



Организация
Объединенных Наций по
вопросам образования,
науки и культуры



Международный
центр компетенций
в горнотехническом образовании
под эгидой ЮНЕСКО

**Международная специальная краткосрочная программа
Международного центра компетенций в горнотехническом
образовании под эгидой ЮНЕСКО**

**РАЗРАБОТАНА В РАМКАХ СОДЕЙСТВИЯ ЭКСПОРТА
ОБРАЗОВАТЕЛЬНЫХ УСЛУГ**

**«ГОРНОЕ ДЕЛО 4.0: ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ»**

Уровень программы: общий

Форма обучения: очная

Объем программы: 68 часов

**Руководитель
программы:**

д.т.н., Александрова Т.Н.

**Составитель
программы:**

к.т.н., Ромашев А.О.



ПЕРВОЕ ВЫСШЕЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ РОССИИ

**САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ
ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

1 Общие положения

1.1 Цель программы:

Цель программы – приобретение теоретических знаний и практических навыков работы по современным методикам тестирования руд на современном обогатительном оборудовании, анализа и обработки данных с учетом концепции «Индустрия 4.0».

1.2. Основные задачи программы

- **получение дополнительных знаний в области** процессов переработки полезных ископаемых с учетом последних мировых достижений.
- **получение дополнительных знаний в области** исследования на обогатимость и моделирования процессов сепарации с применением современных методик тестирования и современных программно-вычислительных комплексов.

1.3 Категория слушателей:

Студенты, аспиранты обучающиеся по направлениям подготовки, связанным с переработкой природных полезных ископаемых.

1.4 Планируемые результаты обучения

Перечень дополнительных профессиональных компетенций, качественное изменение которых осуществляется в результате реализации программы обучения:

- способность разрабатывать современные инновационные решения по переработке полезных ископаемых с учетом требований цифровизации и автоматизации;
- способность выбирать и разрабатывать «зелёные технологии» обогащения и переработки твердых полезных ископаемых;
- способность выполнять экспериментальные и лабораторные исследования на современном оборудовании по мировым методикам тестирования полезных ископаемых;
- способность спроектировать оптимальную технологическую схему и предсказать показатели работы обогатительной фабрики/разработанной технологии на основе анализа и интерпретации полученных данных;

1.5 Требования к результатам освоения программы:

С целью достижения указанных в п. 1.4 дополнительных профессиональных компетенций, слушатели в процессе освоения Краткосрочной программы должны:

Получить знания по вопросам:

- теории и практики научного и инженерного эксперимента в области переработки полезных ископаемых;
- современного состояния и уровня развития процессов обогащения полезных ископаемых, обеспечивающих комплексное и рациональное извлечение всех ценных компонентов;
- применения современных общепризнанных методик проведения опытно-промышленных испытаний оборудования и технологий при переработке твердых полезных ископаемых;
- взаимосвязи и функционального назначения комплексов по переработке и обогащению полезных ископаемых и соответствующих производственных объектов при строительстве и реконструкции с учетом требований промышленной и экологической безопасности.

Развить умения:

- по разработке проектных инновационных решений по переработке минерального сырья;
- по расчёту производительности и определению параметров оборудования обогатительных фабрик;
- по использованию современных информационных технологий и автоматизированных систем проектирования обогатительных производств с учетом концепции «Индустрия 4.0»;
- по геолого-промышленной оценке полезных ископаемых.

Приобрести навыки:

- работы с программными продуктами по моделированию технологий переработки твердых полезных ископаемых;
- применения методов оценки строения, химического и минерального состава земной коры, при решении задач по рациональному и комплексному освоению георесурсного потенциала недр;
- планирования эксперимента с использованием современных средств обработки экспериментальных данных.
- использования базы данных для накопления и переработки производственной и научно-технической информации в области обогащения полезных ископаемых;

1.6. Календарный учебный график**Условные обозначения:**

Теоретическое обучение	час
Итоговая аттестация	ИА

Форма обучения	Дни недели/ауд.час												
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
очная	-	2	8	8	8	8	-	-	8	8	8	6 ИА	-

1.7. Учебный план:

№	Наименование дисциплин (модуля)	Всего часов	В том числе					
			Лекции	Практические занятия (семинары)	Лабораторные занятия	Самостоятельная работа	Выездные мастер-классы	Итоговая аттестация
1	Введение. Обогащение полезных ископаемых	2	2	-	-	-	-	-
2	Модуль 1. Актуальные вопросы переработка минерального сырья.	10	6	2	-	-	2	-
3	Модуль 2. Инновационные технологии в рудоподготовке	20	4	2	10	2	2	-
4	Модуль 3. Исследование минерального сырья на обогатимость	22	8	-	12	2	-	-
5	Модуль 4. Обработка данных и цифровизация в Горном деле	8	4	2	2	-	-	-
6	Итоговая аттестация	6	-	-	-	4	-	2
	Всего	68	24	6	24	8	4	2

1.8 Объем программы и виды учебной работы:

Вид учебной работы	Часы
Лекционные занятия	24
Практические занятия	6
Лабораторные занятия	24
Выездные мастер-классы	4
Итоговая аттестация	2
Всего очных занятий	60
Самостоятельная работа, включая подготовку к итоговой аттестации	8
Общий объем программы	68

2. Содержание обучения:

2.1 Содержание обучения по программе:

Наименование разделов профессионального модуля, тем	Содержание учебного материала	Объем часов
Введение. Обогащение полезных ископаемых	<ul style="list-style-type: none"> • Основные понятия об обогащении полезных ископаемых. 	2
Модуль 1. Актуальные вопросы переработки минерального сырья.	<ul style="list-style-type: none"> • Современные тенденции и перспективы развития обогащения и переработки полезных ископаемых. • Полезные ископаемые и их роль в мировой экономике. • История развития методов переработки. • Россия и ее роль в развитии обогатительной отрасли 	10
Модуль 2. Инновационные технологии в рудоподготовке	<ul style="list-style-type: none"> • Определение необходимых классов крупности для тестирования руды. Методика выбора кускового материала. • Проведение тестовой процедуры по методике JK Drop Weight Test. Анализ результатов. • Тест для определения рабочего индекса стержневого измельчения Ф. Бонда (RWI). • Тест для определения рабочего индекса дробления Ф. Бонда (CWI) 	20
Модуль 3. Исследование минерального сырья на обогатимость	<ul style="list-style-type: none"> • Сущность и задачи физико-химического моделирования; • Методология физико-химического моделирования действия реагентов при флотации минералов; • Технология исследования минерального сырья на обогатимость флотационными методами обогащения • Тест по обогащению на высокоградиентном сепараторе. 	22
Модуль 4. Обработка данных и цифровизация в Горном деле	<ul style="list-style-type: none"> • Надежность оценки статистических показателей • Регрессионный анализ и определение коэффициента корреляции • Дисперсионный анализ • Обработка материала при парной зависимости. Оценка аппроксимации • Применение прикладных компьютерных программ для обработки массивов горно-геологической информации 	8

2.2. Рабочие программы дисциплин (модулей) – представлены в Приложении 1.

2.3. Формы аттестаций по программе:

Для оценки качества усвоения знаний, умений и опыта деятельности предусмотрены текущий и итоговый виды контроля.

Текущий контроль успеваемости осуществляется на основе тестов, которые содержат контрольные вопросы по каждому изучаемому модулю и должны быть сданы обучающимися в ходе учебного периода.

Форма итоговой аттестации по программе – зачет.

К зачету допускаются только те слушатели, которые успешно сдали все тесты по изученным модулям.

2.4. Оценочные материалы:

Примерный перечень вопросов для подготовки к тестам и зачету:

1. Что такое тяжелая суспензия?
2. Что такое пенная флотация?
3. Какие флотационные реагенты Вы знаете?
4. Для чего нужны реагенты собиратели?
5. Для чего нужны реагенты вспениватели?
6. Для чего нужны реагенты депрессоры?
7. Какие виды флотомашин Вы знаете?
8. Что такое магнитное обогащение?
9. Какие результаты можно получить после проведения тестовых процедур по определению рабочих индексов дробления, шарового и стержневого измельчения по методике Бонда?
10. Назовите основные тестовые процедуры для определения физико-механических свойств минерального сырья.
11. С какой целью применяются сокращенные тестовые процедуры для определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда?
12. На обогатительных фабриках в основном применяются следующие барабанные мельницы ...
13. В каких единицах измеряются индексы чистой работы Бонда?
14. Назовите наиболее широко используемые тесты для расчета и выбора щековых и конусных дробилок.
15. Что такое показатель флотуемости?
16. Основные факторы, оказывающие влияние на процесс флотации.
17. Вероятность закрепления частицы на пузырьке.
18. Кинетические модели процесса флотации.
19. Назначение и классификация флотационных реагентов.
20. Состояние реагентов в растворе.
21. Методы оценки флотуемости минералов.
22. Флотационное обогащение сульфидных руд.
23. Флотационное обогащение полиметаллических руд.
24. Метод нулевой флотации.
25. Методика тестирования сырья на обогатимость.
26. На каких сепараторах осуществляется магнитное обогащение в среде, заполненной ферромагнитными телами?
27. Какие сепараторы используют для разделения в токопроводящих жидкостях?
28. Для каких руд применяют замкнутые электро-магнитные системы?
29. Какие вещества можно выделить в слабом магнитном поле?

30. Какие вещества можно выделить в сильном магнитном поле?

2.4.1 Критерии оценивания

Критерии оценок промежуточной аттестации

Оценка	Описание
Зачтено	Посещение более 50 % лекционных и лабораторных занятий; обучающийся твердо знает материал, грамотно и по существу излагает его, не допуская существенных неточностей в ответе на вопрос; все предусмотренные программой обучения задания выполнены, качество их выполнения достаточно высокое; в течение курса выполнил работу.
Не зачтено	Посещение менее 50 % лекционных и лабораторных занятий; обучающийся не знает значительной части материала, допускает существенные ошибки в ответах на вопросы; большинство предусмотренных программой обучения заданий не выполнено, качество их выполнения оценено числом баллов, близким к минимальному.

Критерии оценок итоговой аттестации: примерная шкала оценивания знаний по выполнению заданий зачета:

Оценка	
Не зачтено	Зачтено
Посещение менее 50 % лекционных и практических занятий	Посещение не менее 50 % лекционных и практических занятий
Обучающийся не знает значительной части материала, допускает существенные ошибки в ответах на вопросы	Обучающийся хорошо знает материал, грамотно и по существу излагает его, допуская некоторые неточности в ответе на вопрос.
Не умеет находить решения большинства предусмотренных программой обучения заданий	Уверенно находит решения предусмотренных программой обучения заданий
Большинство предусмотренных программой обучения заданий не выполнено	Предусмотренные программой обучения задания успешно выполнены

2.5. Учебно-методические материалы (в том числе конспекты лекций) – представлены в Приложении 2.

2.6. Вид документа, подтверждающий прохождение обучения:

После успешного окончания обучения выдается сертификат о прохождении Международной специальной краткосрочной программы под эгидой Международного центра ЮНЕСКО: «Горное дело 4.0: Обогащение полезных ископаемых».

3 Организационно-педагогические условия реализации программы:

3.1 Материально-технические условия реализации программы:

Для реализации программы используются специализированные аудитории кафедры обогащения полезных ископаемых, оснащенные мультимедийным и лабораторным оборудованием (3120, 3121, 3122, 3123).

В рамках образовательной программы используются: система комплексная для гранулометрического анализа Malvern Mastersizer 2000; пневмо - механическая

флотационная машина с автоматическим снятием пенного продукта, фирма «Laarmann» (Лаарманн) модель Laarmann Flotation Bench Test Machine; испытательный ударный тест падающего груза. Фирма «JKTech Pty Ltd», модель JK Drop Weight Tester; лабораторная мельница для тонкого и сверхтонкого измельчения. Фирма «Xstrata Technology» (Экстрата Технолоджи) модель M4 IsaMill; установка для определения индекса абразивности в соответствии со стандартом Ф.С. Бонда фирма «Laarmann» (Лаарманн), модель LM-BAT1000 и др.

