

2. Определяем число исходных показателей, относящихся к продуктам переработки:

$$N_{\Pi} = C (\Pi_p - a_p) N_{\Pi} = 2(6-3) = 6$$

3. Определяем число исходных показателей, относящихся к исходной руде:

$$N_p = N - N_{\Pi}$$

$$N_p = 7 - 6 = 1$$

Принимаем численные значения исходных показателей по результатам опробований.

Таблица 1 - Исходные показатели к расчету качественно-количественной схемы

$\beta_1, \%$	$B_4, \%$	$B_5, \%$	$B_6, \%$	$B_7, \%$	$B_8, \%$	$\beta_{10}, \%$	$Q, \text{т/час}$
40,25	40,25	40,25	61,9	65	11,9	10	1000

Определяем выходы продуктов. Схему рассчитываем снизу вверх. Для определения выхода концентрата и хвостов рассматриваем узел, состоящий из продуктов 1, 8, 10.

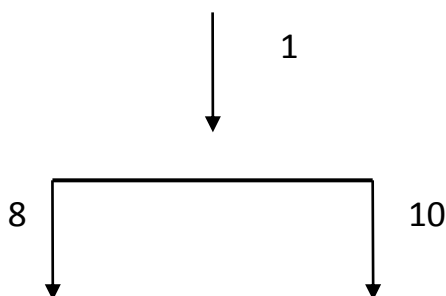


Рисунок 4. К расчету качественно-количественной схемы

$$\gamma_{к-ма} = \gamma_8 = 100 \frac{\beta_{исх} - \beta_{хв}}{\beta_{к-ма} - \beta_{хв}} = 100 \frac{\beta_1 - \beta_{10}}{\beta_8 - \beta_{10}}$$

$$\gamma_8 = 100 \frac{40,25 - 10}{65 - 10} = 55\%. \quad \varepsilon_8 = \frac{\gamma_8 \beta_8}{\beta_1} = \frac{55 * 65}{40,25} = 88,82\%$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_1 - \varepsilon_8 = 100 - 88,82 = 11,18\%$$

$$\gamma_1 = 100\%. \quad \gamma_{10} = 100 - 55 = 45\%.$$

Рассматриваем узел, состоящий из продуктов 6, 8, 9.

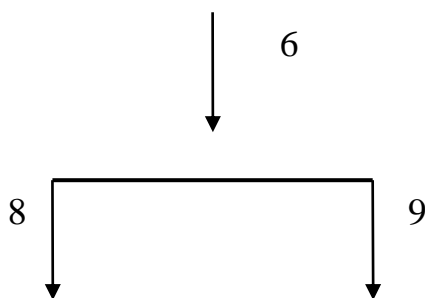


Рисунок 5. К расчету качественно – количественной схемы
 Решаем его общим методом, составляя систему уравнений с двумя неизвестными:

$$\gamma_6 = \gamma_8 + \gamma_9$$

$$\gamma_6 \beta_6 = \gamma_8 \beta_8 + \gamma_9 \beta_9.$$

Подставляем значение γ_6 из первого уравнения во второе, получим:

$$(\gamma_8 + \gamma_9) \beta_6 = \gamma_8 \beta_8 + \gamma_9 \beta_9., \text{ откуда,}$$

$$\gamma_9 = \frac{\gamma_8(\beta_8 - \beta_6)}{(\beta_6 - \beta_9)}$$

Подставляя численные значения, получим:

$$\gamma_9 = \frac{55(65 - 61,91)}{(61,91 - 11,91)} = 3,4\%$$

$$\gamma_6 = 55 + 3,4 = 58,4\%.$$

Рассматриваем узел, состоящий из продуктов 5, 6, 7.

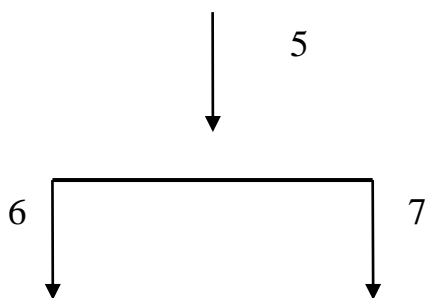


Рисунок 6. К расчету качественно-количественной схемы

Так как $\gamma_5 = \gamma_1 = 100\%$ и $\gamma_5 = \gamma_6 + \gamma_7$, то

$$\gamma_7 = 100 - \gamma_6 = 100 - 58,4 = 41,6\%.$$

6. Определяем извлечение металла в продукты по формуле:

$$\epsilon_8 = \frac{\gamma_8 * \beta_8}{\beta_1} = \frac{55,0 * 65}{40,25} = 88,82\%$$

$$\varepsilon_9 = \frac{\gamma_9 * \beta_9}{\beta_1} = \frac{3,4 * 11,9}{40,25} = 1,01\%.$$

$$\varepsilon_6 = \varepsilon_8 + \varepsilon_9$$

Проверка: $88,83 = 88,82 + 1,01$

$$\varepsilon_{10} = \frac{\gamma_{10} * \beta_{10}}{\beta_1} = \frac{45 * 10}{40,25} = 11,18\%.$$

$$\varepsilon_{10} = \varepsilon_7 + \varepsilon_9; 11,8 = 10,17 + 1,01.$$

7. Определяем долю металла в продукте 7:

$$\beta_7 = \frac{\beta_1 * \varepsilon_7}{\gamma_7} = \frac{40,25 * 10,17}{41,6} = 9,84\%.$$

Определяем массу продуктов по формуле:

$$Q_n = \frac{Q_1 * \gamma_n}{100}$$

$$Q_5 = \frac{Q_1 * \gamma_5}{100} = \frac{970 * 58,4}{100} = 566,48 \text{ т/час.}$$

$$Q_7 = \frac{Q_1 * \gamma_7}{100} = \frac{1000 * 41,6}{100} = 416 \text{ т/час.}$$

Проверка: $Q_5 = Q_6 + Q_7; 1000 = 584 + 416.$

$$Q_8 = \frac{Q_1 * \gamma_8}{100} = \frac{1000 * 55}{100} = 550 \text{ т/час.}$$

Проверка: $Q_6 = Q_8 + Q_9; 584 = 550 + 34$

$Q_{10} = Q_7 + Q_9 = 416 + 34 = 450 \text{ т/час.}$

Проверка: $Q_1 = Q_8 + Q_9; 1000 = 550 + 450$

9. Определяем величину циркулирующей нагрузки:

$$\gamma_4 = \gamma_5 \frac{\beta_5^{-44} - \beta_3^{-44}}{\beta_3^{-44} - \beta_4^{-44}} * 100\%.$$

$$C = \frac{\gamma_4}{\gamma_5} * 100 = \frac{50 - 30}{30 - 10} * 100 = 100\%.$$

$$Q_4 = \frac{C * Q_1}{100} = \frac{100 * 1000}{100} = 1000 \text{ т/час.}$$

$Q_2 = Q_1 + Q_4 = 1000 + 1000 = 2000 \text{ т/час.}$

10 Результаты расчета схемы заносятся в виде таблицы 2 и рисунка 7

Таблица 2 - Результаты расчета качественно-количественной схемы

Поступает:					Выходит:				
Номер и название продукта	Q, т/ч	γ, %	β, %	ε, %	Номер и название продукта	Q, т/ч	γ, %	β, %	ε, %
I. Измельчение.									
1. Исх. руда	1000	100	40,25	100	3. Измельч. продукт.	2000	200	40,25	200
4. Пески классифика т.	1000	100	40,25	100					
итого	2000	200	40,25	200					
II. Классификация I ст.									
3. Измельч. продукт	40,25			200	4. Пески классифика т.	1000	100	40,25	100
					5. Слив. классифика т.	1000	100	40,25	100
итого	2000	200	40,25	200	итого	2000	200	40,25	200
III. Основная ММС I ст.									
5. Слив. классифика т.	1000	100	40,25	100	6. Кон-т осн. ММС	584	58,4	61,91	89,83
					7. Хвосты осн. ММС	416	41,6	9,84	10,17
итого	1000	100	40,25	100	итого	1000	100	40,25	100
IV. Перечистная ММС I ст.									
6. Кон-т осн. ММС	584	58,4	61,91	89,83	8. Кон-т. переч. ММС	550	55,0	65,0	88,82
					9. Хвосты переч. ММС.	34	3,4	11,91	1,01
итого	584	58,4	61,91	89,83	итого	584	58,4	61,91	89,83

5 Расчет водно-шламовой схемы, баланс воды

При расчете водно-шламовой схемы принимаются следующие обозначения:

- $R_{п}$ - весовое отношение жидкого к твердому в продукте по массе, %,
- $T_{п}$ – доля твердого в пульпе, равное отношению массы твердого к сумме масс твердого и воды в %,
- $W_{п}$ – количество воды в операции или продукте, м³/ч,
- $L_{п}$ – количество воды, добавляемое в операцию или к продукту, м³/ч,
- $V_{п}$ - объем пульпы в продукте, м³/ч,
- $\delta_{п}$ - плотность твердого в продукте, т/м³,
- $Q_{п}$ – производительность по твердому, т/ч.

