

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ  
Белорусский национальный технический университет

---

Кафедра «Горные работы»

# ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ: ПРАКТИКУМ

Пособие для студентов  
специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений  
полезных ископаемых»

*Рекомендовано учебно-методическим объединением  
высших учебных заведений Республики Беларусь по образованию  
в области горнодобывающей промышленности*

Минск  
БНТУ  
2020

УДК 622.73 (076.5)  
ББК 33.3я7  
Ц93

А в т о р ы:

*П. В. Цыбуленко, С. Г. Оника, И. М. Ковалева, Э. Н. Паливода*

Р е ц е н з е н т ы:

*А. Б. Джелилов, А. Ф. Санько*

**Ц93** **Обогащение** и переработка полезных ископаемых : практикум : пособие для студентов специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений полезных ископаемых» / П. В. Цыбуленко [и др.]. – Минск : БНТУ, 2020. – 84 с.  
ISBN 978-985-583-541-8.

В практикуме изложены основные требования к структуре, объему, содержанию и оформлению курсового проекта. Приведены информационно-справочные материалы, необходимые для организации самостоятельной работы студентов по проектированию технологических процессов обогащения рудных полезных ископаемых, подбору и расчетам машин и оборудования обогатительно-перерабатывающих производств.

УДК 622.73 (076.5)  
ББК 33.3я7

ISBN 978-985-583-541-8

© Белорусский национальный  
технический университет, 2020

## СОДЕРЖАНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	5
1. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ .....	6
2. ТЕМАТИКА, СОДЕРЖАНИЕ И ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТА .....	7
3. ПРИМЕРНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛОВ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ .....	10
Титульный лист .....	10
Задание по курсовому проекту.....	10
Введение.....	10
3.1. Информационный обзор .....	11
3.2. Технологический процесс обогащения горной породы.....	11
3.3. Расчет материального баланса процесса.....	11
3.4. Подбор и расчет основного оборудования процесса .....	12
3.5. Разработка проектируемого изделия .....	14
3.5.1. Описание конструкции и работа изделия.....	14
3.5.2. Общий расчет проектируемого изделия.....	15
3.5.3. Подбор элементов привода изделия .....	16
Заключение .....	16
4. ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ .....	17
5. ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ .....	19
6. МЕТОДИКА И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ РАСЧЕТОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ И ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩИХ МАШИН.....	22
7. МЕТОДИКА И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ РАСЧЕТОВ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПРОЦЕССА .....	25
7.1. Расчет материального баланса участка механической подготовки калийной руды на обогатительной фабрике.....	25

7.2. Расчет материального баланса участка грануляции обогажительной фабрики хлористого калия.....	29
7.3. Расчет материального баланса участка обесшламливания обогажительной фабрики калийной руды.....	33
7.4. Расчет материального баланса процесса флотации обогажительной фабрики хлористого калия.....	37
7.4.1. Технологический процесс флотации .....	37
7.4.2. Гидроклассификация и обезвоживание хвостов флотации.....	40
7.4.3. Гидроклассификация и обезвоживание концентрата.....	40
7.4.4. Расчет материального баланса обогажительной фабрики .....	42
7.4.5. Расчет узла выщелачивания.....	52
7.4.6. Расчет производственной мощности.....	54
7.4.7. Расчет относительных показателей схемы отделения флотации.....	55
7.4.8. Определение абсолютных показателей схемы флотации.....	58
7.4.9. Выбор и расчет оборудования для сильвиновой флотации.....	61
7.5. Методика и последовательность расчетов материального баланса торфобрикетного завода.....	66
 ПРИЛОЖЕНИЕ 1 .....	 69
ПРИЛОЖЕНИЕ 2 .....	73
ПРИЛОЖЕНИЕ 3 .....	74
 ЛИТЕРАТУРА .....	 84

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Вследствие ухудшения горно-геологических условий добычи полезных ископаемых, а также снижения качественных характеристик возрастает роль процессов их обогащения. Это способствует созданию новых инновационных технологий повышения показателей качества и применению самых современных обогатительных и перерабатывающих машин и оборудования.

Обогащение полезных ископаемых представляет собой совокупность операций по первичной переработке руд, угля, торфа и др. с целью удаления пустой породы, воды, разделения минералов, приводящих к повышению качественных характеристик обогащаемых материалов. Способы обогащения и переработки полезных ископаемых базируются на разделении горной породы на фракции соответствующих размеров, рассеивания их по крупности или разделения по плотностям, дозировании, смешивании, обезвоживании, флотации, уплотнении (прессовании) и других операциях. Обогащение полезных ископаемых производится в специальных цехах и на обогатительных фабриках машинами и оборудованием, которые соответствуют выбранной технологии.

В практикуме изложены основные требования к структуре, объему, содержанию и правилам оформления разделов пояснительной записки, методике расчета, а также к графической части курсового проекта по дисциплине «Обогащение и переработка полезных ископаемых».

В приложении приведены информационно-справочные материалы, необходимые для оформления и выполнения пояснительной записки, а также сведения по физико-механическим свойствам горных пород и характеристик готовой продукции калийного производства.

## 1. ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ КУРСОВОГО ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Цель курсового проекта – углубление и закрепление знаний теоретического материала по дисциплине «Обогащение и переработка полезных ископаемых», развитие навыков самостоятельного решения конкретных инженерных задач переработки и обогащения горных руд.

Проект выполняется по индивидуальному заданию. Тематика курсового проекта – разработка новых или модернизация существующих технологий обогатительно-перерабатывающих производств с подбором и расчетом необходимых машин и оборудования.

Поставленная цель реализуется путем решения следующих учебных задач:

1. Привить студентам навыки углубленного изучения и критического анализа новейших достижений и известных вариантов решения поставленной инженерной задачи, основываясь на обзоре специальной литературы и других современных источников информации.

2. Научить студентов определять современные тенденции научно-технического прогресса в области технологий обогащения и горного машиностроения, использовать многокритериальные оценки качества вариантов технологий и средств механизации при выборе проектного технического решения, аргументировать принятые технические решения.

3. Продолжить развитие у студентов навыков самостоятельной работы с нормативно-справочной литературой и стандартами, типовыми методиками расчета проектных и конструктивных параметров разрабатываемых заданий.

4. Развивать у студентов навыки четкого, технически грамотно и последовательного изложения принятых проектных и конструкторских решений в пояснительной записке и графических конструкторских документах, с соблюдением при их оформлении требований общегосударственных стандартов единой системы конструкторской документации (ЕСКД).

## 2. ТЕМАТИКА, СОДЕРЖАНИЕ И ПОРЯДОК ВЫПОЛНЕНИЯ КУРСОВОГО ПРОЕКТА

Курсовой проект выполняется по тематике соответствующей программы дисциплины «Обогащение и переработка полезных ископаемых».

Курсовым проектом предусмотрена разработка технологического процесса завода или участка обогащения полезного ископаемого с подбором и расчетом соответствующих данной технологии машин и оборудования. В соответствии с этим, темами курсовых проектов могут быть:

1. Технологический процесс получения торфяного брикета с разработкой:

- паровой трубчатой сушилки;
- пневмогазовой сушилки;
- смесителя;
- грохота;
- дробилки;
- пресса.

2. Технологический процесс участка механической подготовки калийной руды обогатительной фабрики с разработкой:

- вибрационного питателя;
- вибрационного грохота;
- барабанной мельницы;
- дугового сита.

3. Технологический процесс участка обесшламливания калийной руды обогатительной фабрики с разработкой:

- гидроциклона;
- сгустителя.

4. Технологический процесс участка флотации калийной руды обогатительной фабрики с разработкой:

- флотационной машины;
- барабанного фильтра;
- дискового фильтра;
- ленточного фильтра.

5. Технологический процесс участка грануляции хлористого калия обогатительной фабрики с разработкой:

- смесителя;

- валкового пресса;
- измельчителя;
- грохота.

6. Технологический процесс дробильно-сортировочного участка гравийно-песчаной смеси с разработкой:

- вибрационного грохота;
- конусной дробилки;
- барабанного грохота.

7. Технологический процесс производства щебня с разработкой:

- конусной дробилки;
- вибрационного грохота;
- барабанного грохота.

Темы курсовых проектов разрабатываются руководителями курсового проектирования и утверждаются на кафедре.

Задание по курсовому проектированию оформляется на специальном бланке, подписанном руководителем, утверждается заведующим кафедрой и выдается индивидуально каждому студенту.

Курсовой проект состоит из пояснительной записки и графической части.

Пояснительная записка содержит 30–40 страниц рукописного текста, выполненного на одной стороне листа формата А4.

Графическая часть проекта выполняется в объеме 2–3 листа формата А1.

В состав курсового проекта также входят спецификации.

Пояснительная записка состоит из следующих разделов:

Введение.

1. Информационный обзор.
2. Технологический процесс обогащения горной породы.
3. Расчет материального процесса.
4. Подбор и расчет основного оборудования.
5. Разработка проектируемого изделия.
  - 5.1. Описание конструкции и работы изделия.
  - 5.2. Общий расчет проектируемого изделия.
  - 5.3. Подбор элементов привода изделия.

Заключение.

Список использованных источников.

Приложения (при необходимости).



Графическая часть курсового проекта должна включать (в листах формата А1):

- схему технологического процесса обогащения горной породы (1 лист);
- сборочный чертеж разрабатываемой машины или оборудования (1 лист);
- спецификацию к схеме технологического процесса;
- спецификацию к сборочному чертежу машины или оборудования.

Графическая часть курсового проекта может выполняться в карандаше или с помощью компьютера.

После получения задания студент обязан тщательно с ним ознакомиться, уяснить назначение и область применения указанного в задании изделия.

Процесс курсового проектирования содержит все стадии разработки изделия, установленные ГОСТ 2.103-68:

- техническое предложение;
- эскизный проект;
- технический проект;
- рабочая документация.

При работе над техническим предложением студент прорабатывает и анализирует различные варианты технологического решения и на основании этой работы уточняет требования к проектируемому процессу и заданному оборудованию. На этом же этапе производится подбор необходимых для дальнейшей работы материалов. Окончательный вариант проекта согласуется с руководителем проекта.

На стадии «Эскизный проект» осуществляется конструктивная проработка технологической схемы, производится расчет материального баланса технологического процесса, основных параметров машины и на его основе уточняется компоновка изделия.

На стадии «Технический проект» разрабатываются окончательные технологические и конструктивные решения проекта. Выполняется общий расчет и кинематическая схема изделия. Составляется описание технологического процесса и конструкции изделия и его техническая характеристика.

На стадии «Разработка рабочей документации» осуществляется вычерчивание сборочной единицы, изделия и выполняются спецификации.

Объяснительная записка в соответствии с требованиями СТП БНТУ 3.01-2003 должна состоять из следующих структурных элементов:

- титульный лист;
- задание по курсовому проектированию;
- содержание;
- разделы пояснительной записки;
- заключение;
- список использованных источников.

### **3. ПРИМЕРНОЕ СОДЕРЖАНИЕ РАЗДЕЛОВ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ**

#### **Титульный лист**

Титульный лист является первой страницей пояснительной записки, заполняется рукописным или машинописным способом и после выполнения проекта подписывается студентом и руководителем проекта.

#### **Задание по курсовому проекту**

Задание оформляется на бланке единого образца, располагается после титульного листа. Бланк задания с указанием даты выдачи заверенный подписью преподавателя ведущего курсовой проект и утвержденный заведующим кафедрой выдается студенту.

#### **Введение**

Во введении отражается состояние и перспективы развития отрасли, машин и оборудования по обогащению и переработке горных пород. Здесь дается характеристика современного состояния технической проблемы, которой посвящена работа, ее значение для отрасли. Далее отражается новизна и актуальность разработки, соответствующей технологии, машин и оборудования, обосновывается ее целесообразность. В конце формулируется цель работы.

### **3.1. Информационный обзор**

В этом разделе на основании имеющихся источников дается подробный анализ существующих технологий, конструкций машин, механизмов для выполнения производственных целей, аналогичных проектируемым, выявляются их преимущества и недостатки. Рассматриваются варианты разработки данной темы, намечаются пути решения задач, которым посвящен курсовой проект. Приводится краткое описание и анализ нескольких вариантов технологического процесса и разрабатываемой конструкции изделия, доказываются преимущества выбранного варианта по сравнению с другими возможными. Выбор направления проектирования и принятого варианта не должен обосновываться ссылками на соответствующие пункты задания по курсовому проекту.

### **3.2. Технологический процесс обогащения горной породы**

В соответствии с заданием на курсовой проект разрабатывается технологический процесс переработки и обогащения указанного полезного ископаемого.

Технологический процесс разрабатывается на основании аналитического обзора литературных источников, последних достижений в области переработки полезных ископаемых и норм технологического проектирования.

После разработки технологического процесса составляется технологическая схема участка, отделения или обогатительной фабрики, представляющая собой графическое изображение путей следования полезного ископаемого и продуктов его переработки с указанием применяемого оборудования.

### **3.3. Расчет материального баланса процесса**

Целью расчета материального баланса является установление необходимого количества сырья и материалов по операциям технологического процесса для обеспечения заданной производительности, объема образующихся отходов и побочных продуктов переработки.

Данные материального баланса по операциям процесса являются основой для подбора и расчета необходимого оборудования данной операции.

Материальный баланс составляется на единицу времени работы (т/год, т/час).

Необходимые данные о величине потерь сырья, промежуточных продуктов и готового продукта принимаются по отдельным операциям технологического процесса согласно нормам технологического проектирования и опытным данным.

Для определения часовой производительности завода, цеха, участка исходят из нормативных фондов машинного времени.

Так, для калийных фабрик фонд машинного времени дробильных корпусов принимают 5400 часов в год, главного корпуса (флотация) – 7600, сушильного отделения 8160 часов. Для торфобрикетного завода фонд машинного времени составляет 7200 часов в год.

На технологической схеме в соответствии с последовательностью переработки полезного ископаемого нумеруется все технологическое оборудование, включая транспортирующие и вспомогательные устройства.

Описание технологического процесса проводится по составленной схеме со ссылками на позиции технологического оборудования. Оборудование на схеме изображается условно, без соблюдения масштаба, с максимальным приближением к их внешним контурам и пропорциям.

При описании технологического процесса в соответствии с разработанной схемой необходимо указывать изменение свойств горной породы в процессе его переработки. (Например, после дробления размеры смеси руды изменяются с 30 мм до 10 мм; после сушки влажность снижается с 10 % до 0,5 %).

### **3.4. Подбор и расчет основного оборудования процесса**

Подбор и расчет основного технологического оборудования процесса производится на основе данных материального баланса согласно принятой технологической схеме и в соответствии с нормами технологического проектирования и последних достижений применяемого оборудования.

Например, при технологическом процессе механической подготовки калийной руды в соответствии с расчетами материального баланса на участок грохочения поступает  $Q_1$  (т/ч) руды. Для ее грохочения выбираем из каталога грохотов или других источников

грохот с производительностью  $Q_{гр}$  (т/ч). Необходимое количество грохотов составит:

$$n = \frac{Q_1}{Q_{гр}}, \text{ шт.}$$

При получении дробного числа производится округление до большего целого числа.

По данной схеме подбирается весь комплекс оборудования, используемого во всей технологической цепи обогащения.

В случае зависимости производительности оборудования от рабочих параметров процесса, его производительность рассчитывают по соответствующим зависимостям.

Например, при использовании в схеме обогащения гидроцикла вначале выбирается его тип с соответствующими размерами, а производительность определяется по формуле

$$Q_{г} = 94,9K_{д} \cdot K_{\lambda} \cdot d_{с} \cdot d_{3} \sqrt{g \cdot \Delta\rho}, \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$\text{где } K_{д} = 0,8 + \frac{1,2}{1 + 0,1D};$$

$$K_{д} = \left(\frac{L}{2,7D}\right)^{0,36};$$

$D$  – диаметр гидроцикла, м;

$L$  – расстояние между сечениями разгрузочных отверстий, м;

$d_{с}$  – диаметр сливного патрубка, м;

$$d_{3} = 200 \sqrt{\frac{Bh}{\pi}} \text{ – эквивалентный диаметр питающего патрубка, м;}$$

$g = 9,81 \text{ м/с}^2$  – ускорение свободного падения;

$\Delta\rho$  – давление на входе питающего патрубка (для I стадии обесшламливания в гидроциклонах СПВ-710 рекомендуется принимать  $\Delta\rho$  до 0,25 мПа, при пересортировке песков I стадии в гидроциклах СВП-500 – до 0,2 мПа);

$B, h$  – ширина и высота отверстия питающего патрубка, м.

### 3.5. Разработка проектируемого изделия

#### 3.5.1. Описание конструкции и работа изделия

Подраздел содержит подробное описание конструкции проектируемого изделия, всех входящих в его состав сборочных единиц. При этом указывается назначение, устройство и принцип действия изделия. Описывается работа отдельных сборочных единиц, их конструкция и взаимосвязь при выполнении различных операций. Приводятся иллюстрации, поясняющие излагаемый в тексте материал.

Описание конструкции дается как при статистическом положении изделия, так и при его работе.

Здесь же приводится краткая техническая характеристика, содержащая следующие пункты:

1. Назначение изделия.
2. Тип изделия.
3. Производительность.
4. Параметры рабочего органа.
5. Параметры привода.
6. Характеристики электро- или гидродвигателя.
7. Характеристика перерабатываемого сырья.
8. Габаритные размеры изделия.
9. Масса.

Пример технической характеристики молотковой дробилки приведен в табл. 1.

Таблица 1

Техническая характеристика молотковой дробилки

1	Назначение	Дробление руды
2	Тип	Молотковая колосниковая
3	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	80
4	Размер частиц до дробления, м	0,08
5	Частота вращения ротора, с <sup>-1</sup>	4,9
6	Диаметр ротора, м	18,5
7	Длина ротора	0,9
8	Привод ротора	электромеханический

9	Электродвигатель:	
	тип	4A100S4У3
	мощность, кВт	30
	частота вращения, с <sup>-1</sup>	15,9
10	Редуктор	цилиндрический, двухступенчатый
11	Передаточное число	31,5
12	Габаритные размеры, мм	
	длина	1870
	ширина	710
	высота	615
13	Масса, кг	1200

### 3.5.2. Общий расчет проектируемого изделия

Общий расчет машины начинают с определения ее производительности (при заданной мощности) или требуемой мощности (при заданной производительности).

При наличии в проектируемой машине механических передач разрабатывается кинематическая схема и производится кинематический расчет.

Передача крутящего момента от вала двигателя к рабочим органам осуществляется с помощью элементов трансмиссии: валов, муфт, редукторов, цепных передач и т. п. Общее передаточное число трансмиссии определяется как отношение номинальной частоты вращения вала двигателя к частоте вращения рабочего органа.