3.2. Кадровое обеспечение образовательного процесса по программе:

№	Фамилия, Имя, Отчество	Образование (вуз; год окончания; специальность)	Должность, ученая степень, звание, стаж работы в данной или аналогичной области, лет	Количество научных и учебно-методических публикаций
Руководитель программы				
1	Александрова Татьяна Николаевна	Тихоокеанский государственный университет, 1988, инженер – химик; Дальневосточный федеральный университет, 2010, «Обогащение полезных ископаемых».	Зав.кафедрой Обогащения полезных ископаемых, д.т.н., профессор, стаж 27 лет	314
Профессорско-преподавательский состав программы				
2	Львов Владислав Валерьевич	Санкт-Петербургский государственный горный институт имени Г.В. Плеханова (технический университет), 1997, «Обогащение полезных ископаемых».	Доцент, к.т.н., доцент, 20 лет	105
3	Кусков Вадим Борисович	Ленинградский горный институт им. Г.В. Плеханова, 1979, «Обогащение полезных ископаемых».	Доцент, к.т.н., доцент, 40 лет	232
4	Николаева Надежда Валерьевна	Санкт-Петербургский государственный горный институт имени Г.В. Плеханова (технический университет), 2006, «Обогащение полезных ископаемых».	Доцент, к.т.н., доцент, 10 лет	102
5	Ромашев Артём Олегович	Санкт-Петербургский государственный горный институт имени Г.В. Плеханова (технический университет), 2009, «Обогащение полезных ископаемых».	Доцент, к.т.н., 7 лет	65
6	Афанасова Анастасия Валерьевна	Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 2015, «Обогащение полезных ископаемых».	Ассистент, к.т.н., 1 год	18
7	Корчевенков Степан Алексеевич	Иркутский государственный технический университет, 2011, горный инженер-обогачитель.	Заведующий лабораторией, к.т.н., стаж 6 лет	18

Приложение 1
к образовательной программе –
«Международная специальная краткосрочная
Программа под эгидой Международного центра ЮНЕСКО
«Горное дело 4.0: Обогащение полезных ископаемых»

Рабочая программа дисциплины (модуля)
«Актуальные вопросы переработки минерального сырья.»

1. Структура дисциплины (модуля)

№ п/п	Наименование дисциплины (модуля)/наименование тем дисциплины (модуля)	Всего, час	в том числе				Форма контроля
			лекц.	практич.	самост.	лаб. работы	
2	<i>Модуль 1. Актуальные вопросы переработки минерального сырья.</i>	8	6	2	–	–	текущий
2.1.	<i>Краткая история обогащения полезных ископаемых</i>	2	2	–	–	–	–
2.2.	<i>Горное дело в России. От истоков до наших дней</i>	2	2	–	–	–	–
2.3.	<i>Качественно-количественные показатели и их расчет в процессах сепарации</i>	2	–	2	–	–	–
2.4.	<i>Современные технологии в обогащении минерального сырья</i>	2	2	–	–	–	–

2. Матрица формирования профессиональных компетенций

№ п/п	Наименование тем дисциплины (модуля)	Кол-во часов	Профессиональные компетенции
1	Краткая история обогащения полезных ископаемых	2	способность разрабатывать современные инновационные решения по переработке полезных ископаемых с учетом требований цифровизации и автоматизации
2	Горное дело в России. От истоков до наших дней	2	способность разрабатывать современные инновационные решения по переработке полезных ископаемых с учетом требований цифровизации и автоматизации
3	Качественно-количественные показатели и их расчет в процессах сепарации	2	способность разрабатывать современные инновационные решения по переработке полезных ископаемых с учетом требований цифровизации и автоматизации

№ п/п	Наименование тем дисциплины (модуля)	Кол-во часов	Профессиональные компетенции
4	Современные технологии в обогащении минерального сырья	2	способность разрабатывать современные инновационные решения по переработке полезных ископаемых с учетом требований цифровизации и автоматизации

3. Содержание дисциплины (модуля)

Модуль 1.

Актуальные вопросы переработки минерального сырья. (10 часов.)

Модуль включает 6 часов лекций, 2 часа практических занятий и 1 выездной мастер-класс.

В раздел включены:

– лекции «Краткая история обогащения полезных ископаемых», «Горное дело в России. От истоков до наших дней»; «Современные технологии в обогащении минерального сырья»;

– практические занятия «Качественно-количественные показатели и их расчет в процессах сепарации».

- выездной мастер-класс «Инновационные технологии в рудоподготовки» (на базе СП ЗАО «ИВС»).

Содержание лекций и практических занятий.

Зарождение обогащения полезных ископаемых в недрах горного дела. Горнорудные реформы XVIII в. и их влияние на развитие горного дела и обогащения полезных ископаемых в России. Централизация управления горнозаводским (в т.ч. и обогатительным) производством. Берг-коллегия; Берг-привилегия и их значение. Создание отечественного горного образования как фактор дальнейшего успешного развития горной промышленности. Обогащение полезных ископаемых в первых отечественных трудах по горному делу. Начало дифференциации горной науки. Влияние новых реформ в горном деле в XIX в. на развитие горной и обогатительной науки и техники. Развитие техники обогащения полезных ископаемых в XIX. Научно-технический прогресс в области обогащения полезных ископаемых в России в XX в. Новые условия и задачи. Особенности развития горных наук в России. Становлении самостоятельной дисциплины «Обогащение полезных ископаемых». Создание первой научной школы в области обогащения полезных ископаемых. Роль Г.О.Чечотта. Современное состояние и тенденции развития обогащения полезных ископаемых в системе горных наук. Основные технологические показатели обогащения полезных ископаемых.

4. Перечень занятий семинарского типа

№ темы	Наименование занятия семинарского типа	Вид занятия	Кол-во час.
1	Качественно-количественные показатели и их расчет в процессах сепарации	практическое занятие	2

5. Учебно-методическое обеспечение дисциплины

Модуль 1. Актуальные вопросы переработка минерального сырья

1. Александрова Т.Н. Обогащение полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник/ Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В – Электрон. дан. РИЦ Национального

минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с.

http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=402&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=33%2E4%D1%8F73%2F%D0%9E%2D21%2D667610266<.>

2. Обогащение полезных ископаемых: учеб. пособие [Электронный ресурс]: / К.И. Лукина, В. П. Якушкин, А. Н. Муклакова. — М.: ИНФРА-М, 2017. — 224 с. — (Высшее образование: Специалитет). <http://znanium.com/catalog.php?bookinfo=561064>

1. Обогащение полезных ископаемых [Текст]: метод. указания к практ. занятиям / сост. В. В. Львов. - СПб.: Горн. ун-т, 2014.

http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=402&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2088796%2F%D0%9E%2D21%2D396885976<.>

2. Обогащение полезных ископаемых. Методические указания по выполнению лабораторных работ. [Электронный ресурс]: Составитель В.Б. Кусков. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный». Заказ 797. С 266. 2014 г. http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=403&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2089419%2F%D0%9E%2D21%2D223755025<.>

**Рабочая программа дисциплины (модуля)
«Инновационные технологии в рудоподготовке»**

1. Структура дисциплины (модуля)

№ п/п	Наименование дисциплины (модуля)/наименование тем дисциплины (модуля)	Всего, час	в том числе				Форма контроля
			лекц.	практ. ч.	само ст.	лаб. работы	
3	<i>Модуль 2. Инновационные технологии в рудоподготовке</i>	16	4	2	2	10	текущи й
3.1.	<i>Современное оборудование для дробления минерального сырья. Перспективы развития дробильного оборудования</i>	2	2	-	-	-	-
3.2.	<i>Современное оборудование для измельчения минерального сырья. Перспективы развития измельчительного оборудования</i>	2	2	-	-	-	-
3.3.	<i>Расчет схем рудоподготовки. Современный подход.</i>	2	-	2	2	-	-
3.4.	<i>Тест для определения рабочего индекса стержневого измельчения Ф. Бонда (RWI)</i>	6	-	-	-	6	
3.5.	<i>Тест для определения рабочего индекса дробления Ф. Бонда (CWI)</i>	4	-	-	-	4	-

2. Матрица формирования профессиональных компетенций

№ п/п	Наименование тем дисциплины (модуля)	Кол-во часов	Профессиональные компетенции
1	Современное оборудование для дробления минерального сырья. Перспективы развития дробильного оборудования	2	• способность выполнять экспериментальные и лабораторные исследования на современном оборудовании по мировым методикам тестирования полезных ископаемых
2	Современное оборудование для измельчения минерального сырья. Перспективы развития измельчительного оборудования	2	• способность выполнять экспериментальные и лабораторные исследования на современном оборудовании по мировым методикам тестирования полезных ископаемых
3	Расчет схем рудоподготовки. Современный подход.	2	• способность выполнять экспериментальные и лабораторные исследования на современном оборудовании по мировым методикам тестирования полезных ископаемых
4	Тест для определения рабочего индекса стержневого измельчения Ф. Бонда (RWI)	6	• способность выполнять экспериментальные и лабораторные исследования на современном оборудовании по мировым методикам тестирования полезных ископаемых
5	Тест для определения рабочего индекса дробления Ф. Бонда (CWI)	4	• способность выполнять экспериментальные и лабораторные исследования на современном оборудовании по мировым методикам тестирования полезных ископаемых

3. Содержание дисциплины (модуля)

Инновационные технологии в рудоподготовке (18 час.)

Модуль включает 6 часов лекций и мастер-классов, 10 часов лабораторных занятий и 2 часа практических занятий.

Содержание модуля разделено на 2 *части*: современное оборудование для рудоподготовки и методики для определения физико – механических свойств.

В модуль включен один *выездной мастер-класс* по теме:

- Инновационные технологии в рудоподготовки (на базе НПК «Механобр-техника» (АО);

В раздел оборудование для рудоподготовки включены:

- лекции «Современное оборудование для дробления минерального сырья. Перспективы развития дробильного оборудования», «Современное оборудование для измельчения минерального сырья. Перспективы развития измельчительного оборудования»;

- практическое занятие «Расчет схем рудоподготовки. Современный подход».

В раздел определения физико – механических свойств включены:

- лекция «Обзор современных методик для определения физико – механических свойств различного минерального сырья»;
- лабораторные занятия «Тест для определения рабочего индекса стержневого

измельчения Ф. Бонда (RWI)» и «Тест для определения рабочего индекса дробления Ф. Бонда (CWI)»

Содержание лекций, мастер-классов и практических занятий.

История создания машин для процессов рудоподготовки. Физические основы дробления и измельчения. Сущность процессов дробления и измельчения. Дробление крупное, среднее и мелкое. Степень дробления и измельчения. Классификация дробильно-измельчительного оборудования. Выбор типоразмера дробилок крупного дробления для работы в заданных условиях. Теоретическая производительность дробилок. Определение циркулирующей нагрузки. Конусные, щековые и другие разновидности дробилок. Схема устройства и принцип действия, степень дробления, производительность, расход энергии и стали, способы управления для дробилок. Выбор типа и размеров дробилок для среднего и мелкого дробления для работы в заданных условиях. Способы автоматического регулирования дробильных агрегатов. Основы процесса грохочения. Рабочая поверхность грохота. Гранулометрический состав материала. Ситовый анализ. Стандартные шкалы сит. Вероятность прохождения зерна сквозь отверстие. Трудные и затрудняющие зерна. Эффективность грохочения, Влияние гранулометрического состава материала на грохочение, скорости движения материала по грохоту, угла наклона и других условий. Общая классификация грохотов. Расчёт и выбор грохотов. Способы крепления и очистка сит.

Перспективное направление развития тестовых процедур для определения физико – механических свойств руд различного состава. Определения рабочих индексов дробления, шарового и стержневого измельчения по методике Бонда. Сокращенная тестовые процедуры по определению рабочего индекса Бонда (JK BOND BALL MILL и тд). Методики тестирования для определения качественных характеристик износа стальной мелющей среды в МПСИ и шаровых мельницах (STEEL MEDIA WEAR TEST и тд). Тесты для расчета и выбора мельниц МСИ, МПСИ (JK Drop Weight test, SMC Testing, SAG, SPI test, SAGDesign testing и тд).

4. Перечень занятий семинарского типа

№ темы	Наименование занятия семинарского типа	Вид занятия	Кол-во час.
1	Расчет схем рудоподготовки. Современный подход	практическое занятие	2
2	Тест для определения рабочего индекса стержневого измельчения Ф. Бонда (RWI)	лабораторное занятие	6
3	Тест для определения рабочего индекса дробления Ф. Бонда (CWI)	лабораторное занятие	6

5. Учебно-методическое обеспечение дисциплины

Модуль 2. «Инновационные технологии в рудоподготовки»

1. Е.Е. Андреев, О.Н. Тихонов Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: учебник. - СПб. : 2007. - 439 с.

2. Е.Е. Серго Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учеб. для вузов. - М. : Недра, 1985. - 285 с.

3. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / Под ред. О.С.Богданова, В.А.Олевского. - 2-е изд., перераб. и доп. - М. : Недра, 1982. - 366 с.

4. Справочник по обогащению руд. Обогажительные фабрики / Гл. ред. О.С.Богданов. - 2-е изд., перераб. и доп. - М. : Недра, 1984. - 358 с.