Для расчета водошламовой схемы необходимо принять исходные показатели по доле воду в продуктах или в операциях, которые можно разделить на 3 группы:

- Оптимальные значения $T_{п}$ (или $R_{п}$) в отдельных операциях, которые необходимо обеспечить для оптимального ведения процесса. К ним относятся доля твердого в мельницах, магнитных сепараторах, флотомашинах, отсадочных машинах и тд.

- Оптимальные значения $T_{п}$ (или $R_{п}$) в продуктах, для которых они остаются устойчивыми. Эти нерегулируемые разжижения (пески классификации, концентраты) относятся ко второй группе исходных показателей.

- Нерегулируемые показатели разжижения, которые получается после операций разделения или смешения. Как правило, исходными показателями разжижения задаются в операциях и одном из продуктов разделения, но не в хвостах.

Исходные показатели устанавливаются на основании исследовательских работ или по практическим данным обогатительных фабрик, перерабатывающих исходное сырье. Для ориентировочных расчетов можно пользоваться данными [3, стр.201], [4,стр. 83].

Порядок расчета водошламовой схемы

1. Устанавливаются численные значения $T_{п}$ (или $R_{п}$) в продуктах и операциях схемы, которые оформляются в виде таблицы (таблица 3).

2. Составляют вспомогательную таблицу, куда записывают массу продуктов по данным расчета количественной схемы и исходные показатели для расчета.

3. По формуле подсчитывают и заносят во вспомогательную таблицу количество воды для тех продуктов, для которых заданы исходные значения T (или R).

$$W_{п} = \frac{Q}{T} * (100 - T) \quad (15)$$

$$W_{п} = R_{п} Q_{п} \quad (16)$$

4. По уравнению баланса определяют количество воды L_n , добавляемой в отдельные операции или продукты, и одновременно подсчитывают количество воды во всех продуктах схемы.

5. По формуле подсчитывают значения T или R для тех операций и продуктов, в которые вода добавлялась.

$$T_n = \frac{Q_n}{(Q_n + W_n)} * 100 \quad (17)$$

$$R = \frac{W_n}{Q_n} \quad (18)$$

6. По формуле подсчитывают объем пульпы для всех продуктов и операций.

$$V_n = \frac{Q_n}{\delta} + W_n \quad (19)$$

7. Составляют баланс воды по обогатительной фабрике, определяют общий расход воды и удельный её расход на 1 тонну концентрата и 1 тонну исходной руды.

8. Результаты расчета водно-шламовой схемы оформляют в виде таблицы и графически (таблица 4, рис. 7)

5.1 Пример расчета водно-шламовой схемы

Рассчитать водно-шламовую схему для операций тонкого измельчения, классификации и магнитной сепарации. Масса отдельных продуктов известна из расчета количественной схемы.

1. Устанавливаем численные значения исходных показателей по данным действующей фабрики, перерабатывающей аналогичное сырье (таблица3).

Таблица 3 - Исходные показатели для расчета водно-шламовой схемы

1 группа: регулируемые показатели.	11 группа: нерегулируемые показатели.
$T_I=80\%$.	$T_1= 97\%$.
$T_{II}= 60\%$.	$T_4=80\%$.
$T_{III}= 40\%$.	$T_6=50\%$.
$T_{IV}=40\%$.	$T_8= 50\%$.

2.Составляем вспомогательную таблицу, куда записываем массы продуктов по результатам расчета количественной схемы и исходные показатели.

Таблица 4 - Вспомогательная таблица

Номер операции или продукта.	Q, т/ч	T, %	W, м ³ /ч
1	1000	97	30,93
2	2000	-	-
I	2000	80	500
3	2000	-	-
II	2000	60	1340
4	1000	80	250
5	1000	-	-
III	1000	40	1500
6	584	50	584
7	416	-	-
IV	584	40	876
8	550	50	550
9	34	-	-

3. Определяем количество воды, добавляемой в отдельные операции L, подсчитываем количество воды в продуктах 2,3, 5, 7, 9,

$$W_1 + W_4 + l_1 = W_I; \quad l_1 = W_I - W_1 - W_4$$

$$W_2 = W_I + W_4$$

$$W_3 = W_I$$

$$W_3 + L_{II} = W_{II}; \quad L_{II} = W_{II} - W_3$$

$$W_5 = W_{II} - W_4; \quad L_{III} = W_{III} - W_5$$

$$L_{IV} = W_{IV} - W_6$$

$$W_8 + W_9 = W_{IV}$$

$$l_1 = 500 - 30,93 - 250 = 219,07 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$W_2 = 30,93 + 250 = 280,93 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$W_3 = W_I = 500 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$L_{II} = W_{II} - W_3 = 1340 - 500 = 840 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

$$W_5 = W_{II} - W_4 = 1340 - 250 = 1090 \text{ м}^3/\text{Т.}$$

$$L_{III} = W_{III} - W_5 = 1500 - 1090 = 410 \text{ м}^3/\text{Т}$$

$$W_7 = W_{III} - W_6 = 1500 - 584 = 916 \text{ м}^3/\text{Т}$$

$$L_{IV} = W_{IV} - W_6 = 876 - 584 = 292 \text{ м}^3/\text{Т}$$

$$W_9 = W_{IV} - W_8 = 876 - 550 = 326 \text{ м}^3/\text{Т}$$

4. По формуле $T_n = \frac{Q_n}{(Q_n + W_n)} * 100$ определяем численные значения T в

продуктах 2, 3, 5, 7, 9.

$$T_2 = \frac{2000}{2000 + 280,93} * 100 = 87,68\% \quad T_3 = \frac{2000}{2000 + 500} * 100 = 80\%$$

$$T_5 = \frac{Q_5}{Q_5 + W_5} = \frac{1000}{1000 + 1090} = 47,8\%$$

$$T_7 = \frac{Q_7}{Q_7 + W_7} * 100 = \frac{416}{416 + 916} * 100 = 31,2\%$$

$$T_9 = \frac{Q_9}{Q_9 + W_9} = \frac{34}{34 + 326} = 9,4\%$$

5. По формуле $V_n = \frac{Q_n}{\delta} + W_n$ определяем объем пульпы в продуктах

1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9.

$$V_1 = \frac{Q_1}{3,3} + W_1 = \frac{1000}{3,3} + 30,93 = 333,96 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$V_2 = \frac{Q_2}{3,3} + W_2 = \frac{2000}{3,3} + 280,93 = 859,06 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$V_3 = \frac{Q_3}{3,3} + W_3 = \frac{2000}{3,3} + 500 = 1106,06 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$V_4 = \frac{Q_4}{3,3} + W_4 = \frac{1000}{3,3} + 250 = 553,03 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$V_5 = \frac{Q_5}{3,3} + W_5 = \frac{1000}{3,3} + 1090 = 1393,03 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$V_6 = \frac{Q_6}{3,3} + W_6 = \frac{584}{3,3} + 584 = 760,97 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$V_7 = \frac{Q_7}{3,3} + W_7 = \frac{416}{3,3} + 916 = 1042,06 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$V_8 = \frac{Q_8}{3,3} + W_8 = \frac{550}{3,3} + 550 = 716,67 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

$$V_9 = \frac{Q_9}{3,3} + W_9 = \frac{34}{3,3} + 326 = 336,30 \text{ м}^3 / \text{ч}$$

6. Результаты расчета водно-шламовой схемы оформляем в виде сводной таблицы по форме, аналогичной применяемой для качественно-количественной схеме (таблица 5).