Общее передаточное число разбивается по отдельным звеньям трансмиссии, количество которых выбирается в зависимости от конструктивных особенностей проектируемой машины. По возможности не следует брать наибольшие значения передаточных чисел, приведенных в курсах деталей машин, справочниках и других источниках, так как габариты передач получаются при этом весьма большими.

В подразделе «Гидравлический расчет» определяются характеристики гидродвигателя и гидронасоса, параметры гидроприводов, подбираются исполнительные гидравлические рабочие органы.

### 3.5.3. Подбор элементов привода изделия

В этом подразделе на основе определения в разделе «Общий расчет проектируемого изделия» частоты вращения рабочего органа и требуемой мощности подбирается по каталогам или справочной литературе электродвигатель и элементы промежуточных передач (редуктор, клиноременная передача, цепная передача и др.). В пояснительной записке приводится чертеж электродвигателя с указанием его размеров и основных характеристик, редуктора или других передач.

Мощность выбранного электродвигателя должна быть больше расчетной, но не превышать 20 % от расчетной.

Определяется общее передаточное отношение для промежуточных передач:

$$U_{\text{общ}} = \frac{n_{\text{дв}}}{n_{\text{р.о.}}},$$

где  $n_{\text{дв}}$  – частота вращения вала электродвигателя,  $\text{с}^{-1}$ ;

$n_{\text{р.о.}}$  – частота вращения рабочего органа,  $\text{с}^{-1}$ .

Если возникает необходимость установки нескольких промежуточных передач, то общее передаточное отношение разбивают на несколько по формуле:

$$U_{\text{общ}} = U_1 \cdot U_2 \dots U_i,$$

где  $U_i$  – передаточное отношение каждой передачи (редуктора, клиноременной передачи и др.).

При этом передаваемая мощность каждой передачи должна быть не менее мощности выбранного электродвигателя.

### Заключение

В этом разделе отражаются новшества технологии и оборудования, разработанные в проекте, преимущество их перед существующими, ожидаемый экономический или социальный эффект от проекта.



#### 4. ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ

Пояснительная записка относится к текстовым документам, содержащим в основном сплошной текст, и должна соответствовать ГОСТ 2.105-95 и ГОСТ 2106-96.

Пояснительная записка оформляется от руки чернилами или печатается на ПЭВМ. Титульный лист пояснительной записки, первая и последующие страницы оформляются в соответствии с установленными требованиями.

Расчетно-пояснительная записка должна быть написана на одной стороне листа писчей бумаги формата А4.

Необходимо соблюдать следующие размеры полей: левое – не менее 20 мм, правое – не менее 5 мм, верхнее – не менее 10 мм, нижнее – не менее 15 мм. Текст расчетно-пояснительной записки делят на разделы, подразделы, пункты. Заголовки разделов размещают симметрично тексту и записывают прописными буквами. Заголовки подразделов записывают с абзаца (15–17 мм) строчными буквами (кроме первой прописной). Переносы слов в заголовках не допускаются. Точку в конце заголовка не ставят. Если заголовок состоит из нескольких предложений, их разделяют точками.

Каждый раздел следует начинать с нового листа (страницы).

Страницы записки нумеруются арабскими цифрами.

Титульный лист включают в общую нумерацию записки. На титульном листе номер не ставят, на последующих страницах номер проставляют в правом нижнем углу.

Разделы должны иметь порядковую нумерацию в пределах всей расчетно-пояснительной записки и обозначаться арабскими цифрами с точкой в конце. Введение, заключение и список использованных источников не нумеруются.

Подразделы должны иметь нумерацию в пределах каждого раздела. Номер подраздела состоит из номера раздела и порядкового номера подраздела, разделенных точкой. В конце номера подраздела ставится точка, например «1.3.» (третий подраздел первого раздела).

Текст пояснительной записки должен быть кратким, четким и не допускать различных толкований.

При изложении обязательных требований в тексте применяют слова «должен», «следует», «необходимо» и производные от них.

В документе должны применяться научно-технические термины, обозначения и определения, установленные соответствующими стандартами, а при их отсутствии – общепринятые в научно-технической литературе.

В «Расчетах» приводят иллюстрации – эскизы или схемы рассчитываемых изделий. Все иллюстрации, если их более одной, нумеруют арабскими цифрами в пределах всего документа, например: Рис. 1, Рис. 2, Рис. 3. Ссылки на иллюстрации дают по типу: «рис. 1» или «рис. 3». Ссылки на ранее упомянутые иллюстрации дают с сокращенным словом «смотри», например «см. рис. 2».

Иллюстрации должны иметь наименование и при необходимости поясняющие данные (подрисовочный текст).

Цифровой материал, как правило, оформляют в виде таблиц.

Таблица может иметь заголовок, который выполняют строчными буквами (кроме первой прописной) и помещают над таблицей посередине. Заголовок должен быть кратким и полностью отражать содержание таблицы.

Уравнения и формулы выделяют из текста свободными строками.

Пояснение значений символов и числовых коэффициентов следует приводить непосредственно под формулой в той же последовательности, в какой они даны в формуле. Значение каждого символа и числового коэффициента следует давать с новой строки. Первую строку объяснения начинают со слова «где» без двоеточия. В конце строк ставят точку с запятой.

Все формулы в расчетно-пояснительной записке нумеруются арабскими цифрами. Номер указывают с правой стороны листа на уровне формулы в круглых скобках.

Формулы, входящие в состав «Расчетов» должны иметь сквозную нумерацию в пределах этого документа.

Пример:

Силу давления материала на дно бункера  $F$ , н вычисляют по формуле

$$F = p \cdot S, \text{ н}, \quad (4.1)$$

где  $p$  – давление на дно бункера, Па;

$S$  – площадь дна бункера, м<sup>2</sup>.

Список использованных источников должен содержать перечень литературных и других источников, которые были использованы при выполнении курсового проекта.

Источники следует располагать в порядке появления ссылок в тексте расчетно-пояснительной записки.

## **5. ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ**

Графическая часть курсового проекта оформляется с учетом требований ЕСКД.

Все чертежи при курсовом проектировании выполняются на листах, форматы которых определены ГОСТ 2.301-68.

Обозначения и размеры основных форматов:

- формат А0 (841 × 1189 мм);
- формат А1 (594 × 841 мм);
- формат А2 (420 × 594 мм);
- формат А3 (297 × 420 мм);
- формат А4 (210 × 297 мм).

Основная надпись на чертежах выполняется по ГОСТ 2.104-68.

Масштабы изображений на чертежах выбираются и обозначаются в соответствии с ГОСТ 2.302-68.

Рекомендуемые масштабы изображений: 1:1; 1:2; 1:2,5; 1:5; 1:10; 1:15; 1:25; 1:50 и 1:100.

Надписи на чертежах должны выполняться чертежным шрифтом.

Сборочный чертеж разрабатываемого изделия выполняется, как правило, на двух листах. На первом листе помещают главный вид, дающий наиболее полное представление о форме, конструкции и размерах изделия.

Над основной надписью на первом листе помещают текстовую часть. Между текстовой частью и основной надписью не допускается помещать изображения, таблицы и т. п.

Непосредственно над основной надписью, под заголовком «Технические требования» излагаются технические требования, относящиеся к размерам, предельным отклонениям размеров, качеству поверхностей и их отделке, зазорам, расположению отдельных элементов конструкции, а также включающие требования, предъявля-

емые к настройке, регулированию, бесшумности, виброустойчивости, условиям и методам испытаний изделия, правила транспортирования, особые условия эксплуатации и другие требования. Пункты технических требований имеют сквозную нумерацию. В случае, если особые требования к изделию отсутствуют, а все размеры на чертеже справочные, под заголовком «Технические требования» пишут «Размеры для справок».

Под заголовком «Техническая характеристика» с самостоятельной нумерацией пунктов указывают техническую характеристику изделия.

Чертеж сборочной единицы должен содержать:

– изображение сборочной единицы, которое дает представление о расположении и взаимной связи составных частей, о сборке и контроле сборочной единицы;

– номера позиций составных частей, входящих в изделие;

– габаритные размеры изделия;

– установочные, присоединительные и другие необходимые справочные размеры;

– техническую характеристику изделия и технические требования.

Сборочные чертежи следует выполнять, как правило, с упрощениями, соответствующими требованиям стандартов ЕСКД.

На сборочных чертежах допускается не показывать фаски, скругления, проточки, углубления, выступы, накатки, насечки и другие мелкие элементы.

**Спецификацию** составляют на отдельных листах на каждую сборочную единицу, комплекс и комплект по формам 1 (заглавный лист) и 1а (последующие), приведенным в стандарте.

Спецификация определяет состав сборочной единицы, комплекса или комплекта. Она необходима для изготовления, комплектования КД, а также планирования запуска в производство указанных изделий.

В спецификацию вносят составные части, входящие в данное специфицируемое изделие, а также конструкторские документы, относящиеся к этому изделию и к его неспецифицируемым составным частям.

Спецификация в общем случае состоит из восьми разделов, которые располагаются в следующей последовательности:

1. Документация.
2. Комплексы.

3. Сборочные единицы.
4. Детали.
5. Стандартные изделия.
6. Прочие изделия.
7. Материалы.
8. Комплекты.

Наименования разделов указывают заголовком в графе «Название» и подчеркивают.

В разделе «Документация» вносят документы, составляющие основной комплект КД специфицируемого изделия (ВО или СБ, КЗ, ГЗ, РР или ПЗ).

В разделах «Комплексы», «Сборочные единицы» и «Детали» вносят комплексы, сборочные единицы и детали, непосредственно входящие в специфицируемое изделие. Запись рекомендуется производить в алфавитном порядке.

В разделе «Стандартные изделия» записывают изделия, примененные по государственным, республиканским и отраслевым стандартам; для изделий вспомогательного производства – по стандартам предприятий. В пределах каждой категории стандартов запись рекомендуется производить по группам изделий, объединенных по их функциональному назначению (например, крепежные изделия, подшипники, уплотнения, электротехнические изделия, гидроаппаратура и т. п.); в пределах каждой группы – в алфавитном порядке наименований изделий; в пределах каждого наименования – по возрастанию обозначений стандартов; в пределах каждого обозначения стандарта – по возрастанию основных размеров.

В раздел «Прочие изделия» вносят изделия, примененные не по основным конструкторским документам, за исключением стандартных изделий (например, КПП или ЗВМ серийного трактора). Запись изделий производят по однородным группам; в пределах каждой группы – в алфавитном порядке.

В раздел «Материалы» вносят все материалы, непосредственно входящие в специфицируемое изделие. Их записывают по видам в следующем порядке: черные, ферромагнитные, цветные металлы; кабели, провода, шнуры; пластмассы; бумажные и текстильные материалы; лесоматериалы; резиновые и кожевенные; минеральные, керамические и стеклянные материалы; лаки, краски, нефтепродукты и химикаты; прочие материалы.

После каждого раздела спецификации необходимо оставлять несколько свободных строк и резервировать номера позиций для дополнительных записей.

Допускается совмещение спецификации со сборочным чертежом при условии их размещения на листе формата А4. При этом ее располагают над основной надписью и заполняют в том же порядке и по той же форме, что и спецификацию, выполненную на отдельных листах.

## **6. МЕТОДИКА И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ РАСЧЕТОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ И ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩИХ МАШИН**

В курсовом проекте в разделе «Общий расчет проектируемого изделия» студенты выполняют общий расчет изделия в соответствующей последовательности:

- определяют режим и условия работы изделия;
- принимают и задают необходимые исходные данные по физико-механическим свойствам перерабатываемого материала;
- из литературных источников и аналогов существующих машин и оборудования по близкой к проектируемому изделию производительности задаются необходимые параметры рабочего органа;
- по заданной производительности проектируемого изделия и ее теоретической зависимости, взятой из литературных источников, уточняют размеры рабочего органа или определяют его основной кинематический параметр (угловую скорость или частоту вращения).

### Пример для молотковой дробилки

Исходные данные:

- производительность дробилки,  $Q$ , т/ч – 20;
- вид материала – фрезерный торф;
- насыпная плотность дробимого материала,  $\rho$ , кг/м<sup>3</sup> – 350;
- максимальный размер частиц до дробления,  $D_{\max}$ , мм – 100;
- средний размер частиц до дробления,  $d_{\text{ср}}$ , мм – 25;
- максимальный размер частиц после дробления,  $d$ , мм – 8.

Расчет молотковой дробилки выполнен по методике и рекомендациям источника [1].

Примем конструкцию ротора дробилки по аналогии дробилки МД-900 [2] с шестью подвешенными на осях в дисках ротора молотками.

Диаметр ротора рекомендуется принимать

$$D_p = 3D_{\max} + 0,55, \text{ м}, \quad (6.1)$$

тогда  $D_p = 3 \cdot 0,1 + 0,55 = 0,85$  м.

Длину ротора рекомендуется принимать по зависимости

$$L_p = (0,8 \div 1,2)D_p, \text{ м}. \quad (6.2)$$

Примем

$$L_p = 1,1D_p = 1,1 \cdot 0,85 = 0,94, \text{ м}. \quad (6.3)$$

Степень измельчения материала будет равна

$$i = \frac{d}{d} = \frac{25}{8} = 3,13. \quad (6.4)$$

Теоретическая производительность дробилки равна

$$Q = 10 k_{\text{д}} \cdot L \cdot D \cdot n \cdot \frac{\rho}{(i-1)}, \quad (6.5)$$

где  $k_{\text{д}}$  – коэффициент дробления, зависящий от прочности дробимого материала;

$n$  – частота вращения ротора,  $\text{с}^{-1}$ ;

$\rho$  – насыпная плотность материала,  $\text{кг/м}^3$ ;

$i$  – степень измельчения.

Из выражения (6.5) определим частоту вращения

$$n = \sqrt{\frac{10^3 \cdot Q \cdot (i-1)}{k_{\text{д}} \cdot L_p \cdot D_p^2 \cdot n^2 \cdot \rho}}, \text{ с}^{-1}. \quad (6.6)$$

Приняв по указаниям источника [1] для слабopочных материалов  $k_d = 0,3$ , получим

$$n = \sqrt{\frac{10^3 \cdot 20 \cdot (3,13 - 1)}{0,3 \cdot 0,94 \cdot 0,85^2 \cdot 350}} = 24,44 \text{ с}^{-1}. \quad (6.7)$$

Затем находим необходимую мощность на привод машины. Это может быть определено по суммированию составляющих затрат мощности на дробление, трение о стенки, придание кинетической энергии, в подшипниках и т. д. или через удельные затраты мощности  $q$ , кВт·ч/т для данного типа машин. Значения  $q$  выбираются из справочного материала.

$$N = Q \cdot q, \text{ кВт}. \quad (6.8)$$

По необходимой мощности рабочего органа из каталогов выбираем электродвигатель или мотор-редуктор, соответствующий условиям работы машины (взрывобезопасный, пылезащищенный и т. д.). При этом частота вращения выходного вала двигателя должна быть близкой к частоте вращения вала рабочего органа.

Определяем общее передаточное отношение от электродвигателя к приводному валу машины

$$U_{\text{общ}} = \frac{n_{\text{дв}}}{n}, \quad (6.9)$$

где  $n_{\text{дв}}$  – частота вращения двигателя.

Далее составляем кинематическую схему привода с выбранными типами передач или механизмов.

Передаточное отношение каждой передачи или механизма определяем из условия

$$U_{\text{общ}} = U_1 \cdot U_2 \cdot U_i, \quad (6.10)$$

где  $U_i$  – передаточное отношение каждой передачи.



Из литературных источников подбираем по кинематическим и мощностным параметрам типовые или стандартные передаточные механизмы (редукторы, вариаторы, гидромашины и т. д.) или производим общий расчет передач (зубчатой, ременной, червячной и т. д.).

Затем аналитически проводим приближенный расчет валов рабочего органа и механических передач. В конце осуществляем расчет и определение конструктивных параметров элементов рабочего органа машины.

## **7. МЕТОДИКА И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ РАСЧЕТОВ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПРОЦЕССА**

### **7.1. Расчет материального баланса участка механической подготовки калийной руды на обогатительной фабрики**

Исходные данные:

– производительность участка по исходной руде,  $Q$ , т/ч – 280;

– насыпная плотность руды,  $\rho$ , кг/м<sup>3</sup> – 2000;

– потери руды в процессе переработки:

а) в вибрационном питателе,  $\Pi_1$ , % – 0,5;

б) в вибрационном грохоте,  $\Pi_2$ , % – 1;

в) в дробилке,  $\Pi_3$ , % – 0,75;

г) в дуговом сите,  $\Pi_4$ , % – 0,5;

д) в барабанной мельнице,  $\Pi_5$ , % – 1.

В соответствии с технологической схемой участка механической подготовки руды (рис. 1), определим количество руды, поступающее на соответствующее оборудование.