5. Александрова Т.Н. Обогащение полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник/ Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В – Электрон. дан. РИЦ Национального

- минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с. — Режим доступа:
http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=402&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=33%2E4%D1%8F73%2F%D0%9E%2D21%2D667610266<.>
6. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т.2. Технология переработки и обогащения полезных ископаемых [Электронный ресурс] : учеб. — Электрон. дан. — Москва: Горная книга, 2004. — 510 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/3266>
7. Николаев, А.А. Добыча, подготовка и обогащение сырья цветных металлов [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва: МИСИС, 2013. — 53 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/47431>
8. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] : метод. указания по выполнению самост. работ для студентов днев. формы обучения спец. 130405 / сост.: Е. Е. Андреев, В. В. Львов. - СПб. : Горн. ун-т, 2012. - 57 с. — Режим доступа: http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2088281%2F%D0%94%2075%2D075093<.>
9. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] : метод. указания к самост. работе / сост.: Е. Е. Андреев, В. В. Львов, Н. В. Николаева. - СПб. : Нац. минер.-сырьевой ун-т "Горный", 2013. - 85 с. — Режим доступа: http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%92%2045784%2F%D0%94%2075%2D172324<.>
10. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] : метод. указания к практ. занятиям / [сост. В. В. Львов, Н. В. Николаева]. - Санкт-Петербург : С.-Петербург. горный университет, 2016. - 156 с. — Режим доступа: http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%92%2045944%2F%D0%94%2075%2D857499053<.>
11. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] : метод. указания по выполнению лаб. работ для студентов дневной формы обучения спец. 130405 / сост.: Е. Е. Андреев, В. В. Захваткин, В. В. Львов. - СПб. : Горн. ун-т, 2012. - 59 с. — Режим доступа:
http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2088282%2F%D0%94%2075%2D190543<.>
12. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] : метод. указания к курсовому проектированию / сост.: В. Б. Кусков, В. В. Львов. - СПб. : Национальный минерально-сырьевой ун-т "Горный", 2015. - 34 с. — Режим доступа:
http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2089370%2F%D0%94%2075%2D100177282<.>
13. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Электронный ресурс]: Методические указания по выполнению лабораторных работ/ Санкт-Петербургский горный университет. Сост.: В.В. Львов СПб, 2018. 80 с. — Режим доступа:
http://ior.spmi.ru/system/files/lp/lp_1543854286.pdf
14. Bond, F.C., 1961. "Crushing and Grinding Calculations Parts I and II", British Chemical Engineering, Vol 6, Nos 6 and 8
15. Bond F. C., "Crushing Tests by Pressure and Impact", Trans AIME, Vol 169, 1947, pp 58-66

16. Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control. Proceedings. Vol. 1. Published by the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Edited by Andrew L. Mular, Dough N. Halbe, and Derek J. Barratt. 2002
17. A. Gupta and D. S. Yan Mineral Processing Design and Operations. An Introduction. ELSEVIER. 2008
18. Napier-Munn, T J, Morrell, S, Morrison, R and Kojovic, T, 1996. *Mineral Comminution Circuits – Their Operation and Optimisation* (Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre: Brisbane).
19. Gupta A., Yan D. S. Mineral Processing Design and Operation // Elsevier - 2006, pp. 82-89.
20. Todorovic D. A quick method for Bond work index approximate value determination / Todorovic D., Trumic M., Andric L., Milosevic V., Trumic M. // Physicochem. Probl. Miner. Process. - 2017, №53(1), pp. 321–332.
21. Berry T. F., Bruce R. W. A simple method of determining the grindability of ores // Canadian Mining Journal (July) - 1966, p.41.
22. Horst W. E., Bassarear J. H. Use of simplified ore grindability technique to evaluate plant performance // Trans. SME/AIME 260 - 1976, p. 348.
23. Yap, R., Sepuvela, J., & Jauregui, R. (1982). Determination of the Bond Work Index Using an Ordinary Laboratory Batch Ball Mill. In Mular & Jergensen, Design and Installation of Comminution Circuits. New York. (pp 176-203).
24. Ahmadi R., Shahsavari Sh. Procedure for determination of ball Bond work index in the commercial operations // Minerals Engineering - 2009, Vol. 22, pp. 104–106.
25. Magdalinovich N. A. Procedure for Rapid Determination of the Bond Work Index // International J. Mineral Processing - 1989, Vol. 27, p. 125.
26. Kapur P. C. Analysis of the bond grindability test // Institution of Mining & Metallurgy - 1970, v.79, IV, No. 763, pp. 103-107.
27. Karra V.K., 1981, Simulation of Bond grindability tests, CIM Bull. 74, 195–199.
28. Smith, R., & Lee, K. (1968). A Comparison of Data from Bond Type Simulated Closed Circuit and Batch Type Grindability Tests. American Institute of Mining and Metallurgical Engineers (Vol. 241), 91-99.
29. Gharehgheshlagh Hojjat H. Kinetic grinding test approach to estimate the Ball mill Work index // Physicochemical Problems of Mineral Processing - 2016, 52(1), pp. 342-352.
30. JKTech SMI Technology transfer – Introducing the Bond Ball Lite Test (JKBBL). <https://jktech.com.au/sites/default/files/JKTech%20JK%20Bond%20Ball%20Mill%20Test%20-%20FINAL%20161117%20%28web%29.pdf> (дата обращения 03.12.2019).
31. Lewis K. A. Computer simulation of the Bond grindability test / Lewis K.A., Pearl M. and Tucker P. // Minerals Engineering – 1990, Vol. 3, No. ½, pp. 199-206.
32. MetSuite | Aminpro – Metallurgical Testing and Design - <http://aminpro.com/metsuite/> (дата обращения 13.01.2019).
33. Aksani B., Sonmez B. Technical note simulation of Bond grindability test by using cumulative based kinetic model // Minerals Engineering - 2000, Vol. 13, No. 6, pp. 673-677.
34. Armstrong, D. (1986). An Alternative Grindability Test. An Improvement of the Bond Procedure. International Journal of Mineral Processing (Vol. 16), 195-208.

**Рабочая программа дисциплины (модуля)
«Исследование минерального сырья на обогатимость»**

1. Структура дисциплины (модуля)

№ п/п	Наименование дисциплины (модуля)/наименование тем дисциплины (модуля)	Всего, час	в том числе				Форма контроля
			лекц.	практ.ч.	самост.	лаб. работы	
4	Модуль 3. Исследование минерального сырья на обогатимость	18	6	-	2	12	текущий
4.1.	Магнитные сепараторы для обогащения слабомагнитного минерального сырья	8	2	-	-	4	—
4.2.	Современные технологии флотационного обогащения минерального сырья	8	2	-	2	6	—
4.3.	Современное оборудование для флотационного обогащения минерального сырья	2	2	-	-	2	—

2. Матрица формирования профессиональных компетенций

№ п/п	Наименование тем дисциплины (модуля)	Кол-во часов	Профессиональные компетенции
1	Магнитные сепараторы для обогащения слабомагнитного минерального сырья	8	• способность выбирать и разрабатывать «зелёные технологии» обогащения и переработки твердых полезных ископаемых;
2	Современные технологии флотационного обогащения минерального сырья	8	• способность выбирать и разрабатывать «зелёные технологии» обогащения и переработки твердых полезных ископаемых;
3	Современное оборудование для флотационного обогащения минерального сырья	2	• способность выбирать и разрабатывать «зелёные технологии» обогащения и переработки твердых полезных ископаемых;

3. Содержание дисциплины (модуля)

Модуль 3.

**Исследование минерального сырья на обогатимость
(18 час.)**

Модуль включает 6 часов лекций и 12 часов лабораторных занятий.

Содержание модуля условно разделено на 2 части: флотационные методы исследования руд на обогатимость и магнитные методы исследования руд на обогатимость.

В раздел: флотационные методы исследования руд на обогатимость включено:

– лекции «Современные технологии флотационного обогащения минерального сырья», «Современное оборудование для флотационного обогащения минерального сырья»;

– лабораторные занятия «Исследование флотации полиметаллических руд различного генезиса», «Исследование флотации полиметаллических руд различного генезиса с применением современных флотореагентов».

В раздел и магнитные методы исследования руд на обогатимость включены:

– лекции «Современные технологии и оборудование для магнитного обогащения минерального сырья», «Магнитные сепараторы для обогащения слабомагнитного минерального сырья»;

– лабораторные занятия «Тест по обогащению окисленных железистых кварцитов на высокоградиентном сепараторе SLON».

Содержание лекций, мастер-классов, лабораторных и практических занятий.

Вероятность закрепления частицы на пузырьке. Кинетические модели процесса флотации. Скорость флотации. Назначение и классификация флотационных реагентов. Состояние реагентов в растворе. Методы оценки флотиремости минералов. Методология физико-химического моделирования действия реагентов при флотации минералов. Сущность и задачи физико-химического моделирования. Используемые уравнения и зависимости. Принципы физико-химического моделирования флотационных систем. Влияние pH и окислительно-восстановительного потенциала на состояние поверхностных соединений минералов. Классификация минералов по флотиремости. Флотационное обогащение минерального сырья различного генезиса. Обучение методике тестирования минерального сырья на обогатимость флотационными методами обогащения. Исследование обогатимости флотационными методами обогащения различных типов минерального сырья.

Введение. Краткая история развития теории и практики магнитного и электрического методов обогащения. Основные физические понятия Классификация минералов по их магнитным свойствам. Условия разделения минералов в магнитном поле Магнитные системы сепараторов. Классификация магнитных систем, применяемых в сепараторах для создания магнитного поля. Динамика движения руды и пульпы в сепараторах. Производительность сепараторов. Оборудование для магнитного обогащения Применение сверхпроводимых материалов при конструировании сепараторов, разработка новых конструкций сепараторов. Вспомогательные магнитные аппараты

4. Перечень занятий семинарского типа

№ темы	Наименование занятия семинарского типа	Вид занятия	Кол-во час.
1	Тест по обогащению окисленных железистых кварцитов на высокоградиентном сепараторе SLON	лабораторное занятие	6
2	Исследование флотации полиметаллических руд различного генезиса	лабораторное занятие	2
3	Исследование флотации полиметаллических руд различного генезиса с применением современных флотореагентов	лабораторное занятие	4

5. Учебно-методическое обеспечение дисциплины

Модуль 3. «Исследование минерального сырья на обогатимость»

1. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения [Электронный ресурс] : учеб. — Электрон. дан. — Москва: Горная книга, 2008. — 711 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/3269>. — Загл. с экрана
2. Александрова Т.Н. Флотационные методы обогащения. Методические указания к лабораторным работам. – Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», СПб, 2013;
3. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения: Учебник [Электронный ресурс] : учеб. — Электрон. дан. — Москва : Горная книга, 2016. — 595 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/74374>. — Загл. с экрана.
4. Александрова Т.Н., Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В. Обогащение полезных ископаемых. Учебник. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с.
5. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: Учебное пособие в 2 кн. Т.3. Книга 1. Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва : Горная книга, 2005. — 575 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/3267>. — Загл. с экр
6. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: Учебное пособие в 2 кн. Т.3. Книга 2. Pb, Pb-Cu, Zn, Pb-Zn, Pb-Cu-Zn, Cu-Ni, Co-, Bi-, Sb-, Hg- содержащие руды [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва : Горная книга, 2005. — 470 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/3268>. — Загл. с экрана.
7. Николаев А.А. Физико-химические методы исследований флотационных систем [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва : МИСИС, 2013. — 73 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/47432>. — Загл. с экрана
8. Сорокин М.М. Флотационные методы обогащения. Химические основы флотации [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва : МИСИС, 2011. — 411 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/2073>. — Загл. с экрана
9. Федотов К.В., Никольская Н.И. Проектирование обогатительных фабрик. Уч-к для ВУЗов, 2-е изд., М. 2014, 533 с. Федотов, К.В. Проектирование обогатительных фабрик [Электронный ресурс]: учеб. / К.В. Федотов, Н.И. Никольская. — Электрон. дан. — Москва: Горная книга, 2014. — 536 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/72717>.
10. Александрова Т.Н. Обогащение полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: Учебник/ Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В – Электрон. дан. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с.

**Рабочая программа дисциплины (модуля)
«Обработка данных и цифровизация в Горном деле»**

1. Структура дисциплины (модуля)

№ п/п	Наименование дисциплины (модуля)/наименование тем дисциплины (модуля)	Всего, час	в том числе				Форма контроля
			лекц.	практ. тич.	само ст.	лаб. работы	
5	Модуль 4. Обработка данных и цифровизация в Горном деле	8	4	2	–	2	текущий
5.1.	Обработка данных инженерного эксперимента	4	2	2	-	-	–
5.2.	Обзор компьютерных программ для моделирования процессов рудоподготовки и обогащения	2	2	-	-	-	–
5.3.	Определение гранулометрического состава методами лазерной дифракции	2	-	-	-	2	-
6	Итоговая аттестация	6	2	-	4	-	ИТОГОВЫЙ

2. Матрица формирования профессиональных компетенций

№ п/п	Наименование тем дисциплины (модуля)	Кол-во часов	Профессиональные компетенции
1	Обработка данных инженерного эксперимента	4	• способность спроектировать оптимальную технологическую схему и предсказать показатели работы обогатительной фабрики/разработанной технологии на основе анализа и интерпретации полученных данных;
2	Обзор компьютерных программ для моделирования процессов рудоподготовки и обогащения	2	• способность спроектировать оптимальную технологическую схему и предсказать показатели работы обогатительной фабрики/разработанной технологии на основе анализа и интерпретации полученных данных;
3	Определение гранулометрического состава методами лазерной дифракции	2	• способность спроектировать оптимальную технологическую схему и предсказать показатели работы обогатительной фабрики/разработанной технологии на основе анализа и интерпретации полученных данных;

3. Содержание дисциплины (модуля)

Модуль 4.