Таблица 5 - Результаты расчета водно-шламовой схемы

Поступает					Выходит				
Номер и название продукта	Q, т/ч	T, %	W м ³ /ч	V м ³ /ч	Номер и название продукта	Q, т/ч	T, %	W м ³ /ч	V м ³ /ч

I. Измельчение.									
1 Исх. руда	1000	97	30,93	333,96	3. Измельч · продукт.	2000	80	500	1106,07
4. Пески класси- фикат.	1000	80	250	553,03					
итого	2000	80	500	1106,06	итого	2000	80	500	1106,07
II. Классификация I ст.									
3. Измельч. продукт.	2000	80	500	1106,07	4. Пески класси- фикат.	1000	80	250	553,03
					5. Слив. класси- фикат.	1000	47,8	1090	1393,03
вода			840	840					
итого	2000	60	1340	1946,07	итого	2000	60	1340	1946,06
III. Основная ММС I ст.									
5. Слив класси- фикат.	1000	47,8	1090	1393,03	6. Кон-т осн. ММС	584	50	584	760,97
					7. Хвосты осн. ММС	416	31,2	916	1042,06
вода			410	410					
итого	1000	40	1500	1803,03	итого	1000	40	1500	1803,03
IV. Перечистная ММС I ст.									
6. Кон-т осн. ММС	584	50	584	760,97	8. Кон-т. переч. ММС	550	50	550	716,67
					9. Хвосты переч. ММС.	34	9,4	326	336,3
вода			292	292					
итого	584	40	876	1052,97	итого	584	40	876	1052,97

7. Составляем баланс воды на фабрике, определяем общий расход воды и удельные расходы на концентрат и исходную руду.

Баланс воды заключается в том, что суммарное количество воды, поступающей в процесс ($\sum L$), должно равняться суммарному количеству воды, уходящих из процесса ($\sum W$).

Баланс воды по фабрике выражается равенством

$$W_1 + \sum L = \sum W \quad (20)$$

где W_1 - количество воды, поступающей с исходной рудой, $m^3/ч$,
 $\sum W$ - суммарное количество воды в конечных продуктах разделения.

Баланс воды оформляется в виде таблицы 6.

Таблица 6 - Баланс воды на фабрике

Поступает вода в процесс	$m^3/ч$	Уходит вода из процесса	$m^3/ч$
с исходной рудой W_1	30,93	с хвостами W_7	916
в измельчение L_1	219,07	с хвостами W_9	326
в классификацию L_{II}	840	с концентратом W_8	550
в основную ММС 1ст L_{III}	410		
в перечистную ММС 1 ст L_{IV}	292		
всего поступает, $W_1 + \sum L$	1792	всего уходит, $\sum W$	1792

Количество воды $\sum L = \sum W - W_1$ относится к воде, потребляемой для технических целей. Чтобы определить общую потребность воды для ОФ, необходимо учесть еще расход воды технические нужды (смыв полов, промывка аппаратов, расход воды при ремонте). Расход воды для таких нужд принимается в размере 10-15% от потребления на технологические нужды. Для данного примера общий расход воды для ОФ составит

$$\sum L_{общ} = (1792 - 30,93) * 1,1 = 1937,45 m^3 / ч .$$

Удельный расход воды на 1 тонну исходной руды составляет

$$l_{руды} = \frac{L_{общ}}{Q_1} = \frac{1937,45}{1000} = 1,937 m^3 / t$$

Удельный расход воды на 1 тонну концентрата

$$l_{к-та} = \frac{L_{общ}}{Q_8} = \frac{1937,45}{550} = 3,52 m^3 / t.$$

Сводные результаты расчетов качественно-количественной и водно-шламовой схем приведены на рисунке 7 .

Исходное питание

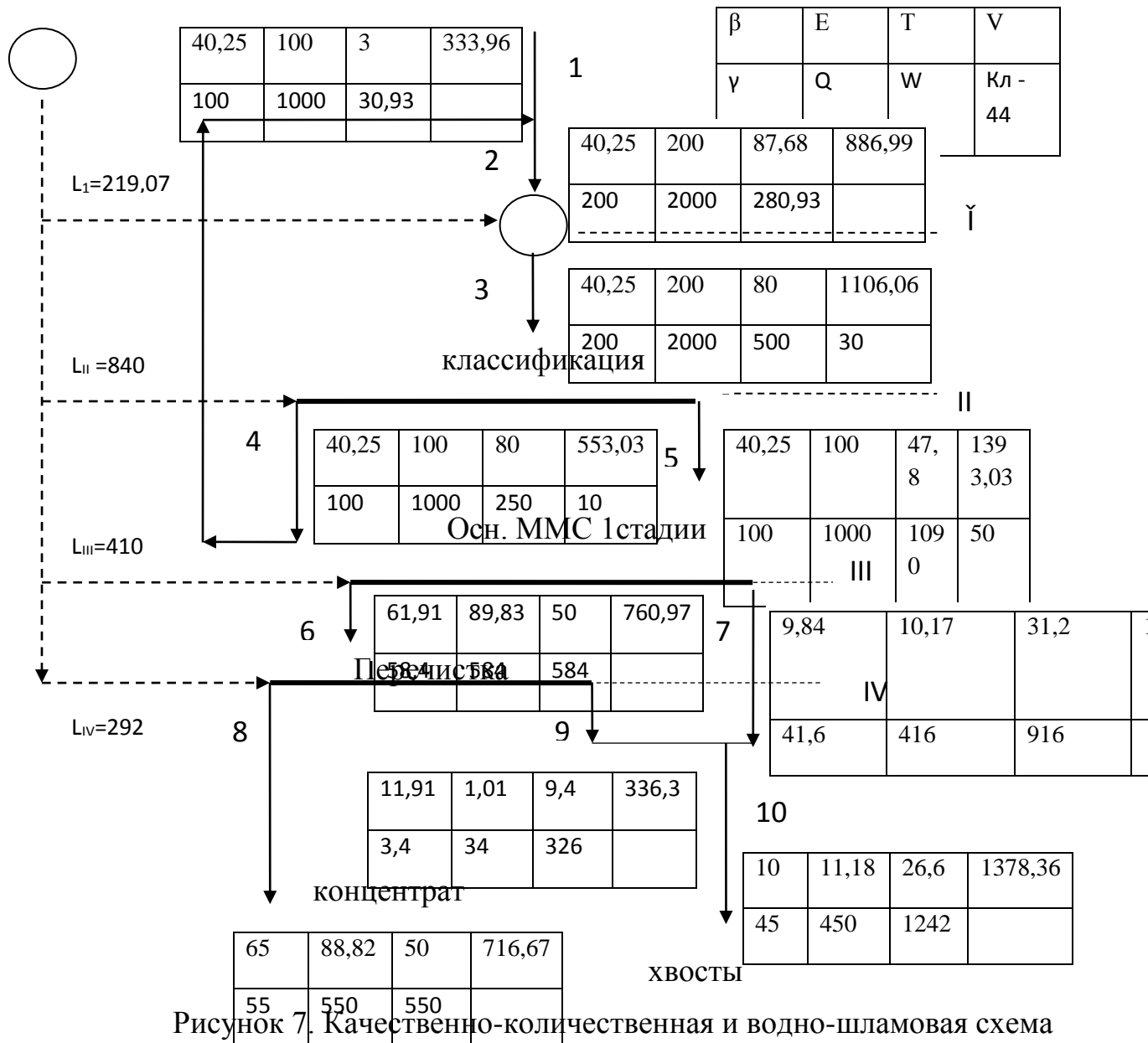


Рисунок 7. Качественно-количественная и водно-шламовая схема

6 Расчет производительности шаровых и стержневых мельниц

Для измельчения наибольшее применение получили барабанные цилиндрические мельницы с центральной разгрузкой измельченного продукта и с разгрузкой через решетку.

В зависимости от вида дробящей среды различают стержневые, шаровые и бесшаровые (типа «Каскад» и рудогалечные) мельницы.

Стержневые мельницы дают более высокую, по сравнению с шаровыми, производительность при измельчении (до 1-3 мм), но они не могут эффективно работать, когда требуется получать мелкоизмельченный продукт. Эти мельницы широко применяются при грубом измельчении (до 0,5-3мм) крупновкрапленных руд, а также в первой стадии

двухстадиального измельчения таких руд. Для тонковкрапленных руд более эффективно применение шаровых мельниц.

Из шаровых мельниц наиболее распространены мельницы с разгрузкой через решетку. Они более производительны, чем мельницы с центральной разгрузкой (на 10-15%), выдают измельченный продукт с меньшим содержанием шламов. Недостатком мельниц с разгрузкой через решетку является сложность их конструкции и поэтому более высокая стоимость как изготовления так и в обслуживании.