Количество руды, поступающее на вибрационный грохот 2, с учетом потерь в вибрационном питателе

$$q_2 = \frac{Q(100 - \Pi_1)}{100} = \frac{280(100 - 0,5)}{100} = 278,6, \text{ т/ч.}$$

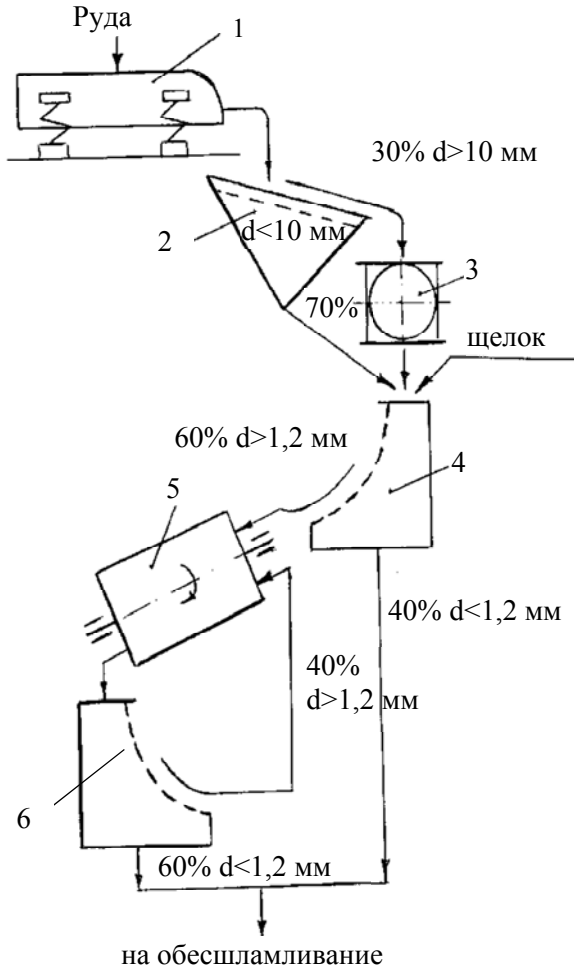


Рис. 1. Технологическая схема участка механической подготовки руды:  
 1 – питатель вибрационный; 2 – грохот вибрационный; 3 – дробилка;  
 4 – сито дуговое; 5 – мельница; 6 – сито дуговое поверочной классификации

Количество руды, выходящее из грохота 2

$$q_{П2} = \frac{q_2(100 - \Pi_2)}{100} = \frac{278,6(100 - 1)}{100} = 275,8, \text{ т/ч.}$$

Потери в вибрационном грохоте 2

$$q_{др} = q_3 - q_{4д} = 82,7 - 82,0 = 0,7, \text{ т/ч.}$$

В соответствии с технологическими нормами работы грохота надрешетный продукт (фракция > 10 мм) составляет 30 %, а подрешетный продукт (фракция < 10 мм) составляет 70 % от массы материала выходящего из грохота. На основании этого количество руды, поступающей в дробилку 3, составит

$$q_3 = q_{П2} \cdot 0,3 = 275,8 \cdot 0,3 = 82,7, \text{ т/ч.}$$

Количество руды, поступающей в дуговое сито 4 с учетом потерь при дроблении

$$q_{4д} = q_3 \frac{(100 - П_3)}{100} = 82,7 \frac{(100 - 0,75)}{100} = 82,0, \text{ т/ч.}$$

Потери при дроблении

$$q_{др} = q_3 - q_{4д} = 82,7 - 82,0 = 0,7, \text{ т/ч.}$$

Количество руды, поступающей в дуговое сито 4 от вибрационного грохота 2

$$q_{4гр} = q_{П2} \cdot 0,7 = 275,8 \cdot 0,7 = 193,1, \text{ т/ч.}$$

Количество руды, поступающее на дуговое сито 4 от дробилки 3 и грохота 2

$$q_4 = q_{4д} + q_{4гр} = 82,0 + 193,1 = 275,1, \text{ т/ч.}$$

Количество руды, выходящей из дугового сита 4

$$q_{В4} = q_4 \frac{(100 - П_4)}{100} = 275,1 \frac{(100 - 0,5)}{100} = 273,7,6 \text{ т/ч.}$$

Потери в дуговом сите 4

$$q_{C4} = q_4 - q_{B4} = 275,1 - 273,7 = 1,4, \text{ т/ч.}$$

Выход надрешетного продукта в дуговом сите 4 составляет 60 %, а подрешетного 40 % от общего количества руды. Поэтому количество руды, поступающее от сита 4 в барабанную мельницу 5 составит

$$q_{5C} = q_{B4} \cdot 0,6 = 273,7 \cdot 0,6 = 164,2, \text{ т/ч.}$$

Выход подрешетного продукта, поступающего на обесшламливание составит

$$q_{O1} = q_{B4} \cdot 0,4 = 273,7 \cdot 0,4 = 109,4, \text{ т/ч.}$$

Количество руды, выходящее из мельницы 5

$$q_{5B} = q_{5C} \frac{(100 - \Pi_5)}{100} = 164,2 \frac{(100 - 1)}{100} = 162,5, \text{ т/ч.}$$

Потери в мельнице 5

$$q_M = q_{5C} - q_{5B} = 164,2 - 162,5 = 1,7, \text{ т/ч.}$$

Количество руды, выходящей из дугового сита 6 с учетом потерь

$$q_{6B} = q_{5B} \frac{(100 - \Pi_4)}{100} = 162,5 \frac{(100 - 0,5)}{100} = 161,7, \text{ т/ч.}$$

Потери в дуговом сите 6

$$q_{C6} = q_{5B} - q_{6B} = 162,5 - 161,7 = 0,8, \text{ т/ч.}$$

Учитывая то, что из дугового сита 6 надрешетный продукт в количестве 40 % от поступающей руды направляется на повторное измельчение в мельницу 5, определим его массу:

$$q_{H5} = q_{5B} \cdot 0,4 = 162,5 \cdot 0,4 = 65, \text{ т/ч.}$$

Общее количество руды, поступающее на обесшламливание

$$Q_0 = q_{01} + q_{6B} = 109,4 + 161,7 = 271,1, \text{ т/ч.}$$

Потери руды в процессе подготовки

$$Q_{\Pi} = Q - Q_0 = 280 - 271,1 = 8,9, \text{ т/ч.}$$

Расход руды для получения 1 тонны обогащенного продукта

$$\mu = \frac{Q}{Q_0} = \frac{280}{271,1} = 1,03, \text{ т/ч.}$$

## **7.2. Расчет материального баланса участка грануляции обогатительной фабрики хлористого калия**

Исходные данные:

- производительность участка,  $Q$ , т/ч – 120 годового продукта;
- выход спрессованной плитки  $Q_{\Pi}$ , % – 40;
- размер гранул готового продукта (–4 ... +2);
- потери материала, %:
  - а – при прессовании,  $\Pi_1$  – 0,5;
  - б – в грохоте,  $\Pi_2$  – 0,7;
  - в – в дробилке,  $\Pi_3$  – 1;
  - г – в просеивающей машине,  $\Pi_4$  – 0,7.

В соответствии с заданными значениями размеров гранул готового продукта просеивающая машина 4 (рис. 2) оснащена двумя ситами и обеспечивает выход трех классов готового продукта: класс (+ 4 мм) – выход 40 %; класс (–4...+2 мм) – выход 30 %; класс (–2 мм) – выход 30 %.

Не учитывая потерь гранул в процессе просеивания в просеивающей машине 4, определим количество отсева, поступающего в дробилку 5

$$Q_2 = \frac{Q \cdot 40}{30} = \frac{120 \cdot 40}{30} = 160, \text{ т/ч.}$$

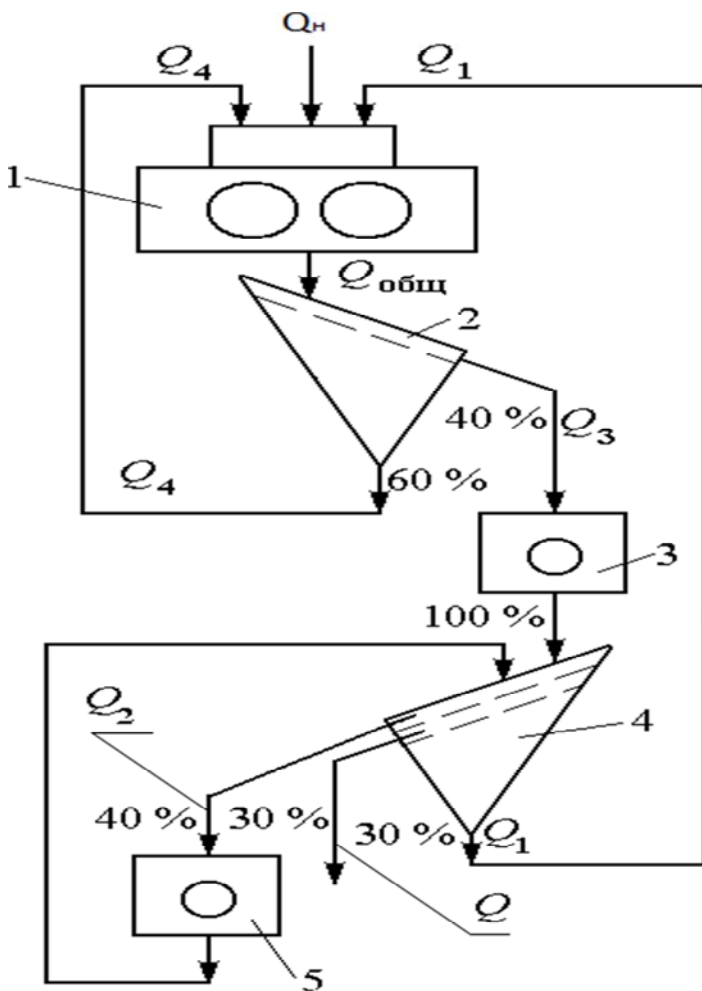


Рис. 2. Схема процесса гранулирования хлористого калия:  
 1 – пресс; 2 – грохот; 3, 5 – дробилка; 4 – просеивающая машина

Количество мелкой фракции размером  $-2$  мм просеивающей машины, направляемое на повторное прессование в валковый пресс 1

$$Q_1 = \frac{Q \cdot 30}{30} = \frac{120 \cdot 30}{30} = 120, \text{ т/ч.}$$

Общее количество хлористого калия, поступающего на просеивающую машину

$$Q_{\Pi} = Q + Q_1 + Q_2 = 120 + 120 + 160 = 400, \text{ т/ч.}$$

Количество хлористого калия, которое подается на дробление в дробилку 3

$$Q_3 = Q_{\Pi} - Q_2 = 400 - 160 = 240, \text{ т/ч.}$$

Количество мелкой фракции грохота 2 с учетом того, что количество хлористого калия  $Q_3$ , поступающего на дробилку 3 составляет 40 %

$$Q_4 = \frac{Q_3 \cdot 60}{40} = \frac{240 \cdot 60}{40} = 360, \text{ т/ч.}$$

Количество хлористого калия, поступающего на грохот 2

$$Q_{\Gamma} = Q_3 + Q_4 = 240 + 360 = 600, \text{ т/ч.}$$

Количество хлористого калия, поступающего в пресс 1 с учетом потерь при прессовании

$$Q_{\text{ПР}} = Q_{\Gamma} \cdot \frac{100}{100 - \Pi_1} = 600 \cdot \frac{100}{100 - 0,5} = 603, \text{ т/ч.}$$

Количество хлористого калия, поступающего в пресс 1 с учетом возврата  $Q_1$  и  $Q_4$

$$Q_{\text{Н}} = Q_{\text{ПР}} - Q_1 - Q_4 = 603 - 120 - 360 = 123, \text{ т/ч.}$$

Потери хлористого калия в прессе 1

$$q_1 = Q_{\text{ПР}} - Q_{\Gamma} = 603 - 600 = 3, \text{ т/ч.}$$

Потери хлористого калия в грохоте 2

$$q_2 = Q_{\Gamma} - Q_{\Gamma} \cdot \frac{100 - \Pi_2}{100} = 600 - 600 \cdot \frac{100 - 0,7}{100} = \\ = 600 - 595,8 = 4,2, \text{ т/ч.}$$

Потери хлористого калия в дробилке 3

$$q_3 = Q_3 - Q_3 \cdot \frac{100 - \Pi_3}{100} = 240 - 240 \cdot \frac{100 - 1}{100} = 2,4, \text{ т/ч.}$$

Потери хлористого калия в просеивающей машине 4

$$q_4 = Q_{\Pi} - Q_{\Pi} \cdot \frac{100 - \Pi_4}{100} = 400 - 400 \cdot \frac{100 - 0,7}{100} = 2,8, \text{ т/ч.}$$

Потери хлористого калия в дробилке 5

$$q_5 = Q_2 - Q_2 \cdot \frac{100 - \Pi_3}{100} = 160 - 160 \cdot \frac{100 - 1}{100} = 1,6, \text{ т/ч.}$$

Потери хлористого калия на всем участке грануляции

$$q_{\text{общ}} = q_1 + q_2 + q_3 + q_4 + q_5 = 3 + 4,2 + 2,4 + 2,8 + 1,6 = 14, \text{ т/ч.}$$

Количество хлористого калия, поступающего на участок с учетом потерь на всех операциях

$$Q_y = Q_H + Q_{\text{общ}} = 123 + 14 = 137, \text{ т/ч.}$$

Расход исходного сырья для получения 1 тонны гранул

$$P = \frac{Q_y}{Q_1} = \frac{137}{120} = 1,14, \text{ т/ч.}$$



### 7.3. Расчет материального баланса участка обесшламливания обогатительной фабрики калийной руды

Производительность участка по исходной руде  $Q = 200$  т/ч.

Содержание KCl в руде  $\alpha = 28\%$ ; содержание в руде нерастворимого осадка  $\alpha_{\text{н.о.}} = 6\%$ ; соотношение жидкой и твердой фазы пульпы, поступающей на обесшламливание  $R_1 = \text{ж/т} = 1,2$ ; плотность твердой фазы  $\rho_{\text{т}} = 2,1 \text{ т/м}^3$ ; плотность жидкой фазы (маточника)  $\rho_{\text{ж}} = 2,1 \text{ т/м}^3$ .

В соответствии с технологической схемой обесшламливания калийной руды (рис. 3), измельченная руда в виде пульпы с соотношением по массе жидкой и твердой фазы  $R_1 = \text{ж/т} = 1,2$ , подается в гидроциклон  $I$ , где осуществляется классификация по фракции частиц ( $-$ )  $0,15$  мм.

Количество нерастворимого осадка в руде

$$Q_{\text{н.о.}} = Q \cdot \alpha_{\text{н.о.}} = 200 \cdot 0,06 = 12, \text{ т/ч.}$$

Определим количество песков из гидроциклона  $I$ , поступающих в перечистный циклон  $5$ , по условию, что эффективность очистки гидроциклона  $E_{\text{ц}} = 72\%$ .

$$Q_{\text{п1}} = Q \cdot E_{\text{ц}} = 200 \cdot 0,72 = 144, \text{ т/ч.}$$

Количество песков, поступающих из перечистного гидроциклона  $5$  на сильвиновую флотацию:

$$Q_{\text{п5}} = Q_{\text{п1}} \cdot E_{\text{ц}} = 144 \cdot 0,72 = 103,6, \text{ т/ч.}$$

Количество песков, поступающих в гидроциклон  $I$  со сливом гидроциклона  $5$

$$Q_{\text{п0}} = Q_{\text{п1}} - Q_{\text{п5}} = 144 - 103,6 = 40,4, \text{ т/ч.}$$

Количество песков, уходящих со сливом гидроциклона  $I$  в гидросепаратор  $2$

$$Q_{\text{п2}} = Q - Q_{\text{п1}} + Q_{\text{п0}} = 200 - 144 + 40,4 = 96,4, \text{ т/ч.}$$

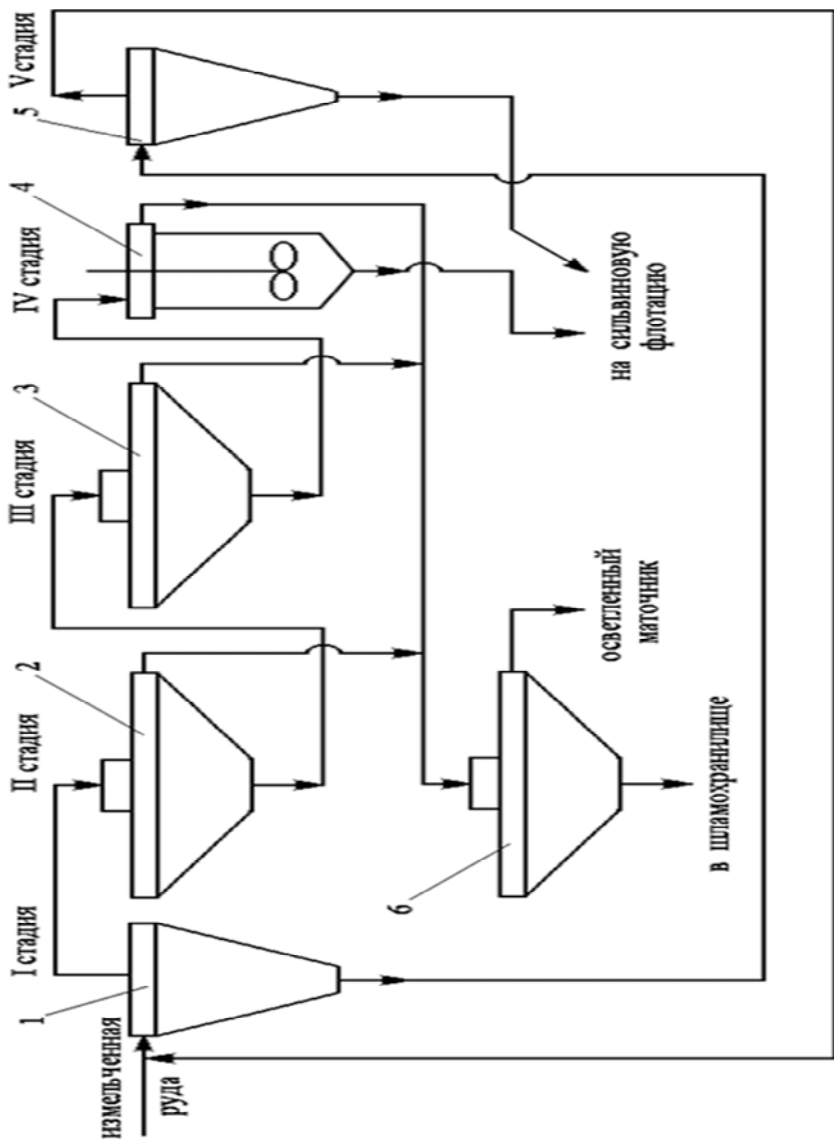


Рис. 3. Технологическая схема обесшламливания калийной руды:  
 1 – гидроциклон; 2, 3 – гидросепаратор; 4 – флотационная машина;  
 5 – перечисной гидроциклон; 6 – шламовый гидросепаратор-сгуститель

Количество песков, поступающих в гидросепаратор 3, с учетом того, что эффективность очистки шлама в гидросепараторе 2 составляет  $E_{ш} = 97,5\%$

$$Q_{п3} = Q_{п2} \cdot E_{ш} = 96,4 \cdot 0,975 = 93,9, \text{ т/ч.}$$

Количество песков, поступающих во флотационную машину 4 от гидросепаратора 3

$$Q_{п4} = Q_{п3} \cdot E_{ш} = 93,9 \cdot 0,975 = 91,5, \text{ т/ч.}$$

Количество песков, поступающих из флотационной машины 4 на сильвиновую флотацию с учетом, что эффективность работы флотомашин  $E_{ф} = 97\%$

$$Q_{ф} = Q_{п4} \cdot E_{ф} = 91,5 \cdot 0,97 = 88,7, \text{ т/ч.}$$

Общее количество песков, направляемых на сильвиновую флотацию после обесшламливания руды

$$Q_{оп} = Q_{п5} + Q_{ф} = 103,6 + 88,7 = 192,3, \text{ т/ч.}$$

Количество шлама, удаляемого из руды и направляемого в шламохранилище

$$Q_{ш} = Q - Q_{оп} = 200 - 192,3 = 7,7, \text{ т/ч.}$$

Количество нерастворимого осадка осталось в руде после обесшламливания

$$\alpha_1 = \frac{Q_{но} - Q_{ш}}{Q_{оп}} \cdot 100 = \frac{12 - 7,7}{192,3} \cdot 100 = 2,2 \text{ \%}.$$

По технологическим нормам после обесшламливания количество нерастворенного осадка  $\alpha_1$  в руде должно находиться в пределах 2–2,4 %.