Обработка данных и цифровизация в Горном деле (8 часов)

Модуль включает 4 часа лекций, 2 часа лабораторных и 2 часа практических занятий.

– лекции «Обзор компьютерных программ для моделирования процессов рудоподготовки и обогащения», «Обработка данных инженерного эксперимента»;

– практическое занятие «Оценка экспериментальных результатов методами математической статистики».

- лабораторные занятия «Определение гранулометрического состава методами лазерной дифракции»

Содержание лекций, мастер-классов, лабораторных и практических занятий.

Оценка экспериментальных результатов методами математической статистики. Оценка величины погрешностей измерений. Исключение промахов и оценка величины случайной погрешности. Определение систематической погрешности. Примерный расчет величины погрешностей измерений. Параметрические критерии. Критерий Стьюдента. Сравнение с эталонным значением. Примерный расчет величины критерия Стьюдента для доказательства принятой нулевой гипотезы с использованием эталонного значения. Критерий Стьюдента. Сравнение сопряженных пар. критерий Фишера для сравнения дисперсий двух выборок. Критерий Бартлета для сравнения дисперсий нескольких выборок. Критерий Кохрена для определения значимости максимальной дисперсии. Критерий Пирсона. Критерий Вилкоксона. Критерий Ван-дер-Вардена (х-критерий). Критерий Колмогорова – Смирнова. Критерий Вилкоксона для сопряженных пар. Регрессионный анализ и определение коэффициента корреляции. Оценка аппроксимации. Обработка материала при парной зависимости. Дисперсионный анализ. Многофакторный дисперсионный анализ. Планирование экспериментов в виде латинских и греко-латинских квадратов.

4. Перечень занятий семинарского типа

№ темы	Наименование занятия семинарского типа	Вид занятия	Кол-во час.
1	Определение гранулометрического состава методами лазерной дифракции	лабораторное занятие	2
2	Оценка экспериментальных результатов методами математической статистики	практическое занятие	2

5. Учебно-методическое обеспечение дисциплины

Модуль 4. «Обработка данных и цифровизация в Горном деле»

1. Александрова Т.Н. Обогащение полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник/ Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В – Электрон. дан. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с.

2. Андреев Е.Е., Тихонов О.Н. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: учебник. - СПб.: [Б. и.], 2007. - 439 с.

3. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения: Учебник [Электронный ресурс]: учеб. — Электрон. дан. — Москва: Горная книга, 2016. — 595 с.

4. Верхотуров М.В. Гравитационные методы обогащения [Электронный ресурс]: учебник для вузов - М.: МАКС Пресс, 2006. – 352 с.

5. Кармазин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых [Электронный ресурс]: учеб. / В.В. Кармазин, В.И. Кармазин. — Электрон. дан. — Москва: Горная книга, 2005. — 669 с..

6. Кармазин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых. Т. 1. Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. - М. : Горная книга, 2017. – 672 с., и пред. издания 2012, 2005.

7. Кравец Б.Н. Специальные и комбинированные методы обогащения : Учеб. Для вузов. – М. : Недра, 1986. – 304 с.

Приложение 2
к образовательной программе –
«Международная специальная краткосрочная
Программа под эгидой Международного центра ЮНЕСКО
«Горное дело 4.0: обогащение полезных ископаемых»

Учебно-методические материалы (в том числе конспекты лекций)

ЛЕКЦИОННЫЕ МАТЕРИАЛЫ

ВВЕДЕНИЕ

История развития обогащения полезных ископаемых тесно связана с общей историей человечества и, по сути, является её неотъемлемой частью. Так, археологи считают, что металлические украшения использовали в первобытной общине уже в 12 тысячелетии до н. э. А египтологи установили, что иероглифом, обозначающим золото, было изображение куска ткани, с которого стекала вода. Вероятно, древние египтяне знали, как обогащать золото промывкой.

В результате изучения дисциплины студент приобретает знания о взаимосвязи развития обогащения полезных ископаемых с развитием науки, техники и культуры; об основных этапах развития обогащения полезных ископаемых; о возникновении и развитии методов обогащения полезных ископаемых; об основных исторических фактах в горном деле, датах, событиях и именах деятелей в области обогащения полезных ископаемых.

Полезные ископаемые – природные минеральные образования земной коры, химический состав и физические свойства которых позволяют эффективно использовать их в сфере материального производства. *Месторождение* полезного ископаемого – скопление минерального вещества в недрах или на поверхности Земли, по количеству, качеству и условиям залегания пригодного для промышленного использования. (При больших площадях распространения месторождения образуют районы, провинции и бассейны). Различают твердые, жидкие и газообразные полезные ископаемые.

Твердые полезные ископаемые (руды), в свою очередь, подразделяются на горючие (торф, сланец, уголь) и негорючие, которые бывают: агрономические (апатитовые и фосфоритовые и др.), неметаллические (кварцевые, баритовые и др.) и металлические (руды черных и цветных металлов). Эффективность использования того или иного полезного ископаемого зависит, прежде всего, от содержания в нем ценного компонента и наличия вредных примесей. Непосредственная металлургическая или химическая переработка полезного ископаемого целесообразна (технически и экономически выгодна) только в том случае, если содержание в нем полезного компонента не ниже некоторого предела, определяемого уровнем развития техники и технологии (и потребности в данном сырье) в настоящее время. В большинстве случаев непосредственное использование добытой горной массы или её переработка (металлургическая, химическая и др.) экономически нецелесообразны, а иногда и технически невозможны, т. к. годные к непосредственной переработке полезные ископаемые в природе встречаются редко в большинстве случаев их подвергают специальной обработке – обогащению.

Обогащение полезных ископаемых – совокупность процессов механической переработки минерального сырья с целью извлечения полезных (ценных) компонентов и удаления пустой породы и вредных примесей. В результате обогащения из руды получают концентрат (концентраты) и хвосты.

Концентрат – это продукт, куда выделяется (концентрируется) большая часть полезных минералов (и незначительное количество минералов пустой породы). Качество концентрата в основном характеризуется содержанием ценного компонента (оно всегда выше, чем в руде, концентрат богаче по ценному компоненту отсюда и название – обогащение), а также содержанием полезных и вредных примесей, влажностью и гранулометрической характеристикой.

Хвосты – продукт, в который выделится большая часть минералов пустой породы, вредных примесей и незначительное количество полезного компонента (содержание ценного компонентов в хвостах ниже, чем в концентратах и руде).

Кроме концентрата и хвостов возможно получение *промпродуктов*, т. е. продуктов, характеризующихся более низким по сравнению с концентратами и более высоким по сравнению с хвостами содержанием полезных компонентов.

Полезными (ценными) компонентами называются химические элементы или природные соединения, для получения которого добывается и перерабатывается данное полезное ископаемое. Как правило, ценный компонент в руде находится в виде минерала (самородных элементов в природе мало: медь, золото, серебро, платина, сера, графит).

Полезными примесями называют химические элементы или природные соединения, которые входят в состав полезного ископаемого в небольших количествах и улучшают качество готовой продукции (либо выделяются в ходе дальнейшей переработки). Например, полезными примесями в железных рудах являются такие легирующие добавки как хром, вольфрам, ванадий, марганец и др.

Вредными примесями называют отдельные элементы и природные химические соединения, содержащиеся в полезных ископаемых в небольших количествах и оказывающие отрицательное влияние на качество готовой продукции. Например, в железных рудах вредными примесями являются сера, мышьяк, фосфор, в коксующихся углях – сера, фосфор, в энергетических углях – сера и т. д.

Обогащение полезных ископаемых позволяет повысить *экономическую эффективность их дальнейшей переработки*, также, в некоторых случаях, без стадии обогащения дальнейшая переработка становится вообще невозможной. Например, медные руды (содержащие, как правило, весьма мало меди) нельзя непосредственно переплавить в металлическую медь, так как медь при плавке переходит в шлак.

Полезные ископаемые на обогатительных фабриках проходят целый ряд последовательных операций, в результате которых полезные компоненты отделяются от примесей. Процессы обогащения полезных ископаемых по своему назначению делятся на подготовительные, вспомогательные и основные.

К *подготовительным* относят процессы дробления, измельчения, грохочения и классификации. Их задача – разредить полезный минерал и пустую породу («раскрыть» сrostки) и создать нужную гранулометрическую характеристику перерабатываемого сырья.

Задача *основных* процессов обогащения – разделить полезный минерал и пустую породу. Для разделения минералов используются различия в физических свойствах разделяемых минералов (табл. В.1).

Кроме перечисленных есть и другие методы обогащения. Также, иногда к обогатительным относят процессы окускования (увеличения крупности материалов).

К *вспомогательным* относят обезвоживание, пылеулавливание, очистку сточных вод, опробование, контроль и автоматизацию. Задача этих процессов – обеспечить оптимальное протекание основных процессов, довести продукты разделения до необходимых кондиций.

Таблица В.1
Классификация методов обогащения

Наименование метода обогащения	Физические свойства, используемые для разделения	Основные виды полезных ископаемых, обогащаемые данным методом
Гравитационный метод обогащения	Плотность (с учетом крупности и формы)	Угли (+1 мм), сланцы...
Флотационный метод обогащения	Смачиваемость поверхности	Руды цветных металлов, апатитовые,
Магнитный метод обогащения	Удельная магнитная восприимчивость	Железные руды...
Электрический метод обогащения	Электрические свойства (электропроводность, трибозаряд, диэлектрическая проницаемость)	
Специальные методы обогащения	Цвет, блеск, форме, естественная или наведенная радиоактивность...	
Комбинированные методы обогащения	В схему помимо традиционных процессов обогащения (не затрагивающих химического состава сырья) включены пиро- или гидрометаллургические операции, изменяющие химический состав сырья.	

ЛЕКЦИЯ №1 «КРАТКАЯ ИСТОРИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ»

1.1 Развитие Горного Дела

В настоящее время известно, что примерно миллион лет тому назад в разных областях Европы, Азии и Африки в результате изменения природных условий и связанной с этим нехваткой пищи человекоподобные обезьяны спустились с деревьев и стали наземными животными. Это был первый и решающий шаг на пути перехода от обезьяны к человеку.

Сначала наш древний предок просто собирал пищу, пользовался готовыми дарами природы. Постоянная борьба с самыми разнообразными врагами заставляла его использовать для самозащиты камни и палки.

Постепенно от случайного подбирания любых камней, перешел к выбору наиболее подходящего по массе, форме, прочности. Затем обезьяночеловек начал обрабатывать, переделывать, камни и палки, придавая им удобную форму. Он стал уже пользоваться не только природными, но и созданными его руками орудиями труда. Этот переход к сознательному добыванию и обработке каменных орудий и есть зарождение каменных орудий горного дела.

Материалом для изготовления простейших орудий служил камень, который древнейший человек брал на земле.

Первые орудия древнейших людей (питекантропов) – эолиты трудно отличить от обычных камней. Стремясь обладать орудием с режущими краями или с острым концом, древнейший человек находил подходящий камень, а затем другим камнем его раскалывал.

С самого начала изготовления каменных орудий в качестве сырья использовался кремнь. В тех местах, где отсутствовали залежи кремня, вместо него употреблялись другие породы: яшма, роговик, халцедон, гранитный валун и в ряде случаев известняковые породы.

В кремне сочетается ряд качеств, которые и использовал человек при производстве орудий: большая твердость, раскалывается на тонкие пластины с режущими краями, широкая распространенность в природе.

Позднее, человек вместо эолитов стал изготавливать орудия труда, которым сознательно придавалась определённая форма. Эти орудия, получившие название ручных рубил (ударников), представляют собой кремневые желваки различной величины поверхность которых с обеих сторон тщательно оббита сколами. (рис 1.1). Рубила имели острые и волнистые края, пригодные для измельчения пищи, соскабливания шкур, снятия кожуры и т. д.

Большая потребность в камне приводит к необходимости вначале его собирать отбирать, и откалывать, а затем и к добыче из недр земли, т. е. к зарождению горного дела. Для добычи наиболее подходящего камня первобытный человек проходил как вертикальные, так и горизонтальные выработки (рыл ямы). Горные работы в это время велись при помощи оленьих рогов и палок.



Рисунок 1.1 - Виды ручных рубил

Позднее, в каменном веке, за 10–6 тыс. до н. э. горные работы по добыче камня, созданию пещер для жилья, резервуаров для хранения запасов воды и изготовление каменных орудий приобретают черты ремесла (ямное горное дело). Оно требовало определенных навыков. В первобытной родовой общине постепенно выделилась группа «горняков», которые владели необходимыми навыками и приемам, передавали их из поколения в поколение и обеспечивали каменными орудиями всю общину – и охотников и земледельцев.

По-видимому, не мало примеров «случайного» плавления малахита и других медных руд в костре наблюдал древний человек, прежде чем оценил ковкость вытасченного из золы слитка меди.

Металлы появились у человека не вдруг, не в результате какого-то революционного скачка в развитии общества – они постепенно входили в его жизнь в течение некоторого периода между каменным веком и веком металлов.