Мельницы с центральной разгрузкой устанавливаются в тех случаях, когда переизмельчение продукта полезно при последующей переработке (например, при цианировании золотых руд) и при доизмельчении тонковкрапленных руд.

При выборе типа и размера мельниц со стальной дробящей средой следует иметь в виду:

- по действующим стандартам предусмотрено изготовление стержневых и шаровых мельниц диаметром до 4-5,5 м, в перспективе намечается выпуск более крупных мельниц,

- установка мельниц больших размеров дает экономию капитальных затрат и затрат за счет снижения зарплаты, при этом не следует ожидать экономии за счет расходов электроэнергии и стали,

- для повышения эффективности измельчения необходимо стремиться к снижению крупности дробленой руды (оптимальной крупностью питания считается 10 мм).

Различают производительность мельниц по исходной руде - это масса руды, прошедшей через мельницу в единицу времени, Q , т/час; удельную производительность мельницы по исходной руде, отношение массы к единице объема

$$q = \frac{Q}{V}; \text{ м}^3 / \text{ т}, \quad (21)$$

где V - объем мельницы, м,

Производительность мельницы по вновь образованному расчетному классу это количество вновь образованного контрольного класса в единицу времени (час). За расчетные классы чаще всего принимаются классы 74,50,40 мкм (0,074; 0,050; 0,040 мм).

$$Q_M = \frac{qV}{\beta_k^{-40} - \beta_u^{-40}} \quad (22)$$

где q - производительность мельницы по расчетному классу, отнесенная к объему мельницы.

Наиболее часто применяются два метода расчета производительности мельниц - по удельной производительности и по эффективности измельчения.

Удельная производительность q мельницы, используемой в проекте, по вновь образованному расчетному классу определяется по формуле:

$$q=q_1*k_{и}*k_{к}*k_{д}*k_{т} \quad (23)$$

где , q_1 – удельная производительность действующей мельницы по тому же классу, определяется по формуле:

$$q_1 = \frac{Q_1(\beta_{1к} - \beta_{1и}) * 4}{\pi * (D_1 - 0,15)^2 L_1} \quad (24)$$

где Q_1 - часовая производительность по исходной руде действующей мельницы, т/ч,

D_1 - диаметр мельницы действующей мельницы, м,

L_1 - длина действующей мельницы, м,

$\beta_{1к}$ - доля контрольного класса в разгрузке действующей мельницы. мельницы (цикла измельчения),

$\beta_{1и}$ - доля контрольного класса в разгрузке мельницы (цикла измельчения),

$k_{и}$ - отношение коэффициентов измельчаемости проектируемой к пе

реработке руды и руды действующей фабрики,

$k_{к}$ - коэффициент, учитывающий различие в крупности исходного про

дукта на действующей и на проектируемой ОФ,

$k_{д}$ – коэффициент учитывающий различие в диаметрах барабанов на проектируемой и действующей мельницах,

$$k_{д} = \left(\frac{D - 0,15}{D_1 - 0,15} \right)^{0,5} \quad (25)$$

$k_{т}$ - коэффициент, учитывающий различия в способах разгрузки мельниц,

при переходе от мельниц с разгрузкой через решетку к мельницам с

центральной разгрузкой производительность их увеличивается на 15% и наоборот.

Производительность проектируемой мельницы определяется по формуле (50).

Затем определяется расчетное количество n мельниц, устанавливаемых

на I стадии измельчения.

$$n = \frac{Q_{ф}}{Q} \quad (26)$$

где $Q_{ф}$ - производительность проектируемой фабрики по исходному пита

нию, т/ч.

Количество n_c секций на проектируемой фабрике определяется по формуле

$$n_c = \frac{n}{n_{1cm}} \quad (27)$$

где n_{1cm} – количество мельниц, устанавливаемых в 1 стадии каждой секции (на ОФ МГОКа $n_{1cm}=2$).

Количество мельниц на 2 и 3 стадиях обогащения определяется аналогично по формуле, однако количество исходного питания для каждой мельницы (или стадии) принимаются согласно расчету качественно-количественной схемы.

Результаты расчета мельниц оформляют в виде таблицы 7.

Таблица 7 - Сравнительные варианты установки мельниц

вариант	Тип мельницы	Стадия	Объем 1 мельницы, м ³ .	Производительность 1 мельницы, т/час.	Количество поступ. материала, т/час.	Кол-во мельниц			Коэффициент загрузки, %
						расчетное	принятое		
							На секцию	На фабрику	
1	МШР40х50	1	54	112	1000	8,93	2	10	89,3
2	МШР40х55	1	59	125	-	8	2	8	100
3	МШР45х60	1	63	135	-	7,41	2	8	92,6
4	МШЦ40х50	2	60	132	800	6,1	1	5	120,2
5	МШЦ40х55	2	65	135	-	5,93	1	5	118,6
6	МШЦ45х60	2	70	150	-	5,33	1	5	106,6
7	МШЦ40х50	3	60	100	600	6	1	5	120
8	МШЦ40х55	3	65	110	-	5,45	1	5	109
9	МШЦ45х60	3	70	125	-	4,8	1	5	96

В данном варианте, исходя из количества мельниц, количества секций и коэффициентов загрузки, принимаются варианты 1,6 и 9.

Выбор размеров и числа мельниц уточняется на основании технико-экономического сравнения всех конкурирующих вариантов.

Технические характеристики мельниц приведены [2,стр.291-294],[4,стр.183- 187]. Эти сведения приводятся в таблице 8.

Таблица 8 - Техничко-экономические показатели мельниц

Вариант	Тип мельницы	Кол-во мельниц	Вес, т		Установленная мощность, кВт	
			одной	всех	одной	всех

7 Расчет спиральных классификаторов

На обогатительных фабриках применяют гидравлические классификаторы различных конструкций: спиральные классификаторы (типы КСН и КСП), гидроциклоны (ГЦ), гидравлические классификаторы (КГ).

Установка спиральных классификаторов в 1 стадии измельчения позволяет поднять получаемые пески на высоту, обеспечивающую возвращение их в мельницу без использования дополнительных аппаратов, что делает их конкурентноспособными по сравнению с гидроциклонами. Недостаток спиральных классификаторов - высокая стоимость и большие габаритные размеры, что увеличивает капитальные затраты на оборудование и строительство фабрик.

Производительность классификатора по сливу определяется по формуле

$$Q_c = 4,56 * m * k_\beta * k_\delta * k_c * k_\alpha D^{1.765} \quad (28)$$

где Q_c - производительность по твердому в сливе, т/ч

m - число спиралей классификатора,

k_β - поправочный коэффициент, учитывающий крупность слива,

k_δ - поправочный коэффициент на плотность классифицируемого материала,

k_c - поправочный коэффициент на требуемую плотность слива,

k_α - поправочный коэффициент на угол наклона днища,

D - диаметр спирали классификатора, м.

По пескам производительность выбранного классификатора определится

$$Q_p = 5,45 m D^3 n \left(\frac{\delta}{2,7} \right) k_\alpha \quad (29)$$

где n частота вращения спирали, об/мин.

Значения поправочных коэффициентов [3, стр.257-259].

Техническая характеристика спиральных классификаторов [3, стр.251-253].

8 Расчет гидроциклонов

- Гидроциклоны – основные аппараты, используемые на обогатительных фабриках во 2 и 3 стадиях измельчения. Из многочисленных конструкций гидроциклонов применяют главным образом цилиндрикоконические с углом конусности 20° и малых размеров с углом

конусности 10^0 . Промышленностью выпускаются гидроциклоны следующих типоразмеров: ГЦР-150, ГЦР-250, ГЦР-360, ГЦР-500, ГЦК-710, ГЦК -1000. ГЦК -1400.

На обогатительных фабриках принято устанавливать стопроцентный резерв гидроциклонов.

Определяется объемная производительность одного гидроциклона по исходной пульпе

$$V=3*k_{\alpha} k_d*d_{п}*d*\sqrt{P_0} \quad (30)$$

где k_{α} - коэффициент, учитывающий угол конусности конической части гидро

циклона,

k_d – поправка на диаметр гидроциклона,

$d_{п}$ –диаметр питающего патрубка гидроциклона, см,

d - диаметр шламowego отверстия гидроциклона, см,

P_0 - рабочее давление пульпы на выходе из гидроциклоны, мПа.

Значения поправочных коэффициентов приведены [3,стр.265],[4,стр.198].