Для выбора необходимого количества оборудования участка обесшламливания, нужно знать производительность каждого аппарата по поступающей пульпе.

Определим количество жидкой фазы, поступающей в гидроциклон  $I$

$$Q_{\text{ж}} = R_1 \cdot Q = 1,2 \cdot 200 = 240, \text{ т/ч.}$$

Количество пульпы, поступающей в гидроциклон  $I$

$$Q_{\text{р1}} = Q + Q_{\text{ж}} = 200 + 240 = 440, \text{ т/ч.}$$

Объем пульпы

$$V_{\text{п}} = \frac{Q}{\rho_{\text{т}}} + \frac{Q_{\text{ж}}}{\rho_{\text{ж}}} = \frac{200}{2,1} + \frac{200}{1,2} = 295,2, \text{ м}^3.$$

Количество пульпы, подаваемой в гидросепаратор  $2$

$$Q_{\text{р2}} = Q_{\text{п2}} + R_1 \cdot Q_{\text{п2}} = 96,4 + 1,2 \cdot 96,4 = 212,1, \text{ т/ч.}$$

Количество пульпы, подаваемой в гидросепаратор  $3$

$$Q_{\text{р3}} = Q_{\text{п3}} + R_1 \cdot Q_{\text{п3}} = 93,9 + 1,2 \cdot 93,9 = 206,6, \text{ т/ч.}$$

Количество пульпы, подаваемой во флотационную машину с учетом того, что пески гидросепаратора  $3$  разбавляются обратным маточником до соотношения  $R_2 = 3$

$$Q_{\text{р4}} = Q_{\text{п4}} + R_2 \cdot Q_{\text{п4}} = 91,5 + 3 \cdot 91,5 = 366, \text{ т/ч.}$$

Количество пульпы, подаваемой в шламовый гидросепаратор-сгуститель  $6$  из  $2, 3$  и  $4$  стадии обесшламливания

$$Q_{\text{р6}} = Q_{\text{сл2}} + Q_{\text{сл3}} + Q_{\text{сл4}}, \text{ т/ч.}$$

где  $Q_{\text{сл2}}$  и  $Q_{\text{сл3}}$  – соответственно количество слива от гидросепаратора  $2$  и  $3$ , т/ч;

$Q_{\text{сл4}}$  – количество пенного продукта от флотационной машины 4, т/ч. Тогда количество слива гидросепараторов

$$Q_{\text{сл2}} = Q_{\text{р2}} - Q_{\text{п2}} = 212,1 - 96,4 = 115,7, \text{ т/ч};$$

$$Q_{\text{сл3}} = Q_{\text{р3}} - Q_{\text{п3}} = 206 - 93,9 = 112,1, \text{ т/ч};$$

$$Q_{\text{сл4}} = Q_{\text{р4}} - Q_{\text{п4}} = 366 - 91,5 = 274,5, \text{ т/ч}.$$

Общее количество слива пульпы

$$Q_{\text{р6}} = 115,7 + 112,1 + 274,5 = 502,3, \text{ т/ч}.$$

#### **7.4. Расчет материального баланса процесса флотации обогатительной фабрики хлористого калия**

##### **7.4.1. Технологический процесс флотации**

Процесс флотации предназначен для максимального выделения калия хлористого (далее KCL) из руды путем избирательного разделения мелких твердых частиц в водной суспензии или растворе. Процесс флотации (рис. 4) состоит из операций контактирования, основной и контрольной флотаций, трех перечистных операций и операции выщелачивания. Основная и контрольная флотация осуществляются во флотомашине ФМ-6,3 КСМ, состоящей из 9 камер (6 на основной и 3 на контрольной). Перечистные операции осуществляется также в машине ФМ-6,3 КСМ и состоят из девяти камер (3 камеры на каждой перечистке). Выщелачивание осуществляется в отдельной камере.

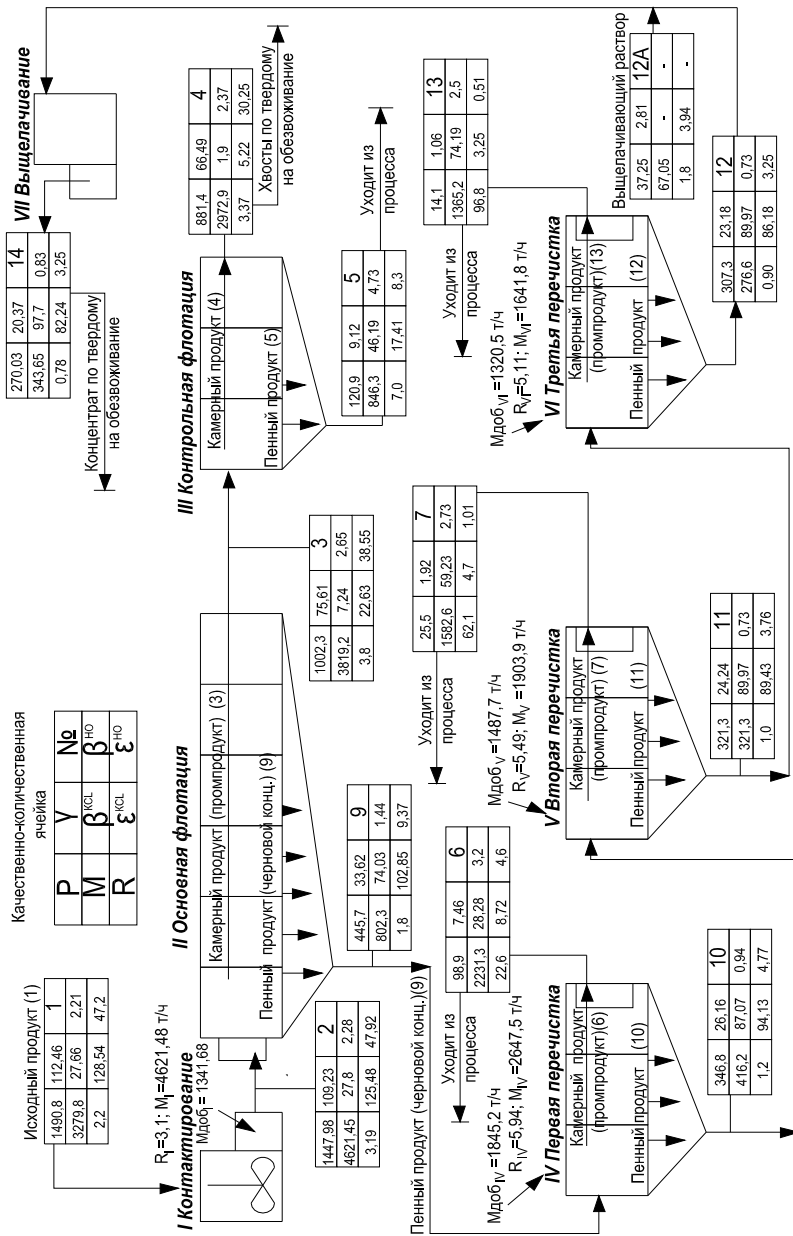


Рис. 4. Схема процесса флотации

Питанием (продукт 1) сильвиновой флотации являются пески гидроциклонов пятой стадии обесшламливания и камерный продукт 4 стадии обесшламливания (шламовая флотация), которые предварительно обрабатываются реагентами для качественного разделения частиц полезного компонента от частиц пустой руды. В состав реагентов входят собиратель, депрессор, гидрофобизатор, модификатор, пенообразователь и др. К примеру *собиратель* гидрофобизирует поверхность частиц сильвина (пленка собирателя на минерале KCL делает его поверхность не смачиваемой водой); *гидрофобизатор* повышает флотационную активность сильвина и способствует флотации более крупных частиц; *модификатор* способствует закреплению собирателя на поверхности сильвина; *пенообразователь* повышает устойчивость воздушных пузырьков, сохраняя их в дисперсном состоянии; *депрессор* подавляет процесс извлечения минералов пустой породы, так называемого нерастворимого остатка (далее Н.О.), повышая гидрофильность частиц пустой породы и замедляя либо вовсе устраняя прилипание частиц пустой породы к пузырькам воздуха.

При пропуске через флотационную камеру пузырьков воздуха происходит следующее: гидрофобные частицы KCL, имеющие слабую связь с водным раствором, поднимаются в пенный слой, а гидрофильные частицы хлористого натрия (далее NaCl) остаются во взвешенном состоянии в камере.

Черновой концентрат (продукт 9) основной флотации с целью повышения его качества подвергается трем перечистным операциям в результате которых получается промежуточного качества концентрат (пенные продукты 10, 11 и 12), а также камерные продукты 6, 7 и 13, которые уходят из процесса флотации. А хвосты (продукт 3) подвергаются контрольной флотации для снижения содержания в них KCL, где в пенный продукт (5) выделяется часть не сфлотированных при основной флотации частиц сильвина.

Пенный продукт (продукт 5) контрольной флотации направляется в питание мельницы, хвосты контрольной флотации перекачиваются насосами на классификацию и обезвоживание.

В результате указанных технологических операций обогащения получают флотационный концентрат (продукт 14) и галитовые хвосты (продукт 4) флотации.

Для повышения массовой доли KCL в окончательном концентрате (продукт 14) в желоб 3-й перечистки, перед камерой выщелачивания

чивания, подается выщелачивающий раствор (продукт 12А) объемом 7–8,7 м<sup>3</sup> на 100 т руды. Выщелачивающий раствор («красная вода») – это промывные воды систем пылегазоулавливания сушильного отделения и отделения гранулирования. Затем концентрат вместе с выщелачивающим раствором подается во флотационную камеру, в которой осуществляется процесс выщелачивания. Окончательный концентрат (продукт 14) перекачивается на гидроклассификацию и обезвоживание.

#### ***7.4.2. Гидроклассификация и обезвоживание хвостов флотации***

Согласно схеме цепи аппаратов (рис. 5) хвосты контрольной флотации блок-насосом (3) перекачиваются на предварительную гидроклассификацию в гидроциклонах СВП-500 (5). Пески поступают в распределительные бачки (6). Слив гидроциклонов поступает на сгущение в сгустители П-30. Сгущенный продукт разгрузки совместно с песками хвостовых гидроциклонов распределяется по хвостовым вакуум-фильтрам БЛК-40-3 (7).

Кек хвостов с массовой долей влаги не более 10,0 % поступает на ленточный конвейер КЛС-1400 (8) и через поточно-транспортную систему (ПТС) удаляется и складировается на солеотвале.

Фильтрат хвостовых вакуум-фильтров перекачивается на сгущение в сгустители П-30.

#### ***7.4.3. Гидроклассификация и обезвоживание концентрата***

Концентрат флотомашин поступает в концентратный зумпф (9).

Суспензия калия хлористого из концентратного зумпфа насосом (10) откачивается в гидроциклон СВП-500 В (5а). Пески гидроциклонов СВП-500. В самотеком поступают на выщелачивание в горизонтальную мешалку (11), затем на центрифуги (12) и ленточный вакуум-фильтр (13) для обезвоживания. Кек калия хлористого с массовой долей воды не более 5,5 % системой конвейеров (8) подается в отделение сушки. Слив циклонов СВП-500 В самотеком поступает на флотосгущение в восьмикламерную флотомашину ФМ-6,3 (4а).

Пенный продукт флотомашин ФМ-6,3 (4а) поступает на обезвоживание в вакуум-фильтры БЛК-40 (15).



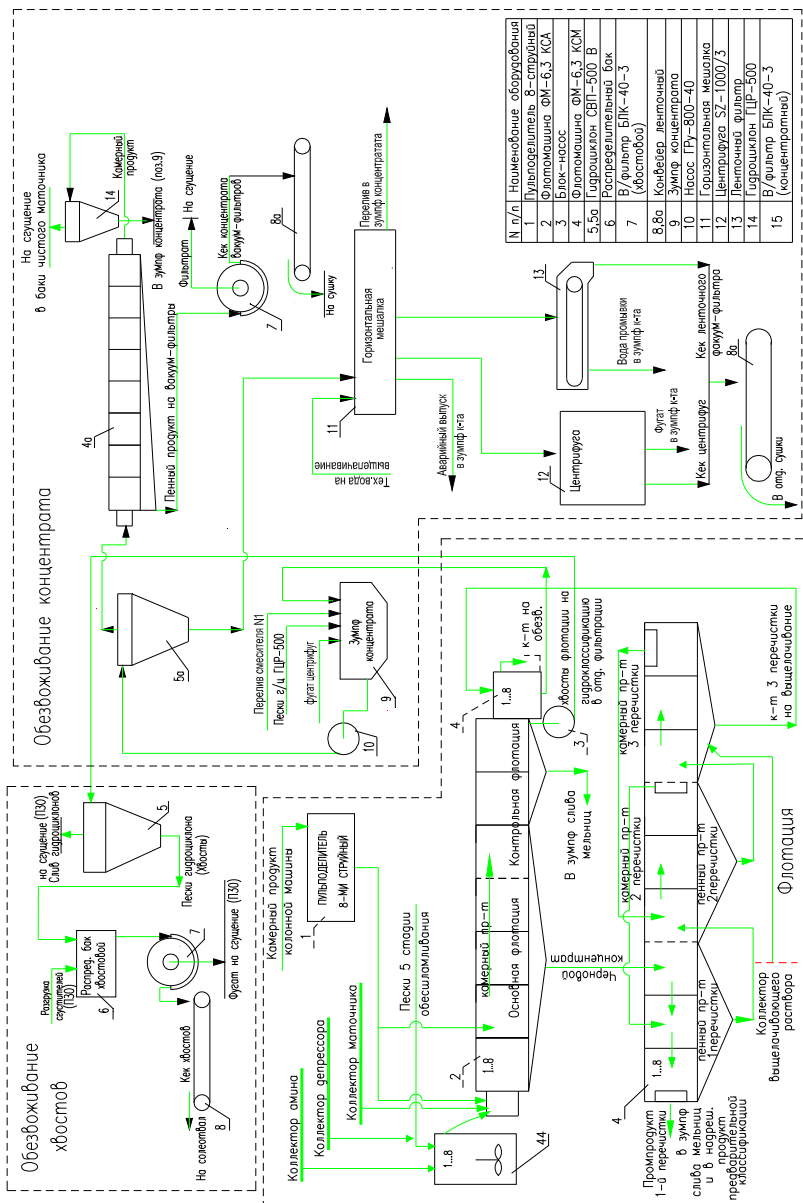


Рис. 5. Схема цепи аппаратов флотации и обезвоживания хвостов и концентрата

Камерный продукт флотомашини ФМ-6,3 самотеком поступает в гидроциклоны ГЦР-500 (14), пески которых подаются в зумпф концентрата, а слив гидроциклонов в баки чистого маточника. Частично слив гидроциклонов ГЦР-500 может быть направлен в концентратный зумпф для поддержания степени разжижения питания гидроциклонов СВП-500 В.

Кек калия хлористого вакуум-фильтров с массовой долей воды не более 8,5 % системой конвейеров (8а) подается в отделение сушки.

Возможно также обезвоживание концентрата после выщелачивания только на барабанных вакуум-фильтрах, исключая центрифуги и ленточный фильтр.

#### 7.4.4. Расчет материального баланса обогатительной фабрики

Таблица 2

Исходные данные для расчета материального баланса

№ п/п	Наименование продукта	Наименование технологического показателя обогащения или физического параметра, характеризующего продукт	Обозначение технологического показателя	Численное значение, %
1	2	3	4	5
1	Руда	Содержание $KCl$	$\alpha_{KCl}$	24,2
		Содержание $HO$	$\alpha_{HO}$	5,2
2	Концентрат	Влажность концентрата после фильтрования	$W_{\text{конц}}$	7,2
		Содержание $HO$ в сухой фазе концентрата	$\beta_{\text{сух. конц.}}^{HO}$	0,8
		Содержание $KCl$ в твердой фазе концентрата	$\beta_{\text{тв. конц.}}^{KCl}$	97,7
3	Хвосты	Влажность хвостов после фильтрования	$W_{\text{хв}}$	9,5
		Содержание $KCl$ в твердой фазе хвостов	$\beta_{\text{тв. хв.}}^{KCl}$	1,9

1	2	3	4	5
4	Шламы	Выход твердых шламов на 100 тонн руды	$\gamma_{\text{тв.шл.}}$	7,1
		Содержание $KCl$ в твердой фазе шламов	$\beta_{\text{тв.шл.}}^{KCl}$	12,8
		Извлечение $HO$ в шламы	$\varepsilon_{\text{шл}}^{HO}$	66,5
		Отношение жидкого к твердому	Ж:Т, R	1,8
5	Маточный раствор (маточник)	Сумма солей	$\sum_{\text{маточника}} \text{солей}$	31
		Из них $KCl$	$m_{\text{маточника}}^{KCl}$	10,5
		Содержание воды в маточном растворе	$\sum_{\text{маточника}} \text{воды}$	69
6	Рассол	Сумма солей	$\sum_{\text{рассола}} \text{солей}$	25,3
		Из них $KCl$	$m_{\text{рассола}}^{KCl}$	7,5
7	Выщелачивающий раствор	Сумма солей	$\sum_{\text{выщ.р-ра}} \text{солей}$	6,0
		из них $KCl$	$m_{\text{выщ.р-ра}}^{KCl}$	4,8
		их них $NaCl$	$m_{\text{выщ.р-ра}}^{NaCl}$	0,8
		Содержание воды в выщелачивающем р-ре	$\sum_{\text{выщ.р-ра}} \text{воды}$	94
Возвращается в процесс рассола 60 % от веса жидкой фазы, сбрасываемой со шламами				

Конечные продукты обогащения (концентрат, хвосты, шламы) выводятся из процесса с остаточной влажностью, т. е. в них остается жидкая фаза. В состав жидкой фазы (маточного раствора) входит хлористый калий, который теряется с отходами производства.

Расчет материального баланса проводится по твердой фазе и с учетом солей жидкой фазы, т. е. по сухой фазе.

С целью снижения потерь хлористого калия с жидкой фазой шламов, часть жидкого в виде рассола возвращается со шламохранилища в процесс.

Расчет ведем по главным технологическим показателям процесса обогащения:

$\alpha$  – содержание расчетного компонента в исходной руде, %;

$\beta$  – содержание расчетного компонента в продукте обогащения, %;

$\gamma$  – выход продукта обогащения, %;

$\varepsilon$  – извлечение расчетного компонента в продукте, %.

1. Рассчитаем содержание  $KCl$  в солях маточного раствора и рассола.