Нельзя точно установить, когда люди начали добывать и обрабатывать металл. Можно лишь предполагать, какие из них первыми нашли практическое применение. Очевидно, это были металлы, которые встречаются в природе в чистом виде – в самородках или в виде лигатурного металла: медь, золото и железо.

Считают, что скорее всего, золото было первым металлом, который люди начали использовать. Правда, из него нельзя было сделать орудия труда, но знакомство и обращение с золотом принесло людям опыт, который пригодился им в дальнейшем при обработке других металлов.



Рисунок 1.2 - Выплавка металлов

По археологическим данным, наиболее древние следы выплавки меди обнаружены на территории Таиланда, Ирана и относятся к V тысячелетию до н. э. В древнем Египте медный век наступил несколько позднее (4–5 тыс. до н. э.). Однако древние металлурги быстро убедились, что для изготовления режущих и колющих инструментов медь – слишком мягкий металл.

На смену медного пришел бронзовый век. Плавление смеси медной и оловянной руд на древесном угле при сравнительно низкой температуре (700–900 °C) позволяло получить гораздо более твердый сплав – бронзу. Бронзовый век на территории Ирана и Турции наступил за 4 тыс. лет до н. э., в Китае за 2 тыс. лет до н. э., а в Перу – в VI–X веках нашей эры. При переходе на бронзу орудия труда стали менее громоздкими, более долговечными и весьма разнообразными. Наряду с бронзовыми топорами, кувалдами, кирками и молотами, появлялись клинья и пилы. Освоение бронзы стимулировало развитие горно-металлургического ремесла.

Гумешевский рудник – один из самых крупных в эпоху бронзы и раннего железного века медных рудников Урала. Расположен в пределах г. Полевское Свердловской области, вблизи истоков реки Чусовая. С середины 2-го тыс. до н. э. разрабатывалась мощная зона окисления медных руд (до 30 – 35 м); работы продолжались с перерывами до современной эпохи. Древнейшие горные выработки, вероятно, не углублялись более чем на 30 м. В заваленных штольнях обнаружены останки погибших рудокопов, медные и деревянные горные орудия (кайлы, лопаты и пр.), сумки для переноски руды и рукавицы из кожи и т. п. Для поддержания выработок применяли деревянную крепь. В 1-м тыс. до н. э. руду плавил неподалеку от рудника, на г. Думная, где сохранились остатки печей и отвалы шлаков. Металл, выплавленный из гумешевских руд, имел распространение в основном в лесном Зауралье. Гумешевский рудник знаменит также поделочным малахитом. Торговля малахитом осуществлялась еще во 2-й половине 2-го тыс. до н. э. (в поселении этого времени на Дону найден кусок малахита из Гумешевского рудника) [9].

Разобщенность месторождений медных и оловянных руд, расположенных нередко в сотнях километров друг от друга, требовала развития торговых путей. Торговые обмены способствовали появлению морали как свода правил и запретов. Торговые конфликты нередко перерастали в войны. Возникали потребности в металле для изготовления оружия. Целью военных походов было завоевание новых земель с богатыми месторождениями золота, серебра, драгоценных кристаллов, медных и оловянных руд. Однако победа в войне означала не только овладение богатым месторождением, присвоение оружия, инструментов и изделий побежденного племени. Победа означала захват пленных и превращение их в рабов. Для выполнения самых тяжелых и опасных горных работ использовался дешевый, хотя и малопродуктивный рабский труд. Необходимо было заставить рабов трудиться, держать их в повиновении. Эти функции выполняли органы принуждения рабовладельческого государства, пришедшие на смену первобытнообщинному укладу.

Переход от первобытнообщинного к рабовладельческому строю раньше всего произошел в странах Древнего Востока. Рабовладельческий способ производства господствовал в Месопотамии, в Египте, Индии и Китае с конца IV и до I тысячелетия до н. э.; в Закавказье (государство Урарту) в I тысячелетии до н. э. В Греции рабовладельческий способ производства достиг своего расцвета в V–IV в. в. до н. э. Наивысшего развития рабовладельческий строй получил в Риме в период со II в. до н. э. по II в. н. э.

Этот период развития человеческого общества характеризуется обширным строительством. Что требовало большого количества материалов и, прежде всего, камня, добывавшегося в специальных каменоломнях. Это вызвало необходимость усовершенствования орудий и изменения методов добычи полезных ископаемых.



Рисунок 1.3 - Клоака Максима. Древнейшее сооружение Рима



Рисунок 1.4 - Катакомбы - первые выработки

Камни относительно мягкие (например, известняк) добывали при помощи каменных, медных, бронзовых, а затем и железных орудий, которыми производили глубокие горизонтальные и вертикальные врубы. Для добычи более твердых пород металлическим орудием делали врубы, куда вбивали сухие деревянные клинья. Эти клинья затем некоторое время размачивали водой; набухая, они рвали крепкий камень.

Характерной особенностью горного дела при рабовладельческом строе является широкий переход к добыче руд меди и олова. Это потребовало создания и новых методов

подземной разработки месторождений. Новым способом, применявшимся вплоть до XVII в., является так называемый огневой способ добычи руды. Еще в древности человек заметил, что камень, нагретый у костра и затем обливаемый холодной водой, трескался, что облегчало его дальнейшую обработку. Этот принцип и был положен впоследствии в основу подземной добычи медных руд, когда люди встретились с необходимостью разрушения очень твердых пород. При огневом способе добычи руды в забое раскладывался костер, который нагревал породу. Затем пласт обливали водой. Он растрескивался, и, таким образом, значительно облегчалась добыча полезных ископаемых. Свойство отдельных минералов растрескиваться при быстром нагревании или охлаждении вследствие появления больших внутренних напряжений (явление декрипитации) используется при обогащении полезных ископаемых и в настоящее время. Барит, флюорит, сподумен при нагревании разрушаются и превращаются в порошок, а сопровождающий эти минералы кварц, при нагревании остаётся целым. При последующей классификации по крупности нагретой и затем охлажденной руды сподумен, например, концентрируется в тонкой фракции, а кварц – в крупной.

Новый этап в развитии горной техники был связан с добычей железной руды, выплавкой железа, а затем и производством орудий труда, оружия и других предметов.

Для горного дела рабовладельческого общества характерно появление примитивных поисковых работ, производившихся в первую очередь для отыскания воды. Большое самостоятельное значение приобрела проходка горизонтальных горных выработок, связанных со строительством водоотливных штолен, по которым подавалась вода в города и крупные крепости. Переход к разработке более глубоких горизонтов потребовал новых средств для откачки воды. Для решения этой задачи стали широко применять простейшие водотливные механизмы: архимедов винт, водочерпальные колёса.

В этот период получает развитие и обогащение полезных ископаемых. Помимо совершенствования приёмов дробления и измельчения используются специальные и гравитационные методы обогащения при извлечении тяжёлой минеральной составляющей из руд. На исходе первого столетия нашей эры нашёл применение процесс амальгамации.

Значительное развитие в рабовладельческом обществе получило общественное разделение труда, выразившееся в специализации сельскохозяйственного и ремесленного производства, что создавало условия для повышения производительности труда.

Специализация работника только на одном виде ремесла создала условия для появления целого ряда изобретений, невозможных в предшествующий период. Среди них особенное хозяйственное значение имели плуг, мельницы, прессы для винограда и маслин, грузоподъемные механизмы, способы термической обработки железа, применение пайки, штамповки и травления металла, изготовление кислого хлеба. К этой эпохе относятся первые попытки замены человека в тех случаях, когда он функционировал только в качестве движущей силы, силами животных, воды и ветра.

Крупнейшим достижением человечества, вызвавшим бурный рост производительных сил, являлось получение и применение железа. Железо окончательно вытеснило каменные орудия, чего не могли сделать ни медь, ни бронза.

1.2 Выплавка железа – крупнейшее достижение человечества

Несколько тысячелетий люди называли железо звездным металлом, ибо источником его были найденные железо-никелевые метеориты, изредка падающие на Землю. В Египте для обозначения иероглифов, означающих железо, использовалась ярко-синяя краска, а кузнецов, работавших по железу в Египте эпохи Древнего Царства, считали чем-то вроде колдунов, ибо работали они с даром богов, пославших с неба людям столь драгоценные дары. При исследованиях ранних изделий из метеоритного железа установлено, что их изготавливали чаще всего методом холоднойковки, т. е. железо ковали холодным, заставляя принимать нужную форму. Эта технология обработки была возможна из-за особенностей метеоритов. Не зря их называют железо-никелевыми.

До настоящего времени еще не удалось установить, где и как впервые начали добывать железо в больших количествах, выражаясь современным языком, в "промышленных масштабах".

Самое древнее железное изделие, найденное в Египте, относится к IV тысячелетию до н. э., оно представляет собой ожерелье из кованных полосок метеоритного железа [3]. Метеоритный металл легко отличить от железа земного происхождения, т. к. он содержит никель (в среднем 8–10 % по массе).

Первые письменные сведения по обработке и добыче железных руд связаны с Анатолией и восходят к середине 3-го тыс. до н. э. Начинается производство серий железных орудий (народ халиб в Малой Азии)

В Китае железо было известно с 2357 г. до н. э., в Европе железный век начался за 1000 лет до н. э.

В отличие от меди и олова железо в древности добывалось повсюду из озерных, болотистых, луговых и других руд, которые в настоящее время уже не имеют большого практического значения.

Одним из величайших изобретений человечества был сыродутный процесс получения железа. При этом процессе восстановление железа из руды достигается при температуре 900°C .



Рисунок 1.5 - Сыродутный процесс выплавки железа

Для получения железа сыродутным способом руда дробилась и затем обжигалась на открытом огне; после этого в ямах или небольших глиняных печах производилось восстановление металла. Для восстановления металла в горн добавлялся древесный уголь и нагнетался воздух. В результате процесса на дне глиняной печи образовывалось так называемая крица – комок пористого тестообразного и сильно загрязненного железа массой от 1 до 8 кг.

Полученное кричное железо отличалось мягкостью, поэтому ее необходимо было подвергать многократной горячей проковке, свариванию, закалке. Под ударом она освобождалась от шлака, и превращалась в "свиное железо" ("чушку").

Способ получения сварного железа, а также методы поверхностной закалки, по-видимому, были впервые применены в 1700 г. до н. э., в небольшом местечке Шохдок – Карадаг (Армения), расположенном к северо-востоку от горы Арарат [1]. Здесь имелись богатые залежи гематитовых руд, а также запасы топлива в виде обширных лесных массивов.

Жители этого района начали выплавлять железо, основываясь на опыте разработки и плавки медных руд. Первое время железо ценилось очень дорого. Один из ассирийских царей, живших три тысячелетия назад, славился своими железными сокровищами, которые были для него дороже золота. Ахилл, герой древнегреческого мифа, убил своего противника, чтобы завладеть его железными доспехами.

Если во II тысячелетии до н. э. железо было в 15 – 20 раз дороже меди, то позднее, цена на него упала, однако, оно по-прежнему оставалось настолько дорогим, что крицы (чушки необработанного железа особой формы) хранились в царский сокровищницах. Такой клад – 160 т железа был найден во дворце царя Саргона I I (722 – 705 до н. э.) при раскопках вблизи его столицы Ниневии [3]

Железо очень быстро проникло во все области производства, быта и военного дела, так как улучшение способов выплавки сделало его дешевым металлом. Оно произвело переворот во всех областях производства и, в первую очередь, в горном деле.

Наряду с ростом объема продукции горняков, значительное развитие получили приемы и способы горных работ, возросли глубина и размеры горных выработок. Не только многочисленные находки металлических орудий горных работ, но и сами горные выработки, хорошо сохранившиеся во многих странах, дают представление о горной технологии тех времен.

Так, в Абхазии, в 80 км от Сухуми, на склоне горы на высоте 2200–2300 м находится устье штольни древнего Башкапсарского рудника. Здесь более 4 тыс. лет назад добывали медную руду с содержанием халькопирита, блеск которого дал название руднику: баш – монета, капсар – россыпь. Длина штольни – около 10 метров, высота 2,5 м. Расширяясь, штольня переходит в очистную камеру длиной до 50 м при ширине 20–30 м.

Давая оценку опыта древнего горного дела, отмечают, что многие принципиально важные элементы современной технологии подземной разработки месторождений полезных ископаемых заимствованы у предшествующих поколений: распорная крепь, оставление рудных целиков, устойчивая сводчатая форма кровли выработок, лестничный подъем, вентиляционные двери, закладка выработанного пространства и многие другие.

1.3. Добыча благородных металлов и драгоценных камней

Археологами доказано, что золото использовали в качестве украшений уже в 12 тысячелетии до н. э. Самым первым металлом, на котором человек остановил взгляд, было золото: "...металлическая масса, бросающаяся в глаза благодаря своей желтой окраске, должна была привлечь внимание самого нецивилизованного человека, в то время как другие вещества, также попадающиеся ему на пути, ничем не могли возбудить его едва проснувшейся способности наблюдения".