Производится определение требуемого числа гидроциклонов для каждого из сравниваемых типов гидроциклонов

$$n = \frac{V_n}{V} \quad (31)$$

где $V_{п}$ - объем пульп, поступающей на классификацию.

Производится проверка выбранных гидроциклонов по пескам

$$q = \frac{Q_n}{0,785* n* \Delta^2} \quad (32)$$

где q - удельная нагрузка на песковое отверстие т/ч $см^2$,

$Q_{п}$ - масса песков, т/ч,

Δ - диаметр пескового отверстия, см.

Определяется расчетное количество гидроциклонов на одну секцию

$$n_c = \frac{n}{c} \quad (33)$$

где c - число секций.

Технические характеристики гидроциклонов приведены [3,стр.253].

Результаты выбора и расчета гидроциклонов приводятся в таблице 9.

Таблица 9 - Результаты сравнительного расчета гидроциклонов

вариант	стадия	Тип г/ц	Производ. 1 г/ц м ³ /ч	Питание классификации, м ³ /ч	Расчетное число г/ц		Принятое к установке кол-во г/ц		
					на ОФ	на секцию (с=8)	на секцию	на секцию с учетом резерва	на ОФ
1	2	г/ц710	200	10000	50	6,25	7	14	112

2	2	г/ц500	150	10000	66,7	8,33	9	18	144
3	2	г/ц360	100	10000	100	12,5	13	26	208
4	3	г/ц710	190	12000	63,2	7,9	8	16	128
5	3	г/ц500	140	12000	85,7	10,7	11	22	176
6	3	г/ц360	90	12000	134	16,75	17	34	272

9 Расчет магнитных сепараторов

Производительность магнитных сепараторов определяется по удельной производительности на единицу длины рабочего органа (барабана, валка).

- Производительность Q (т/ч) одного сепаратора типа ПБМ определяется по формуле:

$$Q=q*n*(L-0,1) \quad (34)$$

где q - удельная нагрузка на сепаратор, т/м ч;

n - число барабанов в сепараторе;

L - длина каждого головного барабана, м.

Определяется число сепараторов на фабрику

$$n = \frac{Q_n}{Q} \quad (35)$$

где n - число сепараторов.

Q_n – количество руды, поступающей на сепарацию по фабрике, т/ч.

Определяется число сепараторов n_c на секцию

$$n_c = \frac{n}{c} \quad (36)$$

где c - число секций.

Производительность одного сепаратора ПБС и одного сепаратора для слабомагнитных руд определяется также по формуле:

$$Q=q*n*(L-0,1) \quad (37)$$

где q - удельная нагрузка на барабан или волок, т/м ч.

n - число головных барабанов (или валков).

Удельные производительности для всех типов сепараторов приведены [3,стр.294-295],[4,стр. 226].

Технические характеристики магнитных сепараторов приведены [3, стр222-225].

Выбор и расчет сепараторов производится по конкурирующим вариантам (например, по сепараторам ПБМ - по типоразмерам 90x250, 120x300, 150x200).

Результаты расчета магнитных сепараторов оформляются в виде таблиц.

Таблица 10 - Сравнение вариантов установки магнитных сепараторов

Вариант	Сталь	Типоразмер сепаратора	Уд.нагрузка, т/м	Производительн. 1 сепарат, т/ч.	Производит. операций ММС на ОФ, т/ч	Количество сепараторов.			Коэффициент использ. сепараторов
						расчетное на ОФ	на секцию (с=8)	принятое на ОФ	
1	1	ПБМ90x250	15	36	1000	28	4	32	87,5
2	1	ПБМ120x300	40	116	1000	25	4	32	78,1
3	1	ПБМ150x200	60	174	1000	16,7	3	24	69,5
4	2	ПБМ90x250	16	38,4	900	23,4	3	24	97,5
5	2	ПБМ120x300	22	52,8	900	17,1	3	24	71,2
6	2	ПБМ150x200	23	55,2	900	16,3	3	24	67,9
7	3	ПБМ90x250	14	33,6	800	23,8	3	24	99,2
8	3	ПБМ120x300	15	36	800	22,2	3	24	92,5
9	3	ПБМ150x200	20	48	800	16,7	2	16	104

Таблица 11 - Сравнительные технико-экономические показатели отделения сепарации

вариант	Типоразмер сепаратора	Количество сепараторов	Масса, т		Установлен ная мощность электродв. кВт.	
			одного	всех	одного	всех
1	ПБМ90x250	80	3,3	264	3	240
2	ПБМ120x300	80	5,6	448	7.5	600

3	ПБМ150x20	64	12	768	12	768
	0					

10 Расчет оборудования для обезвоживания

Выбор оборудования для обезвоживания зависит от крупности и влажности исходного материала и допустимой влажности обезвоженного продукта.

Сгустители предназначены для сгущения и обесшламливания пульпы.

В зависимости от конструкции и расположения привода разгрузки сгущенного продукта их разделяют на сгустители с центральным приводом и сгустители с периферическим приводом.

Производительность сгустителей рассчитывают по удельным нагрузкам на площадь поверхности, которые приведены [3,стр.305],[4,стр.229] или по данным работы действующей фабрики.

Определяется общая площадь сгущения S (m^2) по формуле

$$S = \frac{Q}{q} \quad (38)$$

где Q -производительность по твердому в сгущенном продукте, т/с,

q - удельная производительность, т/ m^2 сут.

Число сгустителей определяется по формуле

$$n = \frac{S}{S_c} \quad (39)$$

где S_c -площадь зеркала осаждения, m^2 .

Технические характеристики сгустителей приведены [4.стр. 227-228].

Магнитные дешламаторы применяются для сгущения материала перед операциями магнитной сепарации. Кроме того, эти аппараты позволяют удалять в хвосты шламистые частицы и бедные сростки, засоряющие магнитные продукты.

На обогатительных фабриках применяются дешламаторы МД-5, МД-9, МД-12.

Расчет магнитных дешламаторов производится в следующей последовательности.

Рассчитывается общая площадь осаждения

$$S_{об} = \frac{Q}{q} \quad (40)$$

где $S_{об}$ - потребная площадь осаждения, m^2 ,

Q – количество руды, поступающей на дешламацию, т/час.

q -удельная производительность магнитного дешламатора, т/ m^2 ч.

Определяется количество дешламаторов:

$$n = \frac{S_{об}}{S} \quad (41)$$

где n - количество дешламаторов;

S- площадь осаждения одного дешламатора, м².

Определяем число дешламаторов на секцию

$$n_c = \frac{n}{c} \quad (42)$$

где n_c- число дешламаторов на секцию;
c-число секций.

Выбор типоразмера и числа дешламаторов производится на основании сравнения конкурирующих вариантов.

Результаты расчета дешламаторов оформляются в виде таблицы 12.

Таблица 12 - Результаты сравнения дешламаторов

Вариант	стадия	тип	Уд. производ. q т/м ² ч	Количество руды в питании, т /час	Необходимая. Площадь, м ² .	Поверхность осаждения, м ² 1 дешламат.	Количество сепараторов			
							по расчету		принято	
							на ОФ	на сек ци ю	на ОФ	на сек ци ю
1	1	МД5	1,6	1480	925	29,62	31,2	3,9	32	4
2	1	МД9	2,3	1480	643	63,58	10,1	1,3	16	2
3	1	МД12	2,4	1480	617	113,04	5,5	0,7	8	1
4	2	МД5	1,4	1400	1000	29,62	33,8	4,2	32	4
5	2	МД9	2,0	1400	700	63,58	11	1,4	16	2
6	2	МД12	2,1	1400	667	113,04	5,9	0,7	8	1
7	3	МД5	1,2	600	500	29,62	16,9	2,1	16	2
8	3	МД9	1,8	600	333	63,58	5,2	0,7	8	1
9	3	МД12	1,9	600	316	113,04	2,8	0,3	8	1

На фабриках большой производственной мощности с концентратами крупностью менее 0,2 мм применяются дисковые фильтры типа Д, ДШ. При небольшом выходе концентрата той же крупности применяют барабанные фильтры с наружной фильтрующей поверхностью. Производительность фильтров рассчитывают по удельным производительностям, взятым по данным практики работы фабрик.

Расчет вакуум-фильтров производится в следующей последовательности.