1.1. Соли маточного раствора (см. п. 5 табл. 2):

$$\left. \begin{array}{l} \sum_{\text{маточника}}^{\text{солей}} - 100\% \\ m_{\text{маточника}}^{KCl} - \beta_{\text{маточника}}^{KCl} \end{array} \right\} \Rightarrow \beta_{\text{маточника}}^{KCl} = \frac{10,5 \cdot 100}{31} = 33,87 \%$$

1.2. Соли рассола (см. п. 6 табл. 7.2):

$$\left. \begin{array}{l} \sum_{\text{рассола}}^{\text{солей}} - 100\% \\ m_{\text{рассола}}^{KCl} - \beta_{\text{сол.рассола}}^{KCl} \end{array} \right\} \Rightarrow \beta_{\text{сол.рассола}}^{KCl} = \frac{7,5 \cdot 100}{25,3} = 29,644 \%$$

2. Рассчитаем выход солей концентрата, хвостов, шламов (на 100 т влажного продукта) и выхода шламов.

2.1. Содержание воды в маточном растворе 69 % (см. п. 5 табл. 2). Влажность концентрата после фильтрования 7,2 % (см. п. 2 табл. 2). Следовательно, на каждые 100 т влажного концентрата (далее КОНЦ.) в растворенном виде уходит солей:

$$\left. \begin{array}{l} 7,2\% - 69\% \\ M_{\text{конц}} - 100\% \end{array} \right\} \Rightarrow M_{\text{конц}} = \frac{7,2 \cdot 100}{69} = 10,43 \%$$

Следовательно

$$\gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} = 100 - 10,43 = 89,57 \%$$

$$\gamma_{\text{СОЛ.КОНЦ}} = 10,43 - 7,2 = 3,23 \%$$

$$\gamma_{\text{СУХ.КОНЦ}} = 89,57 + 3,23 = 92,8 \%$$

2.2. Содержание воды в маточном растворе 69 % (см. п 5 табл. 2). Влажность хвостов после фильтрования 9,5 % (см. п. 3 табл. 2). Следовательно, на каждые 100 т влажных хвостов в растворенном виде уходит солей:

$$\left. \begin{array}{l} 9,5 - 69\% \\ M_{\text{XB}} - 100\% \end{array} \right\} \Rightarrow M_{\text{XB}} = \frac{9,5 \cdot 100}{69} = 13,768 \%$$

Следовательно

$$\gamma_{\text{ТВ.ХВ}} = 100 - 13,768 = 86,232 \%$$

$$\gamma_{\text{СУХ.ХВ}} = 86,232 + 4,268 = 90,5 \%$$

2.3. Отношение (Ж:Т)<sub>ШЛ</sub>=1,8 следовательно на 100 тонн перерабатываемой руды при  $\gamma_{\text{ТВ.ШЛ}} = 7,1 \%$  см. п. 4 табл. 2) в растворенном виде уходит солей:

$$M_{\text{ШЛ}} = 7,1 \cdot 1,8 = 12,78 \%$$

$$\left. \begin{array}{l} 12,78\% - 100\% \\ \gamma_{\text{СОЛ.ШЛ}} - 31\% \end{array} \right\} \Rightarrow \gamma_{\text{СОЛ.ШЛ}} = \frac{12,78 \cdot 31}{100} = 3,96 \%$$

$$\gamma_{\text{СУХ.ШЛ}} = 7,1 + 3,96 = 11,06 \%$$

3. Рассчитаем выход солей фазы получаемых конечных продуктов:

3.1. Концентрат (см. п. 2.1 из расчета):

Выход твердого концентрата:  $\gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} = 89,57 \%$ ;

Выход растворенных солей концентрата:  $\gamma_{\text{СОЛ.КОНЦ}} = 3,23 \%$ ;

Выход солей концентрата на 100 т перерабатываемой руды:

$$\left. \begin{array}{l} 89,57 - 3,23 \\ \gamma_{\text{СОЛ.КОНЦ}}^* - \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} \end{array} \right\} \Rightarrow \gamma_{\text{СОЛ.КОНЦ}}^* = \frac{3,23 \cdot \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}}}{89,57} = 0,03606 \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}}$$

3.2. Хвосты (см. п. 2.2 из расчета):

Выход твердого в хвостах:  $\gamma_{\text{ТВ.ХВ}} = 86,232 \%$ ;

Выход растворенных солей в хвостах:  $\gamma_{\text{СОЛ.ХВ}} = 4,268 \%$ ;

$$\left. \begin{array}{l} 86,323 - 4,268 \\ \gamma_{\text{СОЛ.ХВ}}^* - \gamma_{\text{ТВ.ХВ}} \end{array} \right\} \Rightarrow \gamma_{\text{СОЛ.ХВ}}^* = \frac{4,268 \cdot \gamma_{\text{ТВ.ХВ}}}{86,232} = 0,04949 \gamma_{\text{ТВ.ХВ}}.$$

3.3. Рассол, возвращаемый в процесс, составляет 60% (см. п. 6 и п. 8 табл. 2) от шламов, т. е. его выход ( $M_{\text{ШЛ}}$  см. п. 2.3 из расчета 7.2):

$$\gamma_{\text{ТВ.РАСС}} = M_{\text{ШЛ}} \cdot 0,6 = 12,78 \cdot 0,6 = 7,668 \%$$

$$\left. \begin{array}{l} \gamma_{\text{ТВ.РАСС}} - 100\% \\ \gamma_{\text{СОЛ.РАСС}}^* - \sum_{\text{рассола}} \text{солей} \end{array} \right\} \Rightarrow \frac{7,668 - 10\%}{\gamma_{\text{СОЛ.РАСС}}^*} \Rightarrow \gamma_{\text{СОЛ.РАСС}}^* = \frac{7,668 \cdot 25,3}{100} = 1,94 \%$$

4. Составим уравнение материального баланса по выходам и рассчитаем выход твердой фазы хвостов.

$$\gamma_{\text{РУДЫ}} + \gamma_{\text{СОЛ.РАСС}}^* = \gamma_{\text{СУХ.КОНЦ}} + \gamma_{\text{СУХ.ХВ}} + \gamma_{\text{СУХ.ШЛ}}; \quad (7.1)$$

Зная, что:

$$\gamma_{\text{СУХ.КОНЦ}} = \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} + \gamma_{\text{СОЛ.КОНЦ}}^*; \quad (7.2)$$

$$\gamma_{\text{СУХ.ХВ}} = \gamma_{\text{ТВ.ХВ}} + \gamma_{\text{СОЛ.ХВ}}^*; \quad (7.3)$$

$$\gamma_{\text{СУХ.ШЛ}} = \gamma_{\text{ТВ.ШЛ}} + \gamma_{\text{СОЛ.ШЛ}}; \quad (7.4)$$

Используя формулы (7.1, 7.2, 7.3, 7.4) преобразуем уравнение:

$$\begin{aligned} \gamma_{\text{РУДЫ}} + \gamma_{\text{СОЛ.РАСС}}^* &= \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} + \gamma_{\text{СОЛ.КОНЦ}}^* + \gamma_{\text{ТВ.ХВ}} + \\ &+ \gamma_{\text{СОЛ.ХВ}}^* + \gamma_{\text{ТВ.ШЛ}} + \gamma_{\text{СОЛ.ШЛ}}; \end{aligned}$$

Подставим в данное уравнение известные данные выходов (см. п. п. 3.1, 3.2, 3.3):

$$100 + 1,94 = \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} + 0,03606\gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} + \\ + \gamma_{\text{ТВ.ХВ}} + 0,04949\gamma_{\text{ТВ.ХВ}} + 7,1 + 3,69;$$

$$90,88 = 1,03606\gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} + 1,04949\gamma_{\text{ТВ.ХВ}};$$

$$\gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} = \frac{90,88 - 1,04949\gamma_{\text{ТВ.ХВ}}}{1,03606}.$$

5. Составим уравнение материального баланса по  $KCl$  и в него подставим значение  $\gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}}$  (п. 4 из расчета)

$$\gamma_{\text{руды}} \cdot \alpha^{KCl} + \gamma_{\text{сол.расс}}^* \cdot \beta^{KCl} = \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} \cdot \beta_{\text{ТВ.КОНЦ}}^{KCl} + \gamma_{\text{сол.конц}}^* \cdot \beta_{\text{маточника}}^{KCl} + \\ + \gamma_{\text{ТВ.ХВ}} \cdot \beta_{\text{ТВ.ХВ}}^{KCl} + \gamma_{\text{сол.ХВ}}^* \cdot \beta_{\text{маточника}}^{KCl} + \gamma_{\text{ТВ.ШЛ}} \cdot \beta_{\text{ТВ.ШЛ}}^{KCl} + \gamma_{\text{сол.ШЛ}} \cdot \beta_{\text{маточника}}^{KCl};$$

$$100 \cdot 24,2 + 1,94 \cdot 29,644 = \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} \cdot 97,7 + 0,03606 \cdot \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} \cdot 33,87 + \\ + \gamma_{\text{ТВ.ХВ}} \cdot 1,9 + 0,04949 \cdot \gamma_{\text{ТВ.ХВ}} \cdot 33,87 + 7,1 \cdot 12,8 + 3,96 \cdot 33,87;$$

Упростим вышенаписанное уравнение по правилам математики:

$$2252,5 = 98,92\gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} + 3,58\gamma_{\text{ТВ.ХВ}}. \quad (7.5)$$

Подставляем, полученное в п. 4 значение  $\gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}}$  в формулу (7.5):

$$2252,5 = \frac{98,92 \cdot (90,88 - 1,04949\gamma_{\text{ТВ.ХВ}})}{1,03606} + 3,58\gamma_{\text{ТВ.ХВ}};$$

$$2252,5 = 8676,9588 - 100,2023\gamma_{\text{ТВ.ХВ}} + 3,58\gamma_{\text{ТВ.ХВ}};$$

$$6424,4588 = 96,6223\gamma_{\text{ТВ.ХВ}};$$

$$\gamma_{\text{ТВ.ХВ}} = \frac{6424,4588}{96,6223} = 66,49 \%$$

$$\text{Тогда } \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} = \frac{90,88 - 1,04949 \cdot 66,49}{1,03606} = 20,37 \%;$$

$$\gamma_{\text{СОЛ.КОНЦ}}^* = 0,03606 \cdot 20,37 = 0,73 \%;$$

$$\gamma_{\text{СОЛ.ХВ}}^* = 0,04949 \cdot 66,49 = 3,29 \%$$

По формулам (7.2, 7.3, 7.4) определим выходы в сухие продукты:

$$\gamma_{\text{СУХ.КОНЦ}} = \gamma_{\text{ТВ.КОНЦ}} + \gamma_{\text{СОЛ.КОНЦ}}^* = 20,37 + 0,73 = 21,1 \%;$$

$$\gamma_{\text{СУХ.ХВ}} = \gamma_{\text{ТВ.ХВ}} + \gamma_{\text{СОЛ.ХВ}}^* = 66,49 + 3,29 = 69,78 \%;$$

$$\gamma_{\text{СУХ.ШЛ}} = \gamma_{\text{ТВ.ШЛ}} + \gamma_{\text{СОЛ.ШЛ}} = 7,1 + 3,96 = 11,06 \%$$

Определим правильность расчета выходов продуктов в схеме по уравнению (7.1):

$$100 + 1,94 = 21,1 + 69,78 + 11,06$$

$$101,94 = 101,94 \Rightarrow \text{Верно}$$

6. Извлечение расчетного компонента в продукты обогащения определяются из выражения:

$$\varepsilon = \frac{\gamma \cdot \beta}{\alpha} \quad (7.6)$$

По формуле (7.6) рассчитаем извлечение  $KCl$  в концентрат, хвосты и шламы

6.1. Извлечение  $KCl$  в твердую и сухую фазы концентрата

$$\varepsilon_{\text{ТВ.КОНЦ}}^{KCl} = \frac{20,37 \cdot 97,7}{24,2} = 82,24 \%;$$



$$\varepsilon_{\text{сол.конц}}^{KCl} = \frac{0,73 \cdot 33,87}{24,2} = 1,02 \%;$$

$$\varepsilon_{\text{сух.конц}}^{KCl} = 82,24 + 1,02 = 83,26 \%.$$

6.2. Извлечение  $KCl$  в твердую и сухую фазу хвостов

$$\varepsilon_{\text{тв.хв}}^{KCl} = \frac{66,49 \cdot 1,9}{24,2} = 5,22 \%;$$

$$\varepsilon_{\text{сол.хв}}^{KCl} = \frac{3,29 \cdot 33,87}{24,2} = 4,60 \%;$$

$$\varepsilon_{\text{сух.хв}}^{KCl} = 5,22 + 4,60 = 9,82 \%.$$

6.3. Извлечение  $KCl$  в твердые и сухую фазы шламов

$$\varepsilon_{\text{тв.шл}}^{KCl} = \frac{12,8 \cdot 7,1}{24,2} = 3,76 \%;$$

$$\varepsilon_{\text{сол.шл}}^{KCl} = \frac{3,96 \cdot 33,87}{24,2} = 5,54 \%;$$

$$\varepsilon_{\text{сух.шл}}^{KCl} = 3,76 + 5,54 = 9,30 \%.$$

6.4. Извлечение  $KCl$  в солях возвращаемого рассола

$$\varepsilon_{\text{сол.расс}}^{KCl} = \frac{1,94 \cdot 29,644}{24,2} = 2,38 \%.$$

6.5. Уравнение суммарного баланса по извлечению расчетного компонента  $KCl$  в продуктах обогащения

$$\varepsilon_{\text{руде}}^{KCl} + \varepsilon_{\text{сол.расс}}^{KCl} = \varepsilon_{\text{сух.конц}}^{KCl} + \varepsilon_{\text{сух.хв}}^{KCl} + \varepsilon_{\text{сух.шл}}^{KCl}. \quad (7.7)$$

По формуле (7.7) проверяем правильность определения извлечения расчетных компонентов в продуктах схемы

Таким образом, для  $KCl$ :

$$100 + 2,38 = 83,26 + 9,82 + 9,30$$

$$102,38 = 102,38$$

7. Рассчитаем извлечение и содержание Н.О. в конечные продукты.

7.1. Концентрат.

$$\varepsilon_{\text{сух.конц}}^{\text{Н.О.}} = \frac{21,1 \cdot 0,8}{5,2} = 3,25 \%;$$

$$\varepsilon_{\text{сух.конц}}^{\text{Н.О.}} = \varepsilon_{\text{ТВ.К-Г}}^{\text{Н.О.}} = 3,25 \%;$$

$$\beta_{\text{ТВ.конц}}^{\text{Н.О.}} = \frac{5,2 \cdot 3,25}{20,37} = 0,83 \%.$$

7.2. Хвосты.

Уравнение суммарного баланса по извлечению нерастворимого остатка в конечные продукты обогащения:

$$\varepsilon_{\text{руды}}^{\text{Н.О.}} - \varepsilon_{\text{шл}}^{\text{Н.О.}} - \varepsilon_{\text{конц}}^{\text{Н.О.}} = \varepsilon_{\text{хв}}^{\text{Н.О.}};$$

$$\varepsilon_{\text{хв}}^{\text{Н.О.}} = 100 - 66,5 - 3,25 = 30,25 \%;$$

$$\beta_{\text{сух.хв}}^{\text{Н.О.}} = \frac{30,25 \cdot 5,2}{69,78} = 2,25 \%;$$

$$\gamma_{\text{сол.выщ}} = \frac{3,94 + 24,2}{33,87} = 2,81 \%;$$

$$\beta_{\text{ТВ.хв}}^{\text{Н.О.}} = \frac{30,25 \cdot 5,2}{66,49} = 2,37 \%.$$

### 7.3. Шламы.

$$\beta_{\text{ТВ.ШЛ}}^{\text{Н.О.}} = \frac{66,5 \cdot 5,2}{7,1} = 48,7 \%;$$

$$\beta_{\text{СУХ.ШЛ}}^{\text{Н.О.}} = \frac{66,5 \cdot 5,2}{11,06} = 31,27 \%.$$

Данные расчета материального баланса сводим в табл. 3, 4.

Таблица 3

#### Приход продуктов в схему флотации

Наименование продукта	γ, %	β, %		ε, %	
		KCl	Н.О.	KCl	Н.О.
<b>Руда</b>	100	24,2	5,2	100	100
<b>Рассол</b>	1,94	29,644	–	2,38	–
<b>Итого</b>	<b>101,94</b>			<b>102,38</b>	<b>100</b>

Таблица 4

#### Расход продуктов схемы флотации

Наименование продукта		γ, %	β, %		ε, %	
			KCl	Н.О.	KCl	Н.О.
<b>Концентрат</b>	сухой	21,1		0,8	83,26	3,25
	<b>твердый</b>	<b>20,37</b>	<b>97,7</b>	<b>0,83</b>	<b>82,24</b>	<b>3,25</b>
	соли ж. фаз.	0,73	33,87	–	1,02	–
<b>Хвосты</b>	сухие	69,78		2,25	9,82	30,25
	<b>твердые</b>	<b>66,49</b>	<b>1,9</b>	<b>2,37</b>	<b>5,22</b>	<b>30,25</b>
	соли ж. фаз.	3,29	33,87	–	4,60	–
<b>Шламы</b>	сухие	11,06		48,7	9,3	66,5
	<b>твердые</b>	<b>7,1</b>	<b>12,8</b>	<b>31,27</b>	<b>3,76</b>	<b>66,5</b>
	соли ж. фаз.	3,96	33,87	–	5,54	–
<b>Итого</b>		<b>101,94</b>			<b>102,38</b>	<b>100</b>

### 7.4.5. Расчет узла выщелачивания

Для расчета узла флотации используем данные расчета материального баланса (табл. 4), а именно концентрат и хвосты по твердому, а также данные (п. п. 1, 5 и 6 табл. 2):

Рассмотрим расчет схемы флотации.

1. Расход выщелачивающего раствора ( $7-8,7\text{ м}^3$ ). Для удобства округлим до 10 т на 100 т руды (из типовой схемы).