Первыми открывателями месторождений золота были скотоводы. Перегоняя в летнюю жару по руслам высохших рек и ручьев стада, скотоводы-кочевники находили самородки золота. Они же первыми обратили внимание на окрашенные выходы «железной шляпы», в которых встретили самородки и крупинки золота коренных месторождений.

По мнению других [6], вряд ли стоит категорично утверждать, что золото стало первым металлом, с которым познакомился человек, так как в самородном состоянии могут встречаться также медь, платина, серебро, ртуть. Кроме того, на поверхности Земли древний человек мог обнаружить железо метеоритного происхождения.

Так в Египте медь стала известна раньше золота, в других областях Африки люди первыми обнаружили и использовали медь и железо. Такое предположение имеет право на существование из-за того, что в этих регионах золото первоначально называли "красной медью" и "желтым железом".

Египтологи установили, что иероглифом, обозначающим золото, было изображение куска ткани, с которого стекала вода. Поэтому, вероятно, древние египтяне знали, как добывать золото промывкой песков.

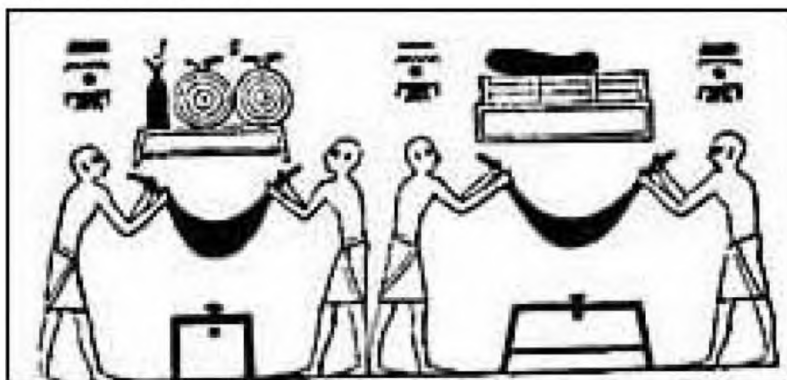


Рисунок 1.6 - Обогащение золота путем промывки. Древнеегипетская настенная живопись

В связи с великими переселениями народов сведения о прежних разработках золота во многих районах мира были забыты. К древнейшим золоторудным районам мира, где производилась разработка коренных месторождений, относятся многие районы. О возрасте этих разработок можно судить лишь косвенно – по памятникам материальной культуры и, прежде всего, по древним горным выработкам, найденным в них орудиям труда.

Археологические и литературные данные свидетельствуют о том, что раньше всего золото стали добывать в Африке. Еще в V тысячелетии до н. э. его стали ввозить в Древний Египет из Нубии (на древнеегипетском языке слово "нуб" обозначает золото). В глубокой древности начались разработки россыпных месторождений на территории Западной Африки в истоках реки Сенегал.

Россыпное золото, вероятнее всего, добывалось в Восточной пустыне, захватывающей часть территории современного Египта и Северного Судана. В наше время в этой пустыне обнаружены следы древних разработок аллювиальных россыпей. Вода в пустыне – редкость и, следовательно, производить промывку песков на месте древние египтяне не могли. Решением этой проблемы могла быть перевозка золотоносных песков на ослах к ближайшим источникам воды. Одним из таких источников был Нил, находившийся от места разработок на расстоянии 100 – 160 км.

В Восточной пустыне обнаружены также и остатки древних рудников, разрабатывавших кварцевые золотоносные жилы до глубины 100 м.

Считается, что основная часть золота (как россыпного, так и рудного) добывалась в гористой местности между Нилом и Красным морем, которая простиралась приблизительно на 800 км. Даже по современным масштабам эта золотоносная область достаточно обширна. Извлечение золота проводили ручной промывкой песков в лотках и чашах из тыкв

В надписи Рамсеса II (1317–1251 годы до нашей эры) в Лухсоре упоминается 21 золотоносный район. Древнейшие рудники в Восточной пустыне и Нубии представляли собой следовавшие за жилами галереи, достигавшие в ширину 6 м и спускавшиеся на глубину иногда до 36 м. В золотых рудниках применялось деревянное крепление, остатки которого сохранились до наших дней. Близ золотых рудников строились поселки постоянного типа, например в Вади Аллаки из 300 жилищ.

О несколько более позднее время в Египте сохранились письменные источники о разработке месторождений золота в виде надписей на стенах, каменных плитах и папирусе. В них упоминаются либо бог, либо фараон, либо сановник, что позволяет датировать надписи достаточно точно. Так, одна надпись времен Рамсеса II показывает, насколько большое значение для организации поисково-разведочных работ и разработки золоторудных месторождений имело наличие воды. Фараону сообщили: “Есть много золота в стране Икит, хотя дороги весьма безводны, и проходят туда немногие из золотопромывателей – только половина из них достигает до нея, ибо умирают они от жажды на дороге вместе с их ослами...”. Возник вопрос о прорытии на дороге колодца. Вельможи сообщили фараону, что страна Икит (в Нубии) “в состоянии отсутствия воды со времен богов”, тем не менее Рамсес II дал указание “высверлить” колодец. Далее в надписи передается текст письма наместника фараона из Нубии: “Случилось чудо... был найден колодец посреди долины, 10 локтей с каждой стороны, наполненный водой до краев его...”.

Большой интерес представляет египетская “Карта золотых рудников”, имеющая возраст порядка 3300 лет и являющаяся наиболее древней из известных в мире карт золоторудных месторождений (а также карт рудных месторождений вообще). Геологам нашего времени эта карта практически была неизвестна, так как она публиковалась в археологических и исторических трудах.

Карта изготовлена на папирусе, имеющем естественный коричневый цвет, на ней показаны четыре дороги, здания поселка золотоискателей, святилища Амона, горы. Горы окрашены в различные цвета. Цвет, выражаясь современным языком, зависит от степени геологической изученности. Одни отработаны, другие находятся в эксплуатации, а третьи – разведаны и ждут своей очереди.

По времени “издания” карта золоторудного месторождения относится, видимо, к царствованию фараона Сети I (1337–1317 годы до нашей эры), или его сына Рамсеса II

(1317–1251 годы до нашей эры). Глядя на “внушительные” размеры здания святилища Амона, можно предположить, что поселок золотоискателей и его население были значительными, а время эксплуатации месторождения продолжительным, охватывающим период царствования обоих фараонов.

Африканский континент в древности среди других золотодобывающих районов мира занимал особое место, так как располагал собственной сырьевой базой золота, и поэтому там была создана самая крупная в древнем мире золотодобывающая промышленность.

То, что африканский континент сумел создать крупную для своего времени золотодобывающую промышленность, способствовало огромное число (сотни тысяч) рабов, эксплуатация которых позволяла выполнять большие объемы горных работ с малыми затратами [6].

Данные о добыче золота в Африке приведены в табл. 1.1, а оценка мировой добычи в табл. 1.2.

Таблица 1.1

Добыча золота (тонны) в древней Африке

Страна	Каменный и медный века (4200–2100 годы до н. э.)	Бронзовый век (2100–1200 годы до н. э.)	Железный век (1200–50 годы до н. э.)	Римское Владычество (50–500 годы н.э.)	Всего
Египет	700	570	410	30	1710
Нубия	20	1020	510	50	1600
Эфиопия	10	50	50	110	220
Западная Африка	-	20	100	110	230
Южная Африка	-	50	340	10	400
Прочие	-	10	5	10	25
Итого:	730	1720	1415	320	4185

Примерно в 2800 г. до н. э. в Египте появились в обращении «стандартные золотые кольца весом 7,5 и 15 г.», они использовались как средство обмена, и мерило стоимости (деньги). Это было начало «секуляризации золота», оно перестало восприниматься как символ божественного начала и могущества, оно лишилось своего благородного и идеализированного назначения и стало мерилем успеха хозяйственного мышления.

О добыче золота в древних Индии и Китае имеется мало сведений, известно, вместе с тем, что золото в этих регионах использовалось за 2500 – 3000 лет до н. э.

Высока вероятность того, что золото было первым металлом, осознанно использованным людьми в Южной Америке, Мексике, Иране, Месопотамии и Китае.

Таблица 1.2

Распределение мировой добычи золота (тонны) в древности по частям света.

Период	Европа	Азия	Африка	Всего
Каменный и медный века (4500 – 2100 годы до н. э.)	50	140	730	920
Бронзовый век (2100–1200 годы до н. э.)	400	525	1720	2645
Железный век (1200 – 50 годы до н. э.)	1810	895	1415	4120
Господство Рима (50 год до н. э. – 500 год н. э.)	1710	542	320	2572
Итого:	3970	2102	4185	10257

Изделия из золота, относящиеся к IV тысячелетию до н. э., найдены не только в районе Нила, но и Южной Месопотамии, в долине Инда; 4500 лет назад золото добывалось в Малой и Средней Азии.

Источниками получения золота для древних греков служили рудники Кассандры и Панагеи во Фракии, на территории современной Болгарии. Во времена Филиппа Македонского, завоевавшего Фракию в 350 году до н. э., добывалось до 3,5 т золота в год. В дальнейшем золотые рудники перешли к римлянам. Во Фракии разрабатывались также и россыпные месторождения, в частности на реках Стримоне и Хербусе.

Золото было хорошо известно скифам. При раскопках курганов обнаружены золотые изделия (чаще всего изображения зверей), которые свидетельствуют о высоком мастерстве греческих и скифских мастеров. Возможно, что скифское золото получено из россыпных месторождений, существовавших в некоторых районах Украины, в частности в районе современного Донбасса. Золото могло попадать к скифам с Урала и Алтая, где в погребениях также находят многочисленные золотые украшения.

К началу новой эры все основные из известных в то время золотоносных районов оказались в руках Рима. Римляне, так же, как египтяне, вели в своих владениях поиски золота, сконцентрировали огромное число рабов и поэтому смогли организовать горные работы в больших масштабах. Наибольший размах добыча золота в это время получила на Пиренейском полуострове, на территории современных Испании и Португалии.

Подсчитано, что в районах Астурии и северной Португалии было переработано около 500 млн т руды при среднем содержании золота 3 г/т – это дало 1500 т металла. Золотой запас Римской империи во времена Юлия Цезаря составлял 1 – 1,5 тыс. т.

Восточная Римская империя, пришедшая на смену Западной, уже не была крупным рабовладельческим государством и не располагала территориями, где можно было бы добывать золото в существенных количествах.

Снижение уровня добычи, ставшее особенно ощутимым после падения Римской империи, привело к расцвету алхимии – поиска возможности синтеза золота химическими способами.

С V века н. э. началась эпоха средневековья, при которой золота добывалось настолько мало, что в течение четырех веков золотые монеты в Европе практически не чеканились.

Золотодобывающая промышленность в Европе начала заново складываться в X–XI веках в Силезии. Предполагается, что силезские месторождения разрабатывались еще кельтами, но в дальнейшем были заброшены.

Постепенно разработки золота продвигались к Карпатам, где также в древние времена велись горные работы в довольно больших масштабах. В средние века, как правило, возобновлялись работы на заброшенных римских рудниках. Кроме Силезии добыча золота проводилась в Саксонии, Тюрингии, на территории современной Чехии, в Молдавии, по рекам Дунаю, Тиссе. Здесь разрабатывались в первую очередь россыпные месторождения.

Инициатива возобновления разработок золота в Европе принадлежала немецким горнякам. Поэтому в процессе развития золотодобывающей промышленности происходила колонизация (онемечивание) ряда земель.

Масштабы добычи золота в целом, если их сравнить с работами древних, были незначительны. Техника также мало отличалась от той, которая применялась в древности, поэтому и значение разработок золота в Европе было в то время невелико. Однако заслуги европейских горняков не могут измеряться только размерами добычи. Именно здесь был обобщён опыт горных работ, здесь было создано горное право, которое стало в дальнейшем основой горного законодательства.

Крупнейшим районом развития металлургии и золотодобычи было Закавказье. Длина древней подземной выработки на Зодском золоторудном месторождении в Армении достигала 150 м. Найденные здесь памятники материальной культуры позволили определить время начала эксплуатации месторождения (предположительно) с III тысячелетия до нашей эры.

На территории Испании, в III–II веках до н. э., получило развитие добыча золота из россыпей.

Богатые россыпи испанских рек Тахо, Дуэро и других разрабатывались усовершенствованным методом арругий. В террасовой россыпи большой мощности делали обширный котлован, с подошвы которого вели глубокий подкоп борта до обрушения массива песков, на предварительную промывку которых направляли поток воды. Воду подводили из близлежащих озёр или участков рек, расположенных с необходимым превышением над котлованом, от плотин по каналам, тоннелям или в водопроводных желобах на арочных опорах. По мере спуска воды из котлована частично обогащенные под действием ее потоков и дождей пески окончательно промывались на шкурах животных, уложенных по пологому склону. Самородки, зерна и чешуйки золота извлекались при смыве пепла от сжигания этих шкур. При длине котлованов до 300 м, ширине до 150 м, глубине до 100 м и содержании золота до 80 г./т, по оценкам археологов, методом арругий добыто примерно 1500т золота, переработано более 500 млн. т пород [2].