Определяется общая потребная фильтрующая поверхность

$$F_{об} = \frac{Q_n}{q} \quad (43)$$

где F_{об}- общая фильтрующая поверхность, м²,

q- удельная нагрузка на вакуум-фильтр, т/м²час,

Определяется количество фильтров n

$$n = \frac{F_{об}}{F_{\phi}} \quad (44)$$

где F_{ϕ} - фильтрующая поверхность одного фильтра, принятого к установке.

Определяется число фильтров на секцию

$$n_c = \frac{n}{c} \quad (45)$$

где n_c - число вакуум-фильтров на секцию,

c - число секций.

Выбор типоразмера вакуум-фильтра производится на основании сравнения конкурирующих вариантов. При выборе числа вакуум –фильтров на секцию добавляется один резервный.

Результаты расчета оформляются в таблице 13.

Таблица 13 - Сравнение вариантов установки вакуум-фильтров

Вариант	Тип в/ф	Удельная извод. в/ф, т/м ² ч	Кол-во материала на филтрац. т/ч	Необходимая площадь	Поверхность 1 в/ф, м ² .	Число в/фильтров		
						Расчет ное	принятое	
							на Оф	на секцию
1	Д Ш68	0,3	640	2133	68	31.3	5	40
2	ДШ10 0	0,3	640	2133	100	21.3	4	32

11 Расчет вспомогательного оборудования

Типоразмер грунтового насоса выбирают, исходя из плотности перекачиваемой пульпы, подачи, требуемого напора.

Насосы для перекачки пульпы либо дублируются, либо на 2 работающих насоса устанавливается 1 запасной.

Определяется удельный вес пульпы

$$\gamma_n = \frac{\rho_n + R}{R + 1} \quad (46)$$

где ρ -плотность пульпы, т/м³ч,

R – разжижение пульпы.

Определяется производительность насоса по пульпе

$$Q_n = \frac{Q}{\gamma_n} \quad (47)$$

где Q - производительность насоса по воде, м³/.

Определяем общее число насосов на фабрике

$$n = \frac{V_n}{Q_n} \quad (48)$$

где V_n - объем перекачиваемой пульпы, м³/ч.

Определяется количество насосов на секцию

$$n_c = \frac{n}{c} \quad (81)$$

где n_c - число насосов на секцию ,

c – число секций.

Технические характеристики грунтовых и центробежных насосов [3.стр.240-241].

Вакуум-насосы и воздуходувки комплектуют с вакуум-фильтрами. Требуемая производительность вакуум-насоса по отсасываемому воздуху зависит от характеристики фильтруемого материала, влияющую на производительность фильтра по твердому. Нормируемая удельная пропускная способность вакуум –насоса и удельный расход сжатого воздуха на 1 м² фильтрующей поверхности фильтра даны [3.стр.237].

Типоразмер аппаратов и их технические характеристики приведены [3.стр.236].

Расчет числа вакуум-насосов и воздуходувок производится по формуле

$$n = \frac{F_0 * q_c}{V} \quad (49)$$

где F_0 – суммарная поверхность фильтрации установленных фильтров, м²,

q_c - удельная производительность одной машин, м³/мин,(?),

V -производительность одной машины, м³/мин.

На обогатительных фабриках наибольшее распространение получили прямоугольные(пирамидальные) и цилиндрические (круглые) бункеры.

-Определяется объем бункера

$$V = \frac{Q}{\rho * \varphi} \quad (50)$$

где V –объем бункера, м³,

Q – вместимость одной ячейки бункера, т,

ρ - насыпная масса материала,

φ - коэффициент заполнения бункера (0,8-0,85).

Определяется высота пирамидальной части бункера

$$H_1 = \frac{L-b}{2} * tg\alpha \quad (51)$$

где H_1 – высота пирамидальной части бункера, м,

L - шаг колонн здания (принимается 6,12,15.24 м)

b - ширина разгрузочного отверстия бункера, м , принимается по таблице14.

Таблица 14 - Минимальный размер разгрузочного отверстия бункера

Наибольший размер куска материала, мм	150	100	80	30	20
Размер отверстия b, мм	500	450	400	350	300

- α - угол наклона днища бункера, град,
 для кусковых руд и угля $\alpha= 45-50^0$,
 для влажных материалов $\alpha= 50-55^0$,
 для угольной пыли и отсевов железных руд $\alpha= 60^0$.

Определяется объем пирамидальной части бункера, $V_1, м^3$,

$$V_1 = \frac{H_1}{3} * (L^2 + L * b + b^2) \quad (52)$$

Определяется высота призматической части бункера, $H_2, м$,

$$H_2 = \frac{V - V_1}{L^2 \phi_2} \quad (53)$$

где ϕ_2 - коэффициент заполнения призматической части бункера(0,4-0,7).

Определяется общая высота бункера, $H, м$.

$$H = H_1 + H_2$$

Для проектируемого отделения следует привести расчет ширины одного или двух конвейеров, а ширину и длину и других, устанавливаемых в проектируемом отделении, следует принять по данным действующей фабрики.

Расчет ширины конвейерной ленты B производится по формуле

$$B = 1,1 \sqrt{\frac{Q}{k_g * c * \rho * v}} \quad (54)$$

где Q -расчетный грузопоток, т/ч,

k_p - коэффициент производительности,

c - коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера,

ρ – насыпная плотность руды, т/м³,

v -скорость движения ленты, м/с.

Полученная расчетом ширина ленты B округляется до ближайшей стандартной величины.

Производится проверка принятой ширины по кусковатости материала

$$B \geq 3,3d_{\max} + 200.$$

где d_{\max} – размер максимального куска в материале.

Значения поправочных коэффициентов приведены [3.стр. 64-65].

На обогатительных фабриках наибольшее применение для равномерной выдачи сыпучих материалов из бункеров, воронок нашли пластинчатые питатели двух типов: тип 1 и тип 2.

Питатели типа 1 изготавливаются с шириной полотна 1500,1800,2400мм, а типа 2 – 800,1000,1200,1500,1800,2400мм.

Производительность питателей рассчитываются по формуле

$$Q=3600 \cdot B \cdot h \cdot V \cdot \varphi \cdot \rho, \text{ т/ч} \quad (55)$$

где Q-производительность питателя, т/ч,

B- ширина ленты, м,

h- высота борта (слоя материала),

V- скорость движения ленты, м/с.

Скорость движения питателей при ширине полотна 1500мм составляет 0,025-0,080м/с, а для остальных- 0.02-0,6м/с,

φ - коэффициент наполнения лотка (0,65- 0,8),

ρ - насыпная плотность материала, т/м³.

12 Экономика и организация производства

Экономика и организация производства является заключительным разделом дипломного проекта, в которой через систему экономических показателей отражаются результаты предлагаемых инженерно-технических и технологических решений. Исходными данными для выполнения данной части проекта должны быть как действующие нормативные документы и акты по вопросам экономики и организации труда и производства, инструкции 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.

Определение себестоимости производства концентрата.

Себестоимость продукции - это выраженные в денежной форме затраты предприятия на потребленные при изготовлении продукции материальные средства производства, оплату труда рабочих, услуг других предприятий, расходы по реализации продукции, а так же затраты по управлению и обслуживанию производства.

Себестоимость продукции отражает в денежной форме затраты той части общественного труда, которая непосредственно оплачивается предприятием. Себестоимость продукции является частью ее стоимости, выраженной в денежной форме, которая характеризует затраты в процессе простого воспроизводства.

Себестоимость продукции представляет собой сумму производственных и непроизводственных затрат. К производственным относятся затраты на сырье, материалы, топлива, разные виды энергии, амортизационные отчисления, заработную плату рабочих и служащих, единый социальный налог, оплату работ промышленного характера и научно-исследовательских работ и т.д.

К непроизводственным относят затраты, связанные с реализацией продукции, подготовкой кадров, затратами на работы по стандартизации изделий и т.д. На ОФ себестоимость определяется по калькуляционным статьям расхода, при этом по следующим статьям расхода в курсовой работе производится детальный расчет затрат: затраты на сырье и материалы, энергетические затраты, средства на оплату труда, единый социальный налог, амортизационные отчисления на полное восстановление, затраты на техническую воду. По остальным статьям расходов, а именно: услуги транспортных цехов, затраты на сменное оборудование, затраты на ремонт основных средств, затраты на складирование хвостов, прочие расходы и общецеховые расходы принимаются по фактическим данным работы фабрики МГОКа в расчете на 1 тонну готового концентрата с последующим пересчетом общей суммы затрат на заданный в ДП объем производства.