Следовательно, на 10 тонн раствора содержится воды:

$$\left. \begin{array}{l} 10\text{ т} - 100\% \\ \text{H}_2\text{O} - 94\% \end{array} \right\} \Rightarrow \text{H}_2\text{O} = 10 * 94 / 100 = 9,4, \text{ т.}$$

Содержание  $KCl$  в солях выщелачивающего раствора:

$$\left. \begin{array}{l} \sum_{\text{сол. выщ. р-ра}} - 100\% \\ m_{\text{выщ. р-ра}}^{KCl} - \beta_{\text{выщ. р-ра}}^{KCl} \end{array} \right\} \Rightarrow \beta_{\text{выщ. р-ра}}^{KCl} = \frac{100 * 4,8}{6} = 80 \text{ \%}.$$

2. Вес солей в выщелачивающем растворе:

$$10 - 9,4 = 0,6 \text{ т.}$$

Рассчитываем извлечение  $KCl$  в солях выщелачивающего раствора по формуле (7.6):

$$\varepsilon_{\text{сол. выщ. р-ра}}^{KCl} = \frac{0,6 * 80}{24,2} = 1,98 \text{ \%}.$$

3. Коэффициент обводнения маточного раствора

$$\kappa_{\text{мат}} = 100 / (100 - \sum_{\text{маточника}}^{\text{солей}}) = 100 / (100 - 31) = 1,45.$$

Следовательно, вес выщелачивающего раствора после насыщения солями

$$9,4 * 1,45 = 13,63 \text{ т}$$

Следовательно, вес растворившейся соли:

$$13,63 - 9,4 = 4,23 \text{ т.}$$

4. Извлечение  $KCl$  в соли выщелачивающего раствора после насыщения, по формуле (7.6):

$$\varepsilon_{\text{сол. выщ. после насыщения}}^{KCl} = \frac{4,23 * 33,87}{24,2} = 5,92 \text{ \%}.$$

Общие потери  $KCl$  за счет выщелачивания составят:

$$\varepsilon_{12}^{KCl} = \varepsilon_{\text{тв. конц}}^{KCl} + \varepsilon_{\text{за счет выщ.}}^{KCl} = 82,24 + 3,94 = 86,18 \text{ \%};$$

$$\begin{aligned} \varepsilon_{\text{за счет выщ.}}^{KCl} &= \varepsilon_{\text{сол. выщ. после насыщения}}^{KCl} - \varepsilon_{\text{сол. выщ. р-ра}}^{KCl} = \\ &= 5,92 - 1,98 = 3,94 \text{ \%}; \end{aligned}$$

$$\gamma_{\text{сол. выщ.}} = \frac{3,94 + 24,2}{33,87} = 2,81 \text{ \%}.$$

Рассчитываем показатели пенного продукта III перечистки (12-ый продукт в схеме):

$$\gamma_{12} = \gamma_{\text{тв. конц}} + \gamma_{\text{сол. выщ.}} = 20,37 + 2,81 = 23,18 \text{ \%};$$

$$\varepsilon_{12}^{KCl} = \varepsilon_{\text{тв. конц}}^{KCl} + \varepsilon_{\text{за счет выщ.}}^{KCl} = 82,24 + 3,94 = 86,18 \text{ \%};$$

$$\varepsilon_{12}^{\text{HO}} = \varepsilon_{14}^{\text{HO}} = 3,25 \text{ \%}.$$

Содержание  $KCl$  и Н.О. рассчитывается по формуле (7.6):

$$\beta_{12}^{KCl} = \frac{\alpha_{KCl} + \varepsilon_{12}^{KCl}}{\gamma_{12}} = (86,18 * 24,2) / 23,18 = 89,97 \text{ \%};$$

$$\beta_{12}^{\text{HO}} = \frac{\alpha_{\text{HO}} * \varepsilon_{12}^{\text{HO}}}{\gamma_{12}} = (3,25 * 5,2) / 23,18 = 0,73 \text{ \%}.$$

### 7.4.6. Расчет производственной мощности

Под производительностью обогатительной фабрики понимают производительность ее главного цеха и зависит в основном от производительности рудника, определяемой запасами в месторождении полезного ископаемого и от потребности в продукции фабрики.

1. Производительность фабрики по натуральному концентрату

$$A_{\text{н}} = \frac{A_{K_2O} \cdot 1,583 \cdot 100^2}{\beta \cdot (100 - \omega)}, \text{ т/год,}$$

где  $A_{K_2O}$  – годовая производительность фабрики в 100 % по  $K_2O$ ;

1,583 – перерасчетный коэффициент с  $KCl$  на  $K_2O$ ;

$\beta$  – содержание  $KCl$  в твердой фазе концентрата, %;

$\omega$  – влажность руды, принимаем в пределах от 0,2÷1%.

Годовая производительность фабрики в пересчете 100 % на  $K_2O$  в данном примере составляет  $A_{K_2O} = 1,1$  млн. тонн/год.

2. Годовая производительность обогатительной фабрики по натуральной руде определяется по формуле

$$Q_{\text{год}} = \frac{A_{K_2O} \cdot 1,583 \cdot 100^2}{\varepsilon_{\text{т}} \cdot (100 - \omega)}, \text{ т/год,}$$

где  $\varepsilon_{\text{т}}$  – товарное извлечение  $KCl$  в концентрат, %;

$$\varepsilon_{\text{т}} = \varepsilon_{\text{техн}} - 1,5, \%$$

$$\text{где } \varepsilon_{\text{техн}} = \varepsilon_{\text{сух.конц.}}^{KCl} = 83,26 \%,$$

$$\text{тогда } \varepsilon_{\text{т}} = 83,26 - 1,5 = 81,76 \%.$$

Следовательно:

$$Q_{\text{год}} = \frac{1,1 \cdot 10^6 \cdot 1,583 \cdot 100^2}{24,2 \cdot 81,76 \cdot (100 - 0,2)} = 8818339, \text{ т/год,}$$

Часовая производительность обогатительной фабрики:

$$Q_{\text{час}} = \frac{Q_{\text{год}} \cdot n}{a \cdot B}, \text{ т/час,}$$

где  $n$  – коэффициент неравномерности подачи руды, для флотационных фабрик при производстве  $KCl$  ( $n = 1,15$ );

$a$  – количество машинных дней в году (для флотационной фабрики 340);

$B$  – количество машинных часов в сутки (для флотационной фабрики 22,5).

Следовательно

$$Q_{\text{час}} = \frac{8818339,5 \cdot 1,15}{340 \cdot 22,5} = 1325,63, \text{ т/час.}$$

#### **7.4.7. Расчет относительных показателей схемы отделения флотации**

При расчете качественно-количественной схемы определяют численные значения относительных и абсолютных показателей для всех продуктов схемы. К относительным показателям схемы относят выход продукта, содержание компонентов руды, извлечение компонентов в каждый продукт.

Для расчета относительных показателей схемы флотационного обогащения *значения концентрата по твердому и хвостов по твердому (табл. 4) переписываем в схему как продукты 14 и 4 соответственно.*

Численные значения камерных продуктов перечистных операций (13, 7, 6) и пенный продукт контрольной флотации (5) принимаем на основе практики работы аналогичного предприятия.

Уравнение материального баланса для отдельной операции по выходам и извлечениям (на примере контрольной флотации), будет иметь вид

$$\gamma_3 = \gamma_4 + \gamma_5; \quad (7.8)$$

$$\varepsilon_3 = \varepsilon_4 + \varepsilon_5. \quad (7.9)$$

Содержание  $KCl$  и  $H_2O$  в продукте рассчитываем по формуле (7.6).

Приведем пример расчета концентрата третьей перечистки (13-ый продукт в схеме). Для этого примем следующие показатели из типовой схемы:

– выход промежуточного продукта III перечистки принимаем из типовой схемы:  $\gamma_{\text{пр.пр. III пер.}} = 1,11 \%$ ;

– выход концентрата III перечистки принимаем из типовой схемы:  $\gamma_{\text{конц. III пер.}} = 24,28 \%$ ;

– аналогично выходам принимаем по типовой схеме значения извлечений компонентов в продукты.

$$\gamma_{13} = \frac{\gamma_{\text{пр.пр. III пер.}}}{\gamma_{\text{конц. III пер.}}} \cdot \gamma_{12} = \frac{1,11}{24,28} * 23,18 = 1,06 \%$$

$$\varepsilon_{13}^{KCl} = \frac{\varepsilon_{\text{пр.пр. III пер.}}^{KCl}}{\varepsilon_{\text{конц. III пер.}}^{KCl}} \cdot \varepsilon_{12}^{KCl} = \frac{3,24}{85,98} * 86,18 = 3,25 \%$$

$$\varepsilon_{13}^{H_2O} = \frac{\varepsilon_{\text{пр.пр. III пер.}}^{H_2O}}{\varepsilon_{\text{конц. III пер.}}^{H_2O}} \cdot \varepsilon_{12}^{H_2O} = \frac{0,37}{2,35} * 3,25 = 0,51 \%$$

По формуле (7.6) определим содержание компонентов в 13 продукте:

$$\beta_{13}^{KCl} = \frac{\alpha_{KCl} * \varepsilon_{13}^{KCl}}{\gamma_{12}} \cdot \varepsilon_{12}^{KCl} = \frac{24,2 * 3,25}{1,06} = 72,2 \%$$

$$\beta_{13}^{H_2O} = \frac{\alpha_{H_2O} * \varepsilon_{13}^{H_2O}}{\gamma_{12}} = \frac{5,2 * 0,51}{1,06} = 2,5 \%$$

Приведем пример расчета промпродукта 2-ой перечистки (II продукт в схеме):

1. По уравнениям материального баланса выходов (7.8) и извлечений (7.9), а также по формуле (7.6) рассчитаем относительные показатели II продукта в схеме.



$$\gamma_{11} = \gamma_{12} + \gamma_{13} = 23,18 + 1,06 = 24,24 \%;$$

$$\varepsilon_{11}^{KCl} = \varepsilon_{12}^{KCl} + \varepsilon_{13}^{KCl} = 86,18 + 3,25 = 89,43 \%;$$

$$\varepsilon_{11}^{HO} = \varepsilon_{12}^{HO} + \varepsilon_{13}^{HO} = 3,25 + 0,51 = 3,76 \%;$$

$$\beta_{11}^{KCl} = \frac{\alpha_{KCl} + \varepsilon_{11}^{KCl}}{\gamma_{11}} = \frac{24,2 + 89,43}{24,24} = 89,28 \%;$$

$$\beta_{11}^{HO} = \frac{\alpha_{HO} + \varepsilon_{11}^{HO}}{\gamma_{11}} = \frac{5,2 + 3,76}{24,24} = 0,81 \%.$$

2. Далее рассчитываем продукты строго в следующей последовательности: 7, 10, 6, 9, 5, 3, 2, 1.

Из них продукты 7, 6, 5 рассчитываем по примеру 13-ого продукта.

Остальные (10, 9, 3, 2) рассчитываем по примеру 11-ого продукта.

3. Рассчитываем технологические показатели продукта, поступающего в контактный чан:

$$\gamma_1 = \gamma_{\text{сух.конц.}} + \gamma_{\text{сух.хв.}} + \gamma_{\text{сол.шл.}} + \sum \gamma_{\text{пр.пр.}}^{5,6,7,13} - \gamma_{\text{сол.расс.}};$$

$$\varepsilon_1^{KCl} = \varepsilon_{\text{сух.конц.}}^{KCl} + \varepsilon_{\text{сух.тв.}}^{KCl} + \varepsilon_{\text{сол.шл.}}^{KCl} + \sum \varepsilon_{\text{пр.пр.}}^{KCl} - \varepsilon_{\text{сол.расс.}}^{KCl};$$

$$\varepsilon_1^{HO} = 100 - \varepsilon_{\text{шл.}}^{HO} + \sum \varepsilon_{\text{пр.пр.}}^{HO 5,6,7,11};$$

$$\gamma_1 = 21,1 + 69,78 + 3,96 + 9,12 + 7,46 + 1,92 + 1,06 - 1,94 = 112,46 \%;$$

$$\varepsilon_1^{KCl} = 83,26 + 9,82 + 5,54 + (17,41 + 8,72 + 4,7 + 3,25) - 2,38 = 128,54 \%;$$

$$\varepsilon_1^{HO} = 100 - 66,5 + (8,3 + 4,6 + 1,01 + 0,51) = 47,92 \%.$$

4. Проверка питания контактного чана.

$$\gamma_2 = \gamma_1 - \gamma_{\text{сол.конц.}} - \gamma_{\text{сол.хв.}} + \gamma_{\text{сол.шл.}} + \gamma_{\text{сол.расс.}} + \gamma_{\text{сол.выщ.}};$$

$$\varepsilon_2^{KCl} = \varepsilon_1^{KCl} - \varepsilon_{\text{сол.конц.}}^{KCl} - \varepsilon_{\text{сол.хв.}}^{KCl} - \varepsilon_{\text{сол.шл.}}^{KCl} + \varepsilon_{\text{сол.расс.}}^{KCl} + \varepsilon_{\text{засчет.выщ.}}^{KCl};$$

$$\gamma_2 = 112,46 - 0,73 - 3,29 - 3,96 + 2,81 + 1,94 = 109,23;$$

$$\varepsilon_1^{\text{HO}} = \varepsilon_2^{\text{HO}} = 47,92 \%$$

5. Численные значения относительных показателей заносим в качественно-количественные ячейки схемы процесса флотации (рис. 4).

#### **7.4.8. Определение абсолютных показателей схемы флотации**

При расчете качественно-количественной схемы также определяют численные значения абсолютных показателей для всех продуктов схемы. К абсолютным показателям схемы относят вес твердого в продукте, количество маточника в продукте и в операции, объем продукта.

В связи с тем, что флотационный процесс предусматривает использование большого количества жидкой фазы, формула определения объема продукта будет иметь вид:

$$V = \frac{P}{\rho_T} + \frac{M}{\rho_M}, \text{ м}^3/\text{ч}; \quad (7.10)$$

$$P = \frac{Q_{\text{час}} \cdot \gamma}{100}, \text{ т/ч}, \quad (7.11)$$

$$M = R \cdot P, \text{ т/ч}, \quad (7.12)$$

где  $P$  – вес твердого в продукте, т/ч;

$M$  – вес жидкого (маточника) в операции или в продукте, т/ч;

$\rho_T$  – плотность твердого в продукте (для сильвинита  $\rho_T = 2,1 \text{ м}^3/\text{ч}$ );

$\rho_M$  – плотность маточника (для флотационных фабрик  $\rho_M = 1,234 \text{ м}^3/\text{ч}$ );

$Q_{\text{час}}$  – часовая производительность фабрики по руде, т/ч;

$R$  – отношение жидкого к твердому по массе (далее Ж/Т) в операции или продукте.

1. Приведем пример расчета для питания контактного чана (1 продукт в схеме):

$$P_1 = \frac{Q_{\text{час}} \cdot \gamma_1}{100} = \frac{1325,63 \cdot 112,46}{100} = 1490,8, \text{ т/ч.}$$

Аналогично рассчитываем остальные продукты в схеме, данные расчета заносим в ячейки схемы процесса флотации (см. рис. 4).

Проверяем правильность определения продуктов в схеме:

$$P_1 = P_{\text{сух.конц.}} + P_{\text{сух.хв.}} + P_{\text{сол.выщ.р-ра}} + \sum P_{\text{пр.пр.}} - P_{\text{рассола.}}$$

2. Для определения маточника в продуктах и операциях воспользуемся оптимальными и нерегулируемыми значениями  $R$ , представленными в табл. 5.

Таблица 5

### Оптимальные и нерегулируемые значения $R$

I группа – оптимальные значения $R$ , которые нужно обеспечить для операций в схеме	II группа – нерегулируемые значения $R$ , которые нужно обеспечить для продуктов в схеме.
$R_I - 3,1;$ $R_{IV} - 5,94;$ $R_V - 5,49;$ $R_{VI} - 5,11$	$R_1 = 2,2; R_5 = 7,0; R_{10} = 1,2;$ $R_{11} = 1,0; R_{12} = 0,9; R_9 = 1,8$

Определяем количество жидкой фазы для операций с известными значениями  $R$  (первая колонка табл. 5) по формуле (7.12).

Приведем пример расчета для операции первой перемешки (IV операция в схеме):

$$M_{IV} = R_{IV} \cdot P_9 = 5,94 \cdot 445,7 = 2647,5, \text{ т/ч.}$$

Находим количество маточника в продуктах с известными значениями  $R$  (вторая колонка табл. 5) по формуле (7.12).

Приведем пример расчета жидкой фазы для камерного продукта контрольной флотации (5-ый продукт в схеме):

$$M_5 = R_5 \cdot P_5 = 120,9 \cdot 7,0 = 846,3, \text{ т/ч.}$$

Аналогично рассчитываем остальные продукты в схеме с известными значениями  $R$  и записываем в ячейки схемы флотации (см. рис. 4).

3. Рассчитываем значения жидкой фазы с неизвестными  $R$ .

Приведем пример цепи расчета добавочного маточника операции контактирования и количество маточника в продуктах 2, 3 и 4:

$$M_{\text{доб.1}} = M_I - M_1 = 4621,48 - 3279,8 = 1341,68, \text{ т/ч;}$$

$$M_2 = M_I = 4621,48, \text{ т/ч} \Rightarrow R_2 = \frac{M_2}{P_2} = \frac{4621,48}{1447,98} = 3,19, \text{ т/ч;}$$

$$M_3 = M_2 - M_9 = 4621,48 - 802,3 = 3819,18 \text{ т/ч} \Rightarrow R_3 = \frac{M_3}{P_3} = 3,8;$$

$$M_4 = M_3 - M_5 = 3819,18 - 846,3 = 2972,9 \text{ т/ч} \Rightarrow R_4 = \frac{M_4}{P_4} = 3,37.$$

Аналогичным образом рассчитываем добавочные маточники операции IV, V и VI, а также жидкую фазу продуктов в схеме под номерами 6, 7, 13 и 14.

Проверяем правильность расчета шламовой схемы из условия, что количество жидкой фазы приходящей в процесс (исходный продукт, сумма всех добавочных маточников, выщелачивающий раствор) равно количеству жидкой фазы уходящей из процесса вместе с продуктами (хвосты и концентрат на обезвоживание, камерный продукт контрольной флотации на классификацию, камерные продукты первой, второй и третьей перечисток).

$$M_1 + M_{\Sigma \text{доб.}} + M_{\text{выщ.р-ра}} = M_4 + M_5 + M_6 + M_7 + M_{13} + M_{14}.$$

$$\begin{aligned} & 3279,8 + 1341,68 + 1845,2 + 1487,7 + 1320,5 + 67,05 = \\ & = 2972,9 + 846,3 + 2231,3 + 1582,6 + 1365,2 + 343,65 \end{aligned}$$

$$9341,93 = 9341,93$$

Верно.

По формуле (7.10) рассчитаем объемы продуктов на примере 2-ого продукта в схеме:

$$V_2 = \frac{1447,98}{2,1} + \frac{4621,48}{1,234} = 4434,64, \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Аналогичным образом рассчитаем все продукты в схеме.

Численные значения абсолютных показателей заносим в качественно-количественные ячейки схемы флотации (см. рис. 4).