Подобную технологию использовали древние иверийцы и сваны, населявшие территорию Колхиды. Они также использовали бараньи шкуры для осаждения частиц золота при его промывке потоком воды. Именно за этими тонкостями технологии "золотого руна" из Древней Греции в Колхиду было совершено мифологическое плавание аргонавтов, возможность которого уже в наше время подтверждена экспедицией Тима Северина.

На территории Сибири и Казахстана месторождения золота разрабатывались чудскими племенами с конца III тысячелетия до нашей эры на знаменитом в прошлых столетиях Змеиногорском руднике. Древние чудские работы в Казахстане обстоятельно изучены на руднике Степняк. Длина большого карьера здесь достигала 150 м, ширина 20 м, глубина 24 м; пройдено также много подземных выработок. Древние рудокопы извлекали лишь крупное видимое золото, поэтому объектами разработки для них служили участки кварцевых жил с содержанием 20 – 150 г./т золота. Бедные жилы они не разрабатывали, но опробовали почти все. В определении качества руд у древних рудокопов имелся большой опыт: богатые участки жил они выбирали начисто до уровня грунтовых вод. [4]

Процесс обогащения руд велся вблизи горных разработок. Вначале был известен сухой способ обогащения, согласно которому, руду отделяли от пустой породы и дробили каменными молотками. Позднее стал внедряться мокрый способ обогащения. При этом

способе, раздробленную руду помещали в деревянные лотки с водой. Лотки представляли собой деревянные корыта с двумя ручками. При сотрясательном движении куски руды с повышенным содержанием тяжелых минералов оседали на дно, а более легкая порода оказывалась в верхних слоях.

ЛЕКЦИЯ №2 «ГОРНОЕ ДЕЛО В РОССИИ. ОТ ИСТОКОВ ДО НАШИХ ДНЕЙ»

В далекой древности на территории России горный промысел существовал в Причерноморских районах, на Алтае, в Средней Азии, Приуралье и других местах; уже в XI–XIII вв. наши предки добывали соль, серу и слюду, а в XV–XVII вв. – руды цветных металлов и железа.

Горное дело развивалось главным образом в сельских местностях и постепенно превратилось в отдельную сферу трудовой деятельности. Появляется особая профессия – ремесленников-горняков, занимавшихся поисками и добычей полезных ископаемых. В зависимости от наличия залежей полезных ископаемых и условий для сбыта добытой руды и готовых изделий возникают районы, население которых в основном занималось разработкой полезных ископаемых и производством из них готовых изделий.

Добыча руды производилась ручными инструментами. Рудоискатели вначале выкапывали небольшие ямы и определяли качество руды по цвету и тяжести. Если руда оказывалась пригодной, то снимался верхний слой руды и добыча велась открытым способом. Полученную таким образом руду оставляли обычно на некоторое время в кучах для проветривания и просушки, а затем перерабатывали в небольших домницах, расположенных, как правило, тут же. В качестве топлива использовался древесный уголь.

Освобождение Руси от монголо-татарского владычества, объединение русских земель и образование в конце XV в. – первой половине XVI в. единого государства, благоприятствовали развитию производительных сил страны. Сельское хозяйство и ремесла, вновь возникавшие промыслы, возрождавшиеся и совершенствовавшееся строительное дело, строительство речных и морских судов, изготовление оружия (особенно артиллерийского) – все это определило рост потребности в металлах, необходимость увеличения их производства, расширения разведывания и добычи металлических руд.

В XVII в., по мере постепенного сосредоточения ремесла в городах, общественного разделения труда и перехода от работы на заказ к работе на рынок, по мере формирования общего всероссийского рынка и возникновения начальных торговых связей внутри феодально – крепостнического строя, горное дело и металлургия в России приблизились к новым качественным рубежам. Именно в XVII столетии основывались первые русские металлургические мануфактуры, позднее вытеснившие кустарные железоделательные промыслы, и осуществлялся переход от использования болотных и озерных руд к разведыванию и освоению коренных рудных месторождений. В этом столетии были начаты систематические поиски, добыча и переработка руд цветных металлов, а разведывательные и добычные работы распространились на территорию Урала и Сибири.

Побуждаемое возрастающим спросом на металлы, правительство поощряло деятельность рудоискателей, приглашало иностранных специалистов рудного дела, предпринимало попытки привлечь иностранный капитал в строительство горных предприятий, снаряжало поисковые экспедиции.

Подготовка экспедиций поручалась центральным правительственным учреждениям: Посольскому приказу, ведавшему помимо сношений с иноземными

государствами также и всеми делами с иностранными купцами, находившимися в Русском государстве, Приказу тайных дел, осуществлявшему надзор за деятельностью органов местного управления, Приказу большой казны, в ведении которого находились казенная торговля и промышленность, Сибирскому приказу, осуществлявшему управление Сибирью, и др.

За обнаружение рудных месторождений рудоискателям обещались награды и предоставлялось право добычи и плавки руд. В центральных районах страны с системой вотчинного землевладения разрешалось проведение поисковых работ на любых государственных и вотчинных землях, равно как на любых землях допускалось строительство металлургических заводов при условии арендного землепользования и поставки в казну определенного количества выплавленных металлов.

История открытия полезных ископаемых в России, как история одного из разделов геологии, достаточно полно представлена в трудах В.И. Вернадского, А.Е. Ферсмана, Ф.Д. Бублейникова, А.В. Хабакова и др., а также многочисленных статьях и периодических изданиях.

2.1. Поиски золотых, серебряных и оловянных руд.

Наиболее раннее дошедшее до наших дней летописное известие о правительственной попытке розыска и разработки драгоценных металлов относится к концу XV в. когда завершился процесс объединения русских земель, возглавленных Москвой.

На протяжении столетий русским правительством предпринимались усилия в направлении поиска золота и налаживания его промышленной добычи, начавшуюся, однако, только в XVIII в. Отправной точкой развития золотопромышленности в России считается открытие в начале XVIII в. на Урале Березовского месторождения золота.

Усиливающиеся попытки разыскать золото и начать его добычу предпринимались русским правительством в связи с зарождением в XVII в. в России элементов капиталистических отношений в общественном производстве.

В 1633 г. правительство отправило из Москвы в Пермь партию для поиска золотых руд. Во главе был поставлен стольник Василий Иванович Стрешнев. Данные о деятельности этой партии приведены в литературе. Стрешнев и его спутники не нашли золотой руды. Их розыски, однако, привели к важному открытию; во многих пунктах в районе р. Камы они обнаружили медные руды. На основе этих находок был создан первенец нашей цветной металлургии – Пыскорский медеплавильный завод.

В документах второй половины XVII в. сохранилось много упоминаний о попытках розысков золота и серебра в недрах страны. Интересна записка, посланная в 1673 г. томским воеводой Борятинским кузнецкому воеводе Волкову. В ней сообщалось о том, что в 1671 г. казак Михаил Попов рассказывал о своей поездке в Москву с серебряной рудой из района Телецкого озера. По словам Попова, по опыту плавки в той руде было серебро [3]. Подобные известия о розысках серебряных руд имеют первостепенное значение для истории поисков золота, так как и на Алтае, и во многих иных местах спутником серебра часто являлось золото.

Многие рудознатцы часто занимались одновременными поисками и серебра и золота. Именно так поступали организаторы компаний, возникших в нашей стране в 70-х годах XVII в. для розыска драгоценных металлов.

Однако эти и другие предпринятые попытки поиска золотых руд успехом не увенчались.

В XVII столетии велись поиски олова, крайне необходимого при производстве медных сплавов и закуповавшегося русским государством за границей по цене, значительно превышавшей цены на железо, медь и свинец. Лишь в документах второй половины XVII в. впервые появляются сведения об оловянных рудах, обнаруженных во время поисков руд других металлов или найденных в результате специально предпринимавшихся поисков. Так, в 1654 г. оловянные руды были обнаружены на территории Енисейского уезда. В 1676 г. Ф. Свешников нашел оловянную руду на реке Аргунь недалеко от Нерчинска. Наконец, в 1685 г. оловянная руда была найдена в старинных "чудских" копях того же Нерченского уезда [5].

Труды многочисленных разведчиков недр, действовавших в условиях допетровской Руси, не прошли напрасно. Они подготовили последующие замечательные дела в Сибири и на Урале., выполненные на новой основе, созданной в начале XVIII в.

2.2 Разведывание железорудных месторождений и месторождений медных руд.

С 30-х годов XVII в. в истории добычи железной руды в России начинается новый этап, связанный с возникновением железных мануфактур в центре страны и развитием железорудного дела в Сибири. 29 февраля 1632 г. А.Д. Виниус получил разрешение и приступил к строительству первых железоделательных городищенских заводов под Тулой. После городищенских стали возникать и другие железоделательные заводы [6].

Мануфактурное железоделательное производство предъявляло новые, значительно большие требования к рудокопному делу. Большинство из перечисленных выше заводов работали на болотной руде, которая не могла быть прочной сырьевой базой для заводского производства.

Из литературных источников известно, что на рудниках и шахтах в России в XVII в. встречались самые разнообразные и хитроумные устройства. Очевидно, что был в какой-то степени известен иностранный опыт горного дела, с которым у нас знакомились в XVII в., как через приезжавших иностранных мастеров, так и по литературе. Но для использования отечественной и зарубежной техники добычи руды часто стимула не было.

Это можно объяснить, во-первых, тем, что заводы в общем регулярно снабжались очень дешевой рудой, были и другие причины.

Московское правительство в XVII в. внимательно следило за работой железных заводов и старалось содействовать развитию зародившейся металлургической мануфактуры. Важной была проблема кадров. Наряду с иностранцами на заводах работали также и русские, и не только в качестве учеников и работных людей, но и мастерами. Однако вопрос о квалифицированных кадрах решался только в отношении заводских мастеров, специалистов же горного дела в России не было.

Первые железные заводы сыграли большую роль в истории России. В 1675 г. Россия уже начала продавать железо за границу, тогда как в 1660–1661 гг. аналогичные железные изделия ввозились в Россию из Голландии за серебро, или в обмен на другие товары.

Однако всей потребности страны в железе эти заводы удовлетворить не могли. Поэтому в центральных районах России и во второй половине XVII в. Продолжали развиваться ремесленные металлургические промыслы, базирующиеся на кустарной

добыче железных, главным образом, болотных руд. В результате дальнейших поисков в 1676 г. были найдены железные руды в Галицком, Вятском, Казанском и Устюжском уездах, по рекам Ветлуге и Юж, а также серебряная руда в Кольском уезде на Медвежем острове [8].

Московские цари и Приказы в XVII в. хорошо понимали пользу от развития в стране руднометаллургической промышленности. Введение единого таможенного устава 1653 г., способствовавшего товарному обращению, развитию национальной промышленности и притоку в страну серебра; возникновению железоделательных заводов. Все это требовало увеличения добычи руд. Однако наряду со всем этим в России XVII в. существовали также значительные силы, противодействовавшие развитию рудного промысла. Московские цари XVII в. считали, что железные заводы должны работать на вольнонаемном труде. В стране было объявлена "горная свобода", разрешалось искать руды на любых землях, правительство обещало освободить рудоносные участки земель от оброков и позволяло предпринимателям строить на них заводы. Такая политика государства не могла не вызывать противодействия со стороны землевладельцев, которые опасались за свои земельные участки и боялись, что рудники и заводы отвлекут рабочие руки от сельского хозяйства.

Таковы социально-экономические условия развития рудного дела и металлургической промышленности центральной России в XVII в. Они не способствовали большому развитию железных рудников и заводов. Не были здесь благоприятными также и геологические условия. В центральной части России не было достаточно крупных коренных месторождений железных руд.

Социально-экономические условия, в которых развивалось руднометаллургическое производство на Урале и в Сибири, существенно отличались от условий в центральных районах страны. Здесь отсутствовало вотчинное землевладение, было много пустых земель, имелись крупные коренные месторождения железных руд, огромные лесные массивы, которые могли обеспечить металлургическое производство топливом, но не было местного железоделательного ремесла.

В Сибири можно назвать следующие три укрепленных района, в которых последовательно происходило освоение рудных богатств и развитие металлургических промыслов; а) Западная Сибирь от Урала до Оби, с центрами Верхотурье. Тобольск, Томск; б) Центральная Сибирь – от Оби до Лены, здесь основными базами были Енисейск, Иркутск и Якутск; в) Нерчинский край.

С конца XVII в. внимание Московского правительства вновь привлекли рудные богатства Урала. В 1691 г. Ф. Кузнецов нашел железную руду в 130 верстах к северо-востоку от Уфы; в 1696 г. новые железорудные месторождения были открыты близ Краснопольской и Невьянской слобод. Тогда же были обнаружены залежи магнитных железных руд на горе Высокой у реки Тагила – одного из наиболее богатых месторождений уральских магнитных железняков.

В 1698–1699 гг. М. Бибиков и С. Лосев нашли железные руды в двух новых местах: немагнитные – по реке Нейве, магнитные – недалеко от Арамашевской слободы. В ходе этих работ, завершивших длительные упорные поиски рудоискателей XVII в. на северо-западе, в центре и на востоке страны, было выбрано место для постройки Невьянского завода – первенца уральской железоделательной промышленности, вошедшего в число действующих предприятий уже в XVIII столетии [10].