Расчет затрат на сырье и основные материалы

Затраты на сырье и основные материалы складываются из затрат на дробленую руду и помольные шары. По данным МГОКа себестоимость тонны дробленой руды составляет 154,5 рублей.

Для получения тонны концентрата необходимо:

$$Q_{мес}^{исх} / Q_{мес}^{конц} = 1575000 / 633622.5 = 2.49 \text{ тонн сырой дробленой руды.}$$

Затраты по дробленой руде в расчете на тонну концентрата составляют:

$$154,5 * 2,49 = 384,7 \text{ рублей.}$$

Таблица 15 - Расчет затрат на сырье и основные материалы

№ п/п.	Наименование материала	Норма расхода	Объем производства в месяц, т	Количество материала в месяц, т	Цена, руб.	Сумма, руб.
1	Руда дробленая	2,66	33550	89243	154,50	11490,04
2	Шары помольные	4,01		134535,5	26,70	2993,42
3	Фильтроткань	0,00042		14,09	97,30	1,14
	Итого					14484,6
	Неучтенные 10%					1448,46
	Всего					15933,06

Для получения тонны концентрата требуется 4,7 кг шаров. По данным ОФ МГОКа тонна шаров стоит 12700 руб. Таким образом, в расчете на 1 тонну концентрата затраты по помольным шарам составляют: $4,7/1000*12700 = 59,69$ рубля

Общие затраты на сырье и основные материалы, в расчете на 1 тонну концентрата, составляют: $384,7+59,69=444,39$ рубля.

Расчет фонда заработной платы

Численность руководителей и специалистов определяется в соответствии со структурой управления фабрикой и штатным расписанием.

Зарплата это часть национального дохода, которая в денежной форме поступает в распоряжение работающих.

Различают номинальную и реальную зарплату.

Номинальная – это зарплата, получаемая работником в денежной форме.

Реальная – это выраженная в средствах существования и услугах, которыми пользуются работники. Ее размер показывает, какое число предметов потребления и услуг может приобрести работающий за свою номинальную зарплату.

Фонд заработной платы рабочих определяется из их списочной численности, часовых тарифных ставок, фонда рабочего времени с учетом действующих положений о премировании и других доплат.

Фонд заработной платы для рабочих определяется, исходя из их списочной численности, часовых тарифных ставок, фонда рабочего времени с учетом действующих положений о премировании и доплат за ночное время работы.

Согласно статье 96 ТК РФ оплата ночных часов с 22 до 6 часов осуществляется в повышенном размере, предусмотренном коллективным договором организации, при этом она не должна быть ниже размеров, установленных действующим законодательством РФ.

На Михайловском ГОКе принята доплата за ночное время работы в размере 40%.

Результаты расчета фонда заработной платы для ИТР представлена в таблице 16.

Таблица 16 – Расчет фонда оплаты труда ИТР

№ П/п	Должность	Кол. чел.	Месячный оклад, руб.	Сумма месячного оклада, руб.	Премия, %	Сумма премии, руб.	Месячный ФОТ, руб.
1	2	3	4	5	6	7	8

1	Начальник ОФ	1	80000	80000	50	40000	120000
2	Главный инженер	1	50000	50000		25000	75000
3	Начальник 01 корпуса	1	40000	40000		20000	60000
4	Начальник флотации	1	40000	40000		20000	60000
5	Мастер 01 корпуса	4	30000	1200000		60000	180000
6	Мастер флотации	4	30000	1200000		60000	180000
7	Итого		270000	3300000		265000	675000

Общий фонд зарплат складывается из фонда оплаты труда рабочих и специалистов и составляет:

$\Phi_{\text{общ}} = \Phi_{\text{р}} + \Phi_{\text{с}}$.

$\Phi_{\text{общ}} = 1043393,1 + 675000 = 1718393,1 \text{ руб}$

Расчет отчислений во внебюджетные фонды

Единый социальный налог (взнос) зачисляется в Федеральный бюджет РФ и в три государственных социальных внебюджетных фонда: Фонд социального страхования Российской Федерации, Федеральный и Территориальный фонды обязательного медицинского страхования. Отчисления на обязательное пенсионное страхование отчисляется в Пенсионный фонд РФ.

Данные фонды призваны аккумулировать средства для реализации важнейших социальных гарантий – государственного пенсионного обеспечения, поддержки в сфере занятости, оказания бесплатной медицинской помощи, поддержки в случае потери трудоспособности, во время отпуска по беременности и родам, санаторно-курортного обслуживания и прочих.

Социальные внебюджетные фонды – самостоятельные финансово-кредитные учреждения, но эта самостоятельность имеет свои особенности, существенно отличается от экономической и финансовой самостоятельности государственных, акционерных, кооперативных, частных предприятий и организаций. В зависимости от целевого назначения государственные внебюджетные фонды делятся на две группы: целевые социальные фонды и целевые экономические фонды. К первой группе, представляющий для нас особый интерес ввиду темы настоящей работы, относят:

- Пенсионный фонд РФ;
- Фонд социального страхования РФ;
- Фонды обязательного медицинского страхования (федеральный и территориальные).

Расчёты отчислений во внебюджетные фонды от ФОТ основных производственных рабочих и ИТР представлены в таблицах 17.

Таблица 17 – Расчет отчислений во внебюджетные фонды рабочих

№ п.п.	Внебюджетные фонды	Нормы отчисления, %	Месячный фонд оплаты труда, тыс. руб.	Сумма отчисления, тыс. руб.
1	Пенсионный фонд (ПФР)	26	1718393,1	44678220,6
2	Социальное страхование (ФССР)	2,9		49833,4
3	Федеральное медицинское страхование (ФФМОС)	5,1		87638,1
4	От несчастных случаев	1,5		25775,9
	Итого:	35,5		44841468

Амортизационные отчисления

Амортизация – это возмещение в денежной форме износа основных фондов путем постепенного перенесения их стоимости на производимую готовую продукцию.

Отчисления, предназначенные для возмещения стоимости изношенной части основных фондов, называют амортизационными. Амортизационные отчисления включаются в себестоимость продукции. В процессе реализации продукции амортизационные отчисления возвращаются на предприятие, накапливаются и образуют амортизационный фонд предприятия.

Часть амортизационного фонда используется для финансирования капитальных ремонтов и модернизации оборудования. Другая часть амортизационного фонда предназначена для полного восстановления (реновации) изношенных основных фондов.

Амортизационные отчисления в части, предназначенной для капитального ремонта, остаются в распоряжении предприятия. Кроме использования по прямому назначению эти средства можно расходовать на модернизацию основных фондов и приобретение нового оборудования взамен устаревшего, капитальный ремонт которого экономически

нецелесообразен.

Амортизационные отчисления на оборудование, находящееся в запасе (резерве), начисляют только на полное восстановление, а на оборудование находящееся в ремонте и простое, начисляют также и на капитальный ремонт.

Месячная сумма амортизационных отчислений определяется, исходя из количества оборудования по списку, его стоимости и действующих норм амортизации на реновацию.

Результаты расчета представлены в таблице 18.

Таблица 18 – Амортизационные отчисления

№ п.п	Наименование оборудования	Кол-во Ед.обор-я шт	Стоимость обор-я, Тыс.руб.	Общая стоимость обор-я, руб	Годовая норма амортизации, %	Месяч. Сумма амортизационных отчислений, тыс.руб
1	2	3	4	5	6	7
1	МШР 45*50	32	15505	496160	10	36,61
2	ПБКС 90/150	8	1353,2	10825,6	14,3	2,26
3	ПБМ 120/300	44	1513,14	66578,76	14,3	22,7
4	МД-9	20	608,58	12171,6	6,6	0,94
5	КСН-30	8	970,75	7766	10	1,13
6	ГЦ-500	60	320,7	19242	10	4,11
7	ГЦ-360	88	288,63	25399,44	10	9,09
8	ДШ100/2,5	16	3999,16	63986,56	6,6	7,70
9	ГрУ-4000/71	20	450,0	9000	10	1,57
10	Корпус обогащения	1	44916,9	44916,9	3,125	1,17
11	галерея	1	16569,1	16569,1	3,129	0,43
12	бункер	16	1561,2	24979,2	10	3,64
13	Кран мостовой	1	4261,30	4261,30	8	0,28
14	Ленточ.конв.	20	2500	50000	10	7,29
15	Пит.пластинч.	20	1200,0	24000	10	3,5
	Итого					102,42
	Неучтенные 10%					10,242
	всего					112,484

Расчет затрат на электроэнергию

Расчет затрат на электроэнергию производится по двухставочному тарифу, т.е оплата производится за суммарно установочную мощность двигателей и потребленную электроэнергию. Расходы электроэнергии определяются по формуле:

$$W = N_{уст} \times T_{мес} \times K_е \times K_м \times K_{пот} / \eta$$

W – расход электроэнергии за месяц всеми электропотребителями;

$N_{уст}$ – установочная мощность всех потребителей электроэнергии, кВт;

$T_{мес}$ – количество часов работы оборудования в месяц, $T_{мес}=720$ часов;

$K_е$ – коэффициент использования оборудования во времени, $K_е=0,7-0,8$ (принимаем 0,75);

$K_м$ – коэффициент использования оборудования по мощности, $K_м=0,7-0,8$ (принимаем 0,75);

$K_{пот}$ – коэффициент, учитывающий потери электроэнергии в сети низкого напряжения, $K_{пот}=1,15-1,2$ (принимаем 1,17);

η – коэффициент полезного действия двигателя, $\eta=0,75-0,8$ (принимаем 0,77).