#### **7.4.9. Выбор и расчет оборудования для сильвиновой флотации**

Для проведения всех операций флотации в технологической схеме предусматриваем применение флотомашин ФМ-6,3 КСМ (флотомшины механического типа с «кипящим слоем») (рис. 6), которая представляет собой прямоугольную ванну, разделенную перегородками на ряд камер. Собирается машина из секций. В каждой камере установлен блок аэратора, состоящий из центральной трубы 1, внутри которой вращается вал 2 с импеллером 3, который представляет собой слегка вогнутый диск с шестью радиальными лопатками. Вал приводится во вращение от электродвигателя через клиноременную передачу.

$$V_{\text{мин}} = \frac{V_{\text{час}}}{60} = \frac{2357,7}{60} = 39,29, \text{ м}^3/\text{мин};$$

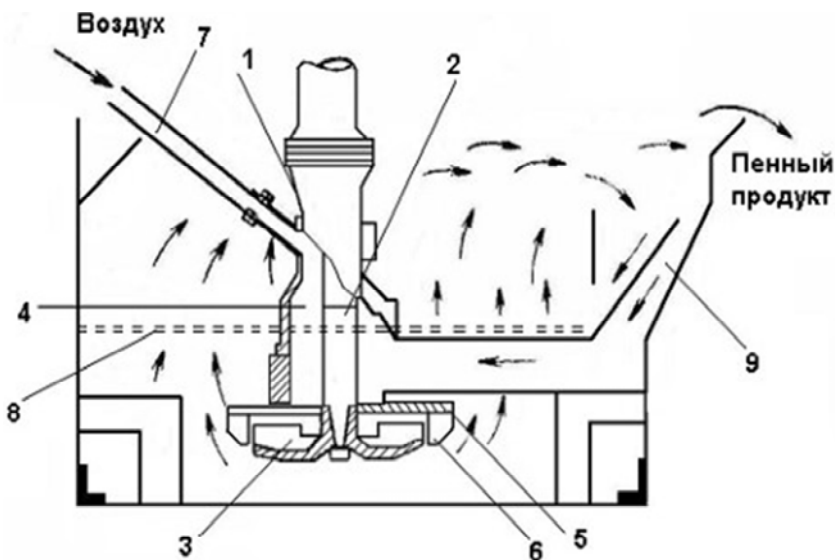


Рис. 6. Схема флотационной машины:  
 1 – центральная труба; 2 – вал; 3 – импеллер; 4 – надимпеллерный стакан;  
 5 – надимпеллерный диск; 6 – направляющие лопатки; 7 – труба;  
 8 – разъемная решетка; 9 – циркуляционный карман

Основная деталь машины – импеллер, который обеспечивает засасывание и диспергирование воздуха, перемешивание и насыщение пульпы воздухом. На передней стенке камеры с внешней или внутренней стороны устанавливается циркуляционный карман 9. Нижняя часть центральной трубы расширяется в виде надимпеллерного стакана 4, к которому крепится надимпеллерный диск 5 с направляющими лопатками 6.

Находим число секции с учетом того, что нагрузка на 1 секцию  $Q_{\text{сек}}$  для флотационных фабрик согласно данным [4] – 170–180 т/ч.

$$n_{\text{сек}} = \frac{Q_{\text{час}}}{Q_{\text{сек}}} = 7,4;$$

$$n_{\text{сек}} = \frac{1325,63}{180} = 7,4.$$

Принимаем 8 секций.

Рассчитаем число камер, необходимых для проведения основной флотации.

$$n_{\text{кам}} = \frac{V_{\text{мин}} \cdot \tau}{n_{\text{сек}} \cdot k \cdot V_{\text{к}}}, \quad (7.12)$$

где  $V_{\text{мин}}$  – минутный объем пульпы, поступающей на флотацию,  $\text{м}^3/\text{мин}$ ;

$\tau$  – время флотации,  $\tau = 3\text{--}5$  мин;

$V_{\text{к}}$  – объем камеры флотационной машины,  $\text{м}^3$  ( $V_{\text{к}} = 6,3 \text{ м}^3$ );

$k$  – коэффициент заполнения камеры,  $k = 0,8$ ;

$n_{\text{сек}}$  – число секций.

На основную флотацию поступает продукт (2) с объемом пульпы  $V_2 = 4434,64 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

Определим минутный объем пульпы:

$$V_{\text{мин.осн.}} = \frac{V_2}{60} = \frac{4434,64}{60} = 73,91, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Тогда по формуле (7.12),  $n_{\text{кам.осн.}} = \frac{73,91 \cdot 5}{8 \cdot 0,8 \cdot 6,3} = 8,3 \Rightarrow 9$  камер.

На контрольную флотацию поступает 3-ий продукт в схеме с объемом пульпы  $V_3 = 3572,3 \text{ м}^3/\text{ч}$ . Время контрольной флотации от 2 до 3 мин.

$$V_{\text{мин.конт.}} = \frac{3572,3}{60} = 59,54, \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$n_{\text{кам.конт.}} = \frac{59,54 \cdot 2,5}{8 \cdot 0,8 \cdot 6,3} = 3,7 \Rightarrow 4 \text{ камеры}.$$

Принимаем для проведения основной и контрольной флотации одну флотомашину с 9-ю камерами из расчета 6 камер на основную флотацию и 3 камеры на контрольную.

Время основной и контрольной флотации составит

$$\tau = \frac{V_{\text{к}} \cdot n_{\text{кам}} \cdot k \cdot n_{\text{сек}}}{V_{\text{мин}}}, \text{ мин};$$

$$\tau_{\text{осн}} = \frac{6,3 \cdot 8 \cdot 0,8 \cdot 6}{73,91} = 3,27, \text{ мин};$$

$$\tau_{\text{конт}} = \frac{6,3 \cdot 7 \cdot 0,8 \cdot 3}{59,54} = 2,03, \text{ мин}.$$

При 9-камерной машине условие по времени флотации обеспечивается.

На 1-ю перечистку поступает 9-ый продукт в схеме с  $V_9 = 862,4 \text{ м}^3/\text{ч}$  и  $M_{\text{добIV}} = 1845,2 \text{ т/ч}$  ( $1845,2/1,234 = 1495,3 \text{ м}^3/\text{ч}$ ), значит всего пульпы на 1-ую перечистку поступает в количестве равном  $2357,7 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

$$V_{\text{мин}} = \frac{V_{\text{час}}}{60} = \frac{2357,7}{60} = 39,29, \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Примем  $\tau = 3 \text{ мин}$ .

$$n_{\text{кам.}} = \frac{28,5 \cdot 3}{8 \cdot 0,8 \cdot 6,3} = 2,9 \Rightarrow 3 \text{ камеры}.$$

На 2-ю перечистку поступает 10-ый продукт в схеме с

$V_{10} = 502,42 \text{ м}^3/\text{ч}$  и  $M_{\text{добV}} = 1487,7 \text{ т/ч}$  ( $1205,6 \text{ м}^3/\text{ч}$ ), итого поступает на 2-ую перечистку  $1708,02 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

$$V_{\text{мин}} = \frac{V_{\text{час}}}{60} = \frac{1708,02}{60} = 28,5, \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$n_{\text{кам.}} = \frac{24,7 \cdot 3}{8 \cdot 0,8 \cdot 6,3} = 1,84 \Rightarrow 2 \text{ камеры}.$$

$$n_{\text{кам.}} = \frac{28,5 \cdot 3}{8 \cdot 0,8 \cdot 6,3} = 2,11 \Rightarrow 3 \text{ камеры}.$$



На 3-ю перечистку поступает 11-ый продукт в схеме с  $V_{11} = 413,4 \text{ м}^3/\text{ч}$  и  $M_{\text{добVI}} = 1320,5 \text{ т/ч}$  ( $1070,1 \text{ м}^3/\text{ч}$ ), итого поступает на 3-ую перечистку  $1483,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

$$V_{\text{мин}} = \frac{V_{\text{час}}}{60} = \frac{1483,5}{60} = 24,7, \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$n_{\text{кам.}} = \frac{24,7 \cdot 3}{8 \cdot 0,8 \cdot 6,3} = 1,84 \Rightarrow 2 \text{ камеры.}$$

Принимаем для каждой перечистки по 3 камеры и 1 камеру для выщелачивания.

Тогда время перечисток составит

$$\tau_1 = \frac{6,3 \cdot 8 \cdot 0,8 \cdot 3}{39,29} = 3,1, \text{ мин};$$

$$\tau_2 = \frac{6,3 \cdot 8 \cdot 0,8 \cdot 3}{28,5} = 4,3, \text{ мин};$$

$$\tau_3 = \frac{6,3 \cdot 8 \cdot 0,8 \cdot 3}{24,7} = 4,9, \text{ мин.}$$

Рассчитаем объем контактного чана для кондиционирования пульпы с реагентами.

$$V_{\text{к.ч.}} = \frac{V_{\text{мин}} \cdot \tau}{k \cdot n}, \text{ м}^3.$$

На контактирование поступает 1-ый продукт с объемом пульпы  $V_1 = 3367,8 \text{ м}^3/\text{ч}$ , время контактирования 3 минуты.

$$V_{\text{мин}} = \frac{3367,8}{60} = 56,1, \text{ м}^3/\text{мин};$$

$$V_{\text{к.ч.}} = \frac{56,1 \cdot 3}{0,8 \cdot 8} = 26,29, \text{ м}^3.$$

Принимаем к установке контактный чан КЧ-40 объемом  $40 \text{ м}^3$ .

## 7.5. Методика и последовательность расчетов материального баланса торфобрикетного завода

Исходные данные:

- производительность завода,  $Q$ , т/год – 100000;
- $W_1$  – влажность готового продукта, % – 16;
- $W_2$  – влажность исходного материала, % – 40;
- тип сушиллки – пневмогазовая;
- потери материала в процессе переработки:
  - $K_1 = 0,5\%$  – потери при разгрузке;
  - $K_2 = 0,1\%$  – потери при подготовке торфа;
  - $K_3 = 3\%$  – для пневмогазовой сушиллки;
  - $K_3 = 2\%$  – для паровой трубчатой сушиллки;
  - $K_3 = 1,5\%$  – для пневмопароводяной сушиллки;
  - $K_4 = 1\%$  – потери при прессовании;
  - $K_5 = 1\%$  – потери при складировании.
- зольность торфа,  $A^c$ , % – 18.

Расчет материального баланса завода по производству топливных брикетов составляется по отдельным операциям переработки в соответствии со схемой на рис. 7 с учетом потерь на каждой операции в следующей последовательности:

Часовая производительность завода

$$q = \frac{Q}{t} = \frac{100\,000}{7200} = 13,8, \text{ т/ч,}$$

где  $Q$  – производительность завода, т/год;

$t$  – число часов чистого времени работы завода в году (для торфобрикетного производства  $t = 7200$  ч).

Производительность отделения прессования с учетом потерь при складировании

$$q' = \frac{q}{100 - K_5} \cdot 100 = \frac{13,8}{100 - 1} = 13,6, \text{ т/ч.}$$

Производительность сушильного отделения с учетом потерь при прессовании

$$q'' = \frac{q'}{100 - K_4} \cdot 100 = \frac{13,6}{100 - 1} = 13,4, \text{ т/ч.}$$

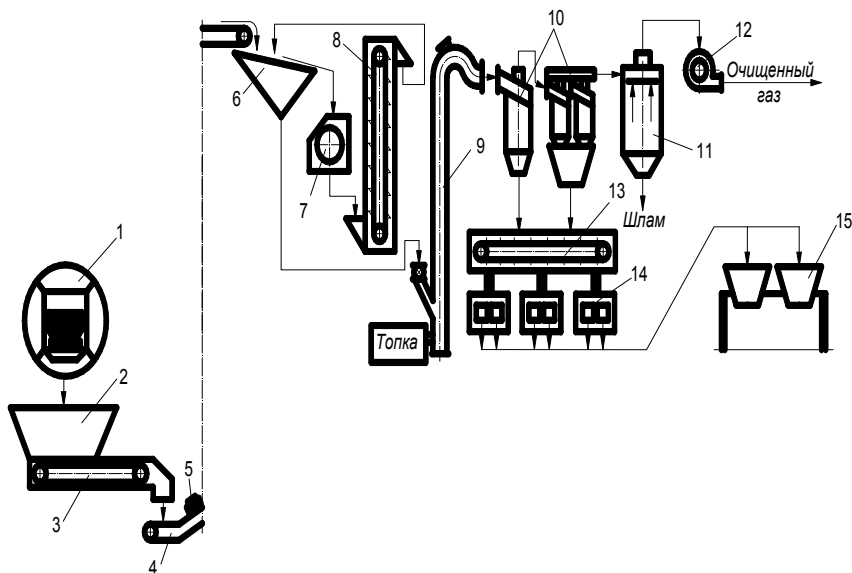


Рис. 7. Схема торфобрикетного завода:

- 1 – вагоноопрокидыватель; 2 – бункер сырья; 3 – пластинчатый питатель;  
 4 – ленточный конвейер; 5 – металлоулавливатель; 6 – грохот; 7 – дробилка;  
 8 – элеватор; 9 – сушилка; 10 – циклон первой и второй категории очистки;  
 11 – скруббер; 12 – вентилятор; 13 – скребковый конвейер;  
 14 – торфобрикетный пресс; 15 – бункер брикета

Производительность сушильного отделения с учетом потерь при сушке

$$q''' = \frac{q''}{100 - K_3} \cdot 100 = \frac{13,4}{100 - 3} = 12,9, \text{ т/ч.}$$

Количество материала, поступающего в сушильное отделение

$$P' = \frac{q'''(100 - W_1)}{100 - W_2} = \frac{12,9(100 - 16)}{100 - 40} = 18,1, \text{ т/ч.}$$

Количество влаги, испаряемой в сушильном отделении

$$W_{\text{вл}} = P' - q''' = 18,1 - 12,9 = 5,2, \text{ т/ч.}$$

Количество фрезерного торфа, используемого в качестве топлива для сушильной установки, необходимое для испарения влаги:

$$B = \frac{q_T \cdot W_{\text{вл}}}{Q_{\text{H}}^{\text{P}}} = \frac{5028 \cdot 5,2}{9774} = 2,6, \text{ т/ч,}$$

где  $q_T$  – удельный расход тепла на испарение 1 кг влаги.

Удельный расход тепла на испарение влаги из торфа:

– для пневмопароводяных сушилок равен 2514 кДж/кг испаренной влаги;

– для паротрубчатых сушилок – 4483,3 кДж/кг испаренной влаги;

– для пневмогазовых – 5028 кДж/кг испаренной влаги.

Зольность торфа на рабочую массу

$$A^{\text{P}} = \frac{A^{\text{c}} \cdot (100 - W_1)}{100} = \frac{18 \cdot (100 - 40)}{100} = 10,8 \text{ \%}.$$

Низшая теплота сгорания топлива, кДж/кг

$$\begin{aligned} Q_{\text{H}}^{\text{P}} &= 21907,4 \frac{(100 - W_1 - A^{\text{P}})}{100} - 25,1 W_1 = \\ &= 21907,4 \frac{(100 - 40 - 10,8)}{100} - 25,1 \cdot 40 = 9774, \text{ Дж/кг.} \end{aligned}$$

Количество торфа, поступающего в подготовительное отделение, с учетом использования его в качестве топлива

$$P'' = \frac{P' + B}{100 - K_2} \cdot 100 = \frac{18,1 + 2,6}{100 - 0,1} \cdot 100 = 20,7, \text{ т/ч.}$$

Количество торфа, поступающего на завод

$$P''' = \frac{P''}{100 - K_1} \cdot 100 = \frac{20,7}{100 - 0,5} \cdot 100 = 20,8, \text{ т/ч.}$$

Расход исходного сырья для производства 1 тонны топливных брикетов

$$\Pi = \frac{P'''}{q} = \frac{20,8}{13,8} = 1,5, \text{ т/ч.}$$

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

Таблица П1

Характеристика сыпучих горных пород

Наименование материала	Насыпная плотность $\rho$ , т/м <sup>3</sup>	Группа абразивности	Угол естественного откоса в покое $\varphi$ , градус
Агломерат: железной руды, 0–150	1,7–2,0	Д	45
свинцовой руды	2,5–3,5	Д	40–50
Антрацит: рядовой	0,8–1,0	С	40–45
мелкий сухой	0,8–0,95	С	35–45
асбест	0,4–0,7	С	45–50
Брикеты: бурого угля	0,7–1,0	В,С	35–40
угольные сухие	1,0–1,1	В,С	35–40
Боксит: дробленный, 0–60	1,4–2,0	С,Д	30–40
дробленный, 0–350	1,5–2,2	С,Д	35–45
бурый железняк	1,8–2,1	Д	35–45
галька круглая сухая	1,5–1,8	В	30
Гипс: порошкообразный	0,6–0,95	А	40
мелкокусковой	1,2–1,35	А	40
Глина: мелкокусковая сухая	0,9–1,6	В	35
крупнокусковая влажная	1,4–1,6	В	45–50
глинозем порошкообразный сухой	0,8–1,2	Д	25–30
Гравий: влажный мытый	1,8–1,9	С	40–50
несортированный	1,3–1,5	С	35–40
сортированный сухой	1,2–1,45	В	30–35
керамзитовый	0,6–0,8	А	30–40
гранит, 0–80	1,5	Д	35–45

Продолжение табл. ПІ

Наименование материала	Насыпная плотность $\rho$ , т/м <sup>3</sup>	Группа абразивности	Угол естественного откоса в покое $\varphi$ , градус
Доломит:			
сырой	1,5–1,6	С	40
необожженный, 50–80	1,6–1,7	С	35
Земля:			
грунтовая влажная	1,6–2,0	С	35–45
грунтовая сухая	1,1–1,6	С	30–45
зола сухая	0,6–0,9	Д	45–50
Известняк:			
мелкокусковой	1,4–1,5	В	35–40
средне и крупнокусковой	1,5–1,7	В	40–45
флюсовый	1,6	В	40
дробленый	1,4–1,7	В	40–45
Известь:			
негашеная средне- и крупнокусковая	1,65–1,75	С	40–50
порошкообразная сухая	0,5–0,9	В	40–50
гашеная	0,4–0,8	В	40–45
хлорная воздушно-сухая	0,6–0,8	В	45–50
камень мелко- и среднекусковой рядовой	1,3–1,5	Д	35–40
кокс металлургический	0,45–0,5	Д	30–40
коквик и коксовая мелочь	0,6–0,9	Д	35–45
Колчедан:			
серный рядовой	1,25–2,5	С	45
флотационный	1,8	С	38–40
Концентрат:			
апатитовый	1,3–1,7	С	30–40
железный влажный, 0–0,1	3,0–5,0	Д	30–50
железных и полиметаллических руд сухой, 0–1	2,8–3,0	Д	30–50
марганцевых руд, 0–3	1,5–1,8	Д	30–50
медный	2,0–2,2	Д	30–50
нефелиновый	1,3–1,7	А	25–35
никелевый	2,2–2,3	Д	40–50

Продолжение табл. ПІ

Наименование материала	Насыпная плотность $\rho$ , т/м <sup>3</sup>	Группа абразивности	Угол естественного откоса в покое $\varphi$ , градус
цинковый	1,8–2,1	Д	40–50
мел мелкокусковой	1,2–1,4	В	40
огарок колчеданный, охлажденный	1,4–1,8	С	35
окатыши железорудные	1,8–2,5	С	30–35
Песок:			
природный и дробленый при влажности до 5 %	1,5–1,65	Д	35–45
природный и дробленый при влажности до 20 %	1,5–1,65	Д	25–30
чистый формовочный сухой	1,4–1,5	Д	35–40
песчано-гравийная смесь природная при влажности до 5 %	1,5–2,0	Д	40–45
порода грунтовая (вскрыша)	1,6–1,7	С	45–50
Руда:			
асбестовая	1,6–1,8	В	35–40
вольфрамо-молибденовая	1,9–2,0	Д	35–40
железная крупнокусковая, 0–350	2,2–3,6	Д	35–45
марганцевая, 0–25	1,7–1,9	Д	35–45
медная	1,7–1,8	Д	35–45
никелевая	2,0–2,5	Д	35–45
полиметаллическая 0–120	2,0–4,5	Д	35–45
свинцово-цинковая	2,0–2,4	Д	40–45
сера гранулированная	1,4	Д	45
сода двууглекислая порошкообразная	1,0	С	44
Соль:			
калийная	1,1	С	45
каменная пусковая суперфосфат из апатита	0,8–1,8	С	35–40
гранулированный	1,0	С	45

## Окончание табл. ПІ

Наименование материала	Насыпная плотность $\rho$ , т/м <sup>3</sup>	Группа абразивности	Угол естественного откоса в покое $\varphi$ , градус
Уголь:			
бурый сухой	0,6–0,9	В	35–45
бурый влажный	0,8–1,0	В	40–50
каменный рядовой	0,8–1,1	В	30–45
Формовочная смесь:			
выбитая (горелая)	1,2–1,3	С	30–45
готовая	1,6	С	40–45
цемент воздушно-сухой	1,0–1,5	Д	30–40
Шлак:			
каменноугольный	0,6–0,9	Д	35–50
гранулированный	0,6–1,0	–	45–55
штыб сухой	0,9	С	30–45
Щебень:			
гранитный сухой	1,35–1,8	Д	35–45
известняковый доломитовый	1,25–1,35	В	35–45



ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Характеристики сильвинитовых руд

Таблица П2.1

Содержание  $K_2O$  и нерастворимого осадка (Н.О.) в руде

Руда	Содержание, %			
	$K_2O$		Н.О.	
	среднее	колебания	среднее	колебания
Сильвинитовая				
1РУ	15,8	15–16	5,8	5,6–6,0
2РУ	16,1	14–18	7,1	5,1–9,4
3РУ	17,5	16–18	8,0	6,9–9,2
4РУ	17,7	16–18,5	4,5	3,7–5,3

Таблица П2.2

Физико-механические свойства калийных руд

Влажность, %	Слеживаемость	Удельная масса, т/м <sup>3</sup>	Насыпная масса, т/м <sup>3</sup>	Коэффициент крепости и твердости		Угол естественного откоса дробленной руды	
				по Протодяконовому	по Моосу	в покое, град	в движении, град
0,2–0,1	Класс 10–0 слеживается	2,0–2,05	1,2–1,35	3–4	2	32–40	30–35

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

Технические характеристики оборудования  
обогащительных фабрик калийных руд

Таблица ПЗ.1

Техническая характеристика вибрационных грохотов

№ п/п	Параметры	Тип грохота	
		ГИЛ-52	ГИТ-51
1.	Размеры просеивающей поверхности, м		
	верхнего сита ширина	2,25	1,75
	длина	4,2	3,5
	нижнего сита ширина	2,21	–
	длина	4,2	–
2.	Количество ярусов просеивающих поверхностей, шт	2	1
3.	Размеры отверстий сита, мм		
	верхних	15	10
	нижних	5	
4.	Частота колебаний, мин <sup>-1</sup>	520,620	730
5.	Амплитуда колебаний, мин <sup>-1</sup>	4–8	4–7
6.	Угол наклона просеивающей поверхности, град	30	10–30
7.	Крупность кусков исходного материала, мм (не более)	400	350
8.	Мощность электродвигателя, кВт	15	30
9.	Производительность, т/ч	450	600

Таблица ПЗ.2

Техническая характеристика флотомашины ФМ-6,3 КСМ

Параметры и единица измерения	Значение
Размеры камеры, мм:	
длина	2,2
ширина	2,2
глубина	1,2
Объем камеры, м <sup>3</sup>	6,3
Частота вращения импеллера, мин <sup>-1</sup>	240
Мощность электродвигателя, кВт	20

Таблица ПЗ.3

Поправочные коэффициенты для расчета  
производительности вибрационных грохотов

Коэф- фициент	Условия грохочения и числовые значения коэффициентов										
<i>k</i>	Содержание в исходном материале зерен размером меньше половины размера отверстий сита, %	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
	Значение <i>k</i>	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
<i>l</i>	Содержание в исходном материале зерен размером больше размера отверстий сита, %	10	10	25	30	40	50	60	70	80	90
	Значение <i>l</i>	0,94	0,97	1,00	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,00	3,36
<i>m</i>	Эффективность грохочения, %	40	50	60	70	80	90	92	94		
	Значение <i>m</i>	2,3	2,1	1,9	1,65	1,35	1,0	0,9	0,8		
<i>n</i>	Форма зерен	Дробленый материал разный (кроме угля)					Округленная (например, морская галька)			Уголь	
	Значение <i>n</i>	1,0					1,25			1,5	
<i>o</i>	Влажность материала	Для отверстий сита меньше 25 мм					Для отверстий сита больше 25 мм				
		Сухой	Влажный	Комкующийся			В зависимости от влажности				
	Коэффициент <i>o</i>	1,0	0,75–0,85	0,2–0,6			0,9–1,0				

Таблица ПЗ.4

## Техническая характеристика дробилок

№ п/п	Показатели	Параметры	
		Марка	
		Дробилка молотковая СМ-170 Б	Дробилка центробежная ДЦ-1,25
1.	Производительность, т/ч	200	200
2.	Максимальный размер кусков, поступающих на дробление, мм	до 400	40
3.	Максимальная крупность дробленого продукта, мм	10	
4.	Выход после дробления частиц, размером 0–2 мм, %		24
	2–4 м, %		более 18
5.	Скорость вращения ротора, об/мин		750
6.	Мощность привода, кВт	250	110

Таблица ПЗ.5

## Техническая характеристика дуговых сит СД-2

№ п/п	Показатели	Параметры
1.	Размеры сита, мм ширина длина	1170
		1730
2.	Полезная площадь решетки, м <sup>2</sup>	2,1
3.	Радиус кривизны сита, мм	1500
4.	Центральный угол охвата, град	90
5.	Щель питающего патрубка, мм	2,0 (1,6)
6.	Скорость пульпы на выходе из питающей щели, м/с	до 5,0
7.	Удельная производительность по питанию, т/м <sup>2</sup> ·ч (при ширине щели между шпальтами 1,6–2 мм)	до 100
8.	Габариты, м	1,4×1,3×2,6
9.	Эффективность грохочения, %	до 85

Таблица ПЗ.6

Техническая характеристика стержневых  
мельниц МСЦ 3200×4500

№ п/п	Показатели	Параметры
1.	Габариты, мм длина ширина высота	14150 7200 5250
2.	Внутренние размеры барабанов без футеровки, мм диаметр длина	3200 4520
3.	Рабочий объем барабана, м <sup>3</sup>	32,0
4.	Частота вращения барабана, мин <sup>-1</sup>	14,46
5.	Мощность электродвигателя, кВт	900

Таблица ПЗ.7

Техническая характеристика гидроциклонов

№ п/п	Показатели	Параметры					
		Тип					
		ГЦ-50	ГЦ-75	ГЦ-100	СВП-500	СВП-710	ГЦР-500
1.	Диаметр, мм а) гидроциклона б) питающего патрубка в) сливного патрубка г) пескового отверстия	500 60-100 100-215 34-150	750 155-175 150-300 48-150	1000 175-320 200-400 60-150	500 160 140	710 260 150	500 190 58
2.	Размеры питающего патрубка (в×h), мм				60×180	90×160	60×160
3.	Расстояние между сечениями разгрузочных отверстий, м				3,7	4,0	

Таблица ПЗ.8

## Техническая характеристика гидросепараторов

№ п/п	Показатели	Параметры	
		Марка	
		П-30	ООО «Пассат»
1.	Диаметр, м	30	10
2.	Площадь, м <sup>2</sup>	708,85	78,5
3.	Производительность, м <sup>3</sup> /ч		
	а) обесшламливание руды II стадия	1200–1500	320
	б) III стадия	1500–3000	
	в) сгущение хвостов	1500–3000	
	г) сгущение шламов	300–500	
4.	Скорость вращения фермы, мешалки, об/мин	0,06	0–265
5.	Мощность привода, кВт	11	4

Таблица ПЗ.9

## Техническая характеристика дискового вакуум-фильтра SSFE 126/3

№ п/п	Показатели	Параметры
1.	Площадь фильтровальной поверхности, м <sup>2</sup>	126
2.	Количество дисков	3
3.	Производительность по осадку, т/ч	150
4.	Площадь фильтровального диска, м <sup>2</sup>	42
5.	Количество сегментов диска	30
6.	Диаметр диска, м	5,6
7.	Частота вращения диска, 1/мин	0,26–2,5
8.	Площадь фильтрования сегмента, м <sup>2</sup>	1,4
9.	Глубина погружения диска, %	40–50
10.	Мощность привода, кВт	19
11.	Масса фильтра, т	21,10

Таблица ПЗ.10

## Техническая характеристика флотационных машин

№ п/п	Показатели	Параметры			
		Марка			
		ФКМ-6,3 (механиче- ская кипя- щего слоя)	ФПМ-12,5 (пневмо- механиче- ская)	МПМ-30 (пневмо- механиче- ская)	МПМ-45 (пневмо- механиче- ская)
1.	Вместимость камеры, м <sup>3</sup>	6,3	12,5	30	45
2.	Пропускная способность по потоку пульпы, м <sup>3</sup> /мин	14,2	25	800	до 900
3.	Содержание твердого в исходном питании, % не более	50	–	–	–
4.	Производительность по исходной руде, т/ч	750	–	–	1100
5.	Мощность привода, кВт	30	45	55	40

Таблица ПЗ.11

Техническая характеристика барабанного  
вакуум-фильтра БЛК-40-3

№ п/п	Показатели	Параметры
1.	Тип фильтра	горизонтальный
2.	Площадь фильтрования, м <sup>2</sup>	40
3.	Диаметр барабана, мм	3000
4.	Длина барабана, мм	4420
5.	Удельная производительность, т/м <sup>2</sup> ·ч а) при фильтрации флотоконцентрата б) при фильтрации хвостов	0,8–1 1,5–3
6.	Частота вращения барабана, об/мин	0,2–2
7.	Мощность привода барабана, кВт	7,5

Таблица ПЗ.12

## Техническая характеристика центрифуг

№ п/п	Показатели	Марка	
		Гумбольдт	ANDRITZ
1.	Производительность, т/ч	50–75	50–75
2.	Скорость вращения ротора, об/мин	600	640
3.	Мощность привода, кВт	250	315

Таблица ПЗ.13

## Техническая характеристика ленточных вакуум-фильтров

№ п/п	Показатели	Марка	
		F-10	ЗМ 37
1.	Площадь фильтрования, м <sup>2</sup>	10	37
2.	Производительность, т/ч	50	150

Таблица ПЗ.14

## Техническая характеристика сушильных аппаратов «кипящего слоя»

№ п/п	Показатели	Параметры		
		Марка		
		АКС-10	WBT 1000×3500	КС-6
1.	Производительность, т/ч	80–100	150	50
2.	Площадь поверхности газораспределительной решетки, м <sup>2</sup>	10	3,5	6
3.	Объем топки, м <sup>3</sup>	32	–	22,7
4.	Высота «кипящего» слоя, мм	до 450	–	–
5.	Температура под газораспределительной решеткой, °С	650–700	–	1200
6.	Температура в «кипящем» слое, °С	120–180	200–250	–
7.	Начальная влажность продукта, %	до 8	0,5	–
8.	Конечная влажность, %	до 0,5	до 0,06	до 0,05
9.	Размер зерна, мм	до 1	–	–



Таблица ПЗ.15

## Техническая характеристика барабанной сушилки БН 3,2-22

№ п/п	Показатели	Параметры
1.	Производительность сушилки по готовому продукту при сушке, кг/ч при подогреве перед грануляцией, кг/ч	75000 65000
2.	Наибольшее количество материала, находящегося в барабане, кг	50000
3.	Массовая доля влаги в продукте начальная, % конечная, %	8–8,5 0,2–0,5
4.	Температура теплоносителя на входе в сушилку, °С на выходе из сушилки, °С	800–850 160–190
5.	Диаметр барабана, м	3,2
6.	Длина барабана, м	22
7.	Объем рабочий барабана, м <sup>3</sup>	176
8.	Скорость вращения барабана, об/мин	2–6
9.	Мощность привода, кВт	160

Таблица ПЗ.16

## Техническая характеристика аппаратов мокрой очистки пылегазовой смеси

№ п/п	Показатели	Параметры		
		Марка		
		Комбинированный очиститель пылегазовой КОП-70	Коагуляционный мокрый пылеуловитель КМП-71	Осадительный скруббер С-2500
1	2	3	4	5
1.	Производительность по газу, м <sup>3</sup> /ч	60000–90000	58000–110000	38000–42000
2.	Расход орошающей жидкости, л/м <sup>3</sup> газа	0,25–0,3	0,2–0,6	
3.	Степень очистки, %	98,5–99,5	до 99,9	

Окончание табл. ПЗ.16

1	2	3	4	5
4.	Допустимая начальная концентрация пыли на входе в аппарат, г/м <sup>3</sup>	до 30	до 90	
5.	Скорость газа на входе в аппарат, м/с	16–22,6	40–70	
6.	Диаметр, мм			2500

Таблица ПЗ.17

### Техническая характеристика смесителей

№ п/п	Показатели	Параметры				
		Тип				
		Одновальный		Барабанный	Двухвальный	
1.	Длина, мм	2150	2530	6750	3500	7000
2.	Диаметр, мм	500	630		1200	
3.	Ширина, мм					1000
4.	Производительность, т/ч	90	100	130	150	150
5.	Мощность привода, кВт	7,5	15	55	15	37

Таблица ПЗ.18

### Техническая характеристика прессов

№ п/п	Показатели	Параметры		
		Марка		
		ПВП 1000×650	MS-600	PWG 1000×1240
1	2	3	4	5
1.	Производительность по плитке (массовая доля фракции более 2 мм), т/ч	50	100	60
2.	Диаметр прессующих валков, мм	1004	1100	1000

Окончание табл. ПЗ.18

1	2	3	4	5
3.	Рабочая ширина валков, мм	650	800	1240
4.	Допустимое усилие прессования, кН	5400	6000	6500
5.	Поверхность валков	профилиро- ванная	профилиро- ванная	профилиро- ванная
6.	Подающая система	подпрессов- щик с тремя шнеками	подпрессов- щик шнеко- вый	подпрессов- щик с тремя шнеками
7.	Число оборотов вала, об/мин	16,5	17,23	18,5
8.	Мощность привода, кВт	500	800	500

Таблица ПЗ.19

Техническая характеристика ударно-отражательных мельниц

№ п/п	Показатели	Параметры		
		Марка		
		PM 1012 M	AP-SMA 1013	RHM 1012
1.	Производительность, т/ч	200	200	200
2.	Мощность привода, кВт	110	200	132

Таблица ПЗ.20

Техническая характеристика просеивающей  
машины ДФ 230×600/3 фирмы «Ревум»

№ п/п	Показатели	Параметры
1.	Производительность, т/ч	250
2.	Размер просеивающей поверхности, м	2×2.6
3.	Мощность привода, кВт	1,2×2 шт 6×1 шт 6,5×1 шт

## ЛИТЕРАТУРА

1. Авдохин, В. М. Основы обогащения полезных ископаемых: учебник для вузов в 2 т / В. М. Авдохин. – М.: Изд-во МГГУ, 2006. – Т. 1: Обогащительные процессы. – 2008 – 417 с.; т 2: Технология обогащения полезных ископаемых. – 2014 – 310 с.
2. Аврамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учеб. для вузов в 2 т. / А. А. Аврамов. – М.: Изд-во МГГУ, 2004.
3. Нормы технологического проектирования калийной и соляной промышленности: в 2 ч. – Минск: Белнефтепром, 1996. – Ч. 2. Флотационные и галургические обогащительные фабрики / ред. коллегия М. Ф. Блюм [и др.]. – 233 с.
4. Промышленный технологический регламент № 2-06 производства флотационного калия хлористого и гранулированного на СОФ Второго рудоуправления РУП «ПО «Беларуськалий». – Книга 1. – 2006. – 112 с.
5. Рухля, И. Е. Технологии переработки и обогащения полезных ископаемых: методическое пособие к курсовой работе / И. Е. Рухля. – Минск: БНТУ, 2009. – 56 с.
6. Шаститко, Т. С. Обогащение сильвинитовых руд: учебно-методическое пособие по курсовому проектированию для студентов специальности 1-510201 «Разработка месторождений полезных ископаемых» направления 1-510201-03 «Обогащение полезных ископаемых» / Т. С. Шаститко, О. А. Сущиц. – Минск: БНТУ, 2014. – 53 с.

Учебное издание

**ЦЫБУЛЕНКО** Пётр Васильевич  
**ОНИКА** Сергей Георгиевич  
**КОВАЛЕВА** Ирина Михайловна [и др.]

**ОБОГАЩЕНИЕ И ПЕРЕРАБОТКА  
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ:  
ПРАКТИКУМ**

Пособие для студентов  
специальности 1-51 02 01 «Разработка месторождений  
полезных ископаемых»

Редактор *Е. В. Герасименко*  
Компьютерная верстка *Е. А. Беспанской*

Подписано в печать 13.10.2020. Формат 60×84 <sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага офсетная. Ризография.  
Усл. печ. л. 4,94. Уч.-изд. л. 3,86. Тираж 100. Заказ 389.

Издатель и полиграфическое исполнение: Белорусский национальный технический университет.  
Свидетельство о государственной регистрации издателя, изготовителя, распространителя  
печатных изданий № 1/173 от 12.02.2014. Пр. Независимости, 65. 220013, г. Минск.