Таким образом:

$$W = N_{уст} \times T_{мес} \times K_е \times K_м \times K_{пот} / \eta = N_{уст} \times 720 \times 0,75 \times 0,75 \times 1,17 / 0,77 = 615,4 \times N_{уст}$$

Затраты на электроэнергию определяется путем умножения количества израсходованной электроэнергии по тарифу (стоимость 1 кВт/час). $Z_э = W \times Ц$;

$Ц = 2,78$ руб. за 1 кВт/час с учетом платы за установленную мощность.

Результаты расчета затрат на электроэнергию представлены в таблице 19.

Месячные затраты на электроэнергию для производства концентраты составляют 366445422 рублей или 248,08 рубля на одну тонну концентрата.

Таблица 19 – Затраты на электроэнергию.

Наименование оборудования	Кол-во потреб., шт.	Устан. мощность двигателя, кВт	Суммарная установ. мощность, кВт	Месячное потребление эл.энергии, кВт час	Затраты на эл.энергию руб.
МШР 4500*5000	32	2500	80000	37800000	105084000
ПБМ 150/200	44	7,5	330	680400	1891512
КСН-30	8	5,5	44	55440	154123,2
ГЦ-500	60	1,5	90	166320	462369,6
ГЦ-360	22	1,5	33	408240	1134907,2
МД-9	20	3,0	60	60480	168134,4
ДУ 100/2,5	16	4,0	64	100800	280224
12ГрК-8	20	500	100000	15120000	42033600
ПБКС 90-150	8	4	32	40320	112089,6
Кран мостовой	1	400	400	288000	800640
Питатель	20	7,5	150	189000	525420
Ленточный конвейер	20	50	1000	1260000	3502800
итого				68769000	191177820
Неучтенные 10%				6876900	19117782
всего				75645900	366445422

Расчет затрат на техническую воду

Затраты на техническую воду определяются в соответствии с удельным расходом ее для получения 1 тонны готового концентрата и ценой за 1 м³ технической воды.

Цена 1 м³ технической воды составляет 7,14 рубля, а удельный расход воды на одну тонну концентрата по данным расчетов составляет 24,478м³. Отсюда следует, что затраты на техническую воду в расчете на 1 тонну концентрата составляет:

$$Z_{к-га} = 7,14 * 24,478 = 17,48 \text{ руб.}$$

Расчет себестоимости концентрата

По данным ОФ МГОКа удельные затраты на 1 тонну концентрата по ниже перечисленным статьям составляют:

- затраты на содержание основных средств 10,63 руб.
- затраты на сменное оборудование 22,37 руб.
- затраты на складирование хвостов 18,37руб.
- затраты на ремонт основных средств 24,39 руб.
- прочие расходы по цеху 14,26 руб.

Производство концентрата в месяц 683016,6 тонн. С учетом определенных выше затрат рассчитаем себестоимость производства одной тонны концентрата (таблица 20).

Таблица 20 – Себестоимость производства концентрата

Статьи расходов	Месячная сумма затрат руб.	Себестоимость 1 тонны концентрата, руб.
Затраты на сырье и основные материалы	15933,06	385,88
Затраты на заработную плату	1718393,1	2,7
Расчет отчислений во внебюджетные фонды	112,484	0,18
Амортизационные отчисления	44841468	0,85
Затраты на электроэнергию	366445422	231,2
Затраты на техническую воду	11074005,45	17,48
Затраты на содержание основных средств	6735407,18	10,63
Затраты на сменное оборудование	14174135,33	22,37
Затраты на складирование хвостов	11595291,75	18,3
Затраты на ремонт основных средств	15454052,78	24,39
Прочие расходы по цеху	9035456,85	14,26
ИТОГО		728,31

Таким образом себестоимость производства одной тонны концентрата составляет 728,31 рубля.

Расчет прибыли от реализации производственного концентрата

Прибыль представляет собой часть выручки от реализации продукции после вычета из нее затрат на производство.

Прибыль, является основным итоговым показателем, характеризующим эффективность производственно-хозяйственной деятельности предприятия, его устойчивое финансовое положение, возможность дальнейшего совершенствования производства, улучшение материального положения работников, развитие социальной сферы, источником формирования бюджетов всех уровней.

Приняв рентабельность производства концентрата на уровне 15 процентов, определим отпускную цену концентрата, которая составит

$$Ц=C*(1 + 0,15) = 728,31 \times (1+0,15) = 837,56 \text{ руб.}$$

Таким образом, месячная сумма прибыли от реализации произведенного концентрата составляет:

$$П=(Ц-С)*Q=(837,56-728,31)*33550=4873137,5\text{тыс.руб}$$

При рентабельности производства 15% месячная прибыль от реализации произведенного концентрата составит 730970,62 миллиона рублей.

Таблица 21–Технико-экономические показатели

№ п/п	Наименование показателя	Единица измерения	Показатель
1.	Производительность фабрики: по сырой руде по концентрату	т. в год т. в год	9900000 33550
2.	Содержание железа: В исходной руде В концентрате В хвостах	% % %	39,0 65,1 24,0
3.	Выход концентрата	%	65,1
4.	Извлечение железа в концентрат	%	35,82
5.	Численность работников: всего рабочих руководителей и специалистов	чел. чел. чел.	84 72 12
6.	Производительность труда: по исходной руде по концентрату	т/мес т/мес	11458,33 465,97
7.	Себестоимость 1 тонны концентрата	руб.	728,31
8.	Удельный расход: руды воды шаров электроэнергии	т/т кон-та м ³ /т кон-та кг/т кон-та кВт/т кон-та	2,05 24,478 4,7 231,2

Список литературы

Основная литература:

1. Федотов, Константин Вадимович. Проектирование обогатительных фабрик : учебник / К. В. Федотов, Н. И. Никольская. - Москва : Горная книга, 2012. - 536 с. : ил. - (Обогащение полезных ископаемых). - ISBN 978-5-98672-282-5 : 1189.00 р. - Текст : непосредственный.

2. Малышев, Ю. Н. Проектирование обогатительных фабрик : учебник / Ю. Н. Малышев ; под ред. В. А. Чантурия. - 2-е изд., доп. и перераб. - М. : Московский издательский дом, 2009 - .Т. 1 / Федеральное агентство по образованию. - 490 с. : ил. - ISBN 5-201-15611-8 : 250.00 р.

3. Авдохин, В. М. Обогащение углей : учебник : в 2 т. / В. М. Авдохин. - Москва : Горная книга. -

URL: <http://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=229022> (дата обращения: 27.08.2021) . - Режим доступа: по подписке. - Текст : электронный.

Т. 2 : Технологии. - 2012. - 475 с. - (ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ). - ISBN 978-5-98672-310-5 : Б. ц.

Дополнительная литература:

4. Разумов, К. А. Проектирование обогатительных фабрик : учебник для вузов / К. А. Разумов, В. А. Перов. - 4-е изд., доп. и перераб. - М. : Недра, 1982. - 518 с. - 1.50 р. - Текст : непосредственный.

5. Абрамов, А. А. Обогащение руд цветных и редких металлов в странах Азии, Африки и Латинской Америки : учеб. для иностр. студентов, обучающихся в вузах СССР по горн.-металлург. спец. / А. А. Абрамов, С. И. Горловский, В. В. Рыбаков. - М. : Недра, 1991. - 309 с. : ил. - Б. ц. - Текст : непосредственный.