Помимо разведывания и производственного освоения железорудных месторождений, на всем протяжении XVII в. велись поиски медных руд. Отсутствие этих руд в центральных районах России и явно недостаточная изученность запасов их в окраинных районах крайне стесняли возможности развития отечественных медеплавильных промыслов.

Особое значение приобрел этот металл в XVII в. в связи с литьем бронзовых орудий. Военная мощь государства оказалась в зависимости от привозного сырья.

Сохранившиеся документы говорят о том, что во втором десятилетии XVII в. начались интенсивные поиски медных руд. В 1617 г. Яков Литвинов сообщил, что в городке Орле, в Перми имеется много медной руды с наличием золота [11].

Яков Литвинов указал членам экспедиции на р. Язьве камень – гору, где залежала медная руда. Экспедиция накопила 185 пудов (3,0303 т) руды, из которой было выплавлено 4,92 кг меди [12]. О работе экспедиций регулярно сообщал царю И.Б. Бертельев [13].

12 августа 1617 г. Бертеневу из Москвы пришла грамота, в которой приказывалось организовать на Орле, на реке Язьве добычу медной руды и медеплавильный завод [14].

Одновременно продолжались поиски других меднорудных месторождений.

В 1634 г. окольный Василий Иванович Стрешнев нашел в районе Солекамска медные руды и основал меделитейный завод, за что получил в награду 307 руб. [15]. Это было начало медеплавильной промышленности в России. Следующий шаг в освоении меднорудных богатств Пермского края и в развитии медеплавильного производства в России был сделан русским рудознатцем Александром Тумашевым, который в начале 40-х годов XVII в. нашел "в Перми у Солекамской на Григорове горе медную руду" и начал ее выплавку [16].

Однако, медеплавильные "заводишки" Стрешнева и Тумашева не могли удовлетворить потребности страны в меди, тем более, что их существование не было особенно продолжительным!). Между тем, в связи с войнами со Швецией и Польшей, потребности страны в меди непрерывно возрастали. Россия была вынуждена ввозить медь через Архангельск из Голландии и Германии, тратя на это большие средства [17].

Московское правительство пыталось найти пути дальнейшего развития в стране медного производства. В царских грамотах население призывалось к розыску медных руд.

В 60-е годы XVII в. состоялись успешные экспедиции под руководством И.С. Наслова в большом районе р. Цильмы, а также Л.П. Марселеса. Медная руда в Пермском крае разыскивалась также многими другими рудоискателями. Стали искать ее в Заонежье и в Олонецком крае.

В докладе из Новгородского приказа царю об устройстве заводов указывалось, что первые на Руси медные заводы позволят ввозить в Московское государство вместо меди разные товары, что принесет государству богатство. Цена меди в России должна была понизиться с 4, 5 и более рублей до 3 рублей за пуд [18]. В 70-х годах XVII в. розыски медных руд производились в центральных, южных и юго-восточных районах европейской части нашего государства. Помимо европейской части страны, поиски их предпринимались в Сибири.

Таким образом, к концу XVII в. месторождения медных руд были найдены и начали разрабатываться во многих районах страны. С постройкой первых медеплавильных заводов стало возможно значительно сократить закупки меди в других странах и обеспечить отечественным металлом производство оружия и других изделий.

2.3. Открытие серебрясвинцовых руд.

К концу 20-х годов была предпринята первая попытка освоения рудных богатств Северного Кавказа. Одновременно с этим начались поиски серебряной руды в Сибири. В конце 40-х и в 50-х годах XVII в. в Москву стали поступать сведения о розыске серебряных руд отдельными рудоискателями в северо-восточных районах европейской части России. Недостаток серебра, повлекший усиленный выпуск медных денег, обесценивание их и, как следствие, народные волнения (московский "медный бунт" 1662 г.) обусловили настоятельную необходимость скорейшего разведывания и освоения серебрянорудных месторождений.

Поэтому в 1661 г. из Москвы была отправлена поисковая экспедиция дьяка В. Шпилькина, прошедшая по маршруту, составленному применительно к уже имевшимся известиям. В результате Шпилькин и его спутники обнаружили серебряную руду на реках Волосове, Камбельнице и др., в устье и низовьях Печоры и составили описание этого ранее мало известного края.

Тогда же рудоискателями были найдены серебряные руды на северо-западе страны – в Олонецком крае. В 1662 г. здесь начали добычу и плавку руд [19]. Добиваясь расширения разведывательных работ. Московское правительство не могло оставить без внимания центральные районы страны, открытие рудных месторождений в которых имело бы наибольший экономический эффект. С этой целью поиски серебряных руд велись в Подмосковье, в Ярославском, Тульском, Владимирском и других уездах.

Длительные поиски серебрянорудных месторождений велись в 70-х годах XVII в. поисковой партией А.А. Винуса, Я.Г. Галкина, Л. Степанова и рудоискателя С. Захарова.

Продвигаясь к Уральскому хребту они обнаружили в 1675 г. серебряные руды по берегам р. Камы и ее притоков Яйвы и Косьвы [20]. Разведывание руд в этих местах продолжалось Винусом и в последующие годы. К концу 60-х и в 70-х годах несколько экспедиций было послано на Урал и в Западную Сибирь. В 1668–1669 гг. воевода П. Годунов нашел рудные залежи в Верхотурском уезде. В 1672 г. Приказ тайных дел отправил в Верхотурский уезд большую экспедицию под началом Я. Хитрово и основал здесь крепость для защиты рудокопов и плавильщиков.

В 1676 г. впервые были разведаны месторождения серебрясвинцовых руд в районе Нерченска. Московские мастера-плавильщики признали результаты плавки вполне удовлетворительными и высказали мнение о целесообразности строительства плавильного завода. В 1689 г. было решено построить на реке Аргуни серебрясвинцовоплавильный завод, поручив строительство Сибирскому приказу.

В 1700 г. на реке Аргунь было добыто и подготовлено к плавке около 1 тыс. пудов (16,5 т) серебряной руды, в том же году было начато строительство Нерчинского плавильного завода – первого предприятия отечественной серебрянорудной промышленности [21]. Организация горных экспедиций велась активно в XVIII в.

2.4. Техника переработки руд

Появление первых мануфактур в России относится к XVII в. Наиболее быстрыми темпами они стали развиваться с начала XVIII в. Следует заметить, что хотя мануфактура в России по своему происхождению и сущности была капиталистической формой

производства, но она содержала элементы крепостничества. Феодалная эпоха в России продолжалась с IX в. до крестьянских реформ 1861 г.

Сосредоточение в руках предпринимателей большого количества рабочих, орудий труда и сырых материалов положило начало созданию крупных производственных сооружений и складов. В эту эпоху происходило и увеличение размеров применяемых в производстве орудий и аппаратов, например дробилок. Потребность целого ряда производственных процессов в большом количестве людей и затрате значительной энергии вызвала необходимость создания машин. Так обстояло дело и в горнообогатительном и металлургическом производствах. Применение машин, пока еще частичное и спорадическое, сделало водяное колесо основным двигателем промышленности в эпоху мануфактуры. Водяное колесо вызвало большие сдвиги в технике.

В горном деле оно стимулировало и обеспечило широкое применение водоподъемных, грузоподъемных и вентиляционных машин, в обогащении полезных ископаемых интенсифицировало процессы промывки и отсадки. В металлургии – механизациюковки при помощи хвостового молота и интенсификацию дутья, позволившую увеличить высоту, а тем самым объем металлургических печей и температуру плавки. С появлением доменной печи чугуна превратился в основной продукт, из которого в кричном горне стали изготавливать ковкое железо.

Успехи горного дела в XVI в. находят свое выражение в специальной технической литературе, освещающей вопросы техники добычи и переработки полезных ископаемых.

Наиболее ценным является труд Г. Агриколы "De re Metallica" (1556 г.), дающий картину состояния техники горного дела и обогащения полезных ископаемых [22].

Г. Агрикола рассмотрел следующие процессы обогащения: дробление, грохочение, размывание, промывку, ручную отсадку. Процесс крупного дробления был немеханизированным в феодальном обществе. Широкое распространение в обогащении получили толчеи. Способы поднимания и опускания отдельных пестов осуществлялись при помощи специально приспособленного ворота. Увеличение числа одновременно действующих пестов зависело от изменения мощности двигателя, которая была увеличена за счет введения верхнебойного гидравлического колеса. В то же время совершенствовались и другие стороны толчейного производства. По мере увеличения мощности гидропривода и совершенствования системы передач росло количество одновременно действующих пестов. Их число доходило на обогатительных установках до двадцати.

С развитием способов дробления совершенствовались процессы грохочения и измельчения в специальных мельницах. Изменение конструкций последних было тесно связано с улучшением привода. Ручные мельницы приводились в движение топчакими горизонтальными и вертикальными, применялись также мельницы, приводимые в движение гидравлическими колесами.

Новым в развитии гравитационного обогащения явилось появление метода, основанного на использовании действия восходящей струи воды для разделения минералов по удельным весам. В наиболее примитивном виде такое обогащение осуществлялось попеременным встряхиванием погруженного в воду решета, наполненного размолотой рудой. Несмотря на примитивность конструктивного оформления этого метода, он имел принципиальный характер.

Последующее развитие гравитационных методов обогащения было направлено на создание более совершенных машин, действующих по принципу наклонных желобов и

восходящей струи. Конструктивное несовершенство процесса обогащения не позволяло обеспечить достаточно высокое извлечение металлов. В связи с этим обстоятельством широкое распространение получает также амальгамация для извлечения благородных металлов. Для обогащения были созданы комбинированные машины, выполняющие все операции обогащения – дробление, измельчение, промывку, амальгамирование руды.

Интересно само отношение Г. Агриколы к процессам обогащения руд и оценке их значимости. В восьмой главе, отведенной автором этим вопросам, он писал: "Теперь я хотел бы приступить к более значительному делу, а именно – к самому получению металлов из руд, но для этого требуется изложить предварительно способы соответствующей подготовки руд. Ибо поскольку природа рождает металлы по большей части не в чистом виде, а в смешанном с землями, загустелыми растворами и камнями, необходимо эти ископаемые вещества по возможности отделить от металлических руд еще до их плавки. Поэтому я скажу теперь прежде всего о том, какими способами руды отделяют, дробят молотами., обжигают, мельчат пестами, толкут в муку, грохотят, промывают..." [22, с. 262].

Уже при разработке рудных жил в шахтных стволах и штольнях опытные горняки отделяли руду от породы. Ценную руду откладывали в рудопромывные корыта, малоценные бросали в кади. Если рудокопы по неопытности или неосмотрительности смешали руду с землей и камнями, руда поступала на длинный рудоразборный стол.

Отобранный на столе материал клали в промывные корыта, затем промытую руду собирали в кади и отвозили в плавильню.

После крупного дробления молотками руда поступала в толчейные мельницы со свободно падающими пестами. Эти толчейные ставы возникли в технике обогащения в XV–XVI вв. и в ряде случаев приводились в действие от водяного колеса. В случае применения их к золотым рудам за мокрым толчением руды в толчее следовала промывка в чанах и на шлюзах и окончательное извлечение золота амальгамацией с последующей отжимкой ртути. Толчеи применялись, как правило, трех- и четырехпестовые, монтированные на горизонтальном валу. При зацеплении выступов вала за зубья происходил подъем стержня, свободно движущегося в отверстиях двух направляющих. При выходе из зацепления стержень с массивным, обшитым железом пестом на нижнем конце падал, производя мелкое дробление.

Измельчение в толчеях осуществлялось как сухое, так и мокрое. Впервые мокрое толчение было применено в 1519 г. в г. Яхимове Паулем Громменстеттером. Вскоре, уже в 1521 г., в здесь была построена большая толчейная фабрика. При мокром измельчении степень измельчения регулировалась высотой падения и размером отверстий, через которые измельченная руда выносилась водой из толчейного корыта. Если требовалось тонкое измельчение, то его производили горизонтальным жерновом, который вращался от вертикального вала, приводимого в действие через зубчатую деревянную передачу от водяного колеса, насаженного на горизонтальный вал. Иногда жернов приводился в действие людьми и животными. Последних помещали в беличьи колеса или на топчак.

Крупность продукта измельчения контролировалась грохочением. Эта операция отличалась исключительной трудоемкостью, так как почти всегда производилась вручную.

Представляет интерес описанная Г. Агриколой золотоизвлекающая установка, на которой совмещались операции дробления, измельчения, грохочения, промывки и амальгамации. Установка состояла из главного вала, с одной стороны которого крепилось

водяное колесо, а с другой – кулаки. С помощью их при вращении вала поднимались песты.

При их падении происходило дробление руды, после чего дробленая руда направлялась в рудный ларь верхнего мельничного жернова и постепенно, удаляясь через отверстия, измельчалась в порошок.

Нижний мельничный жернов имел цилиндрическое углубление для верхнего круглого жернова и наклонный желоб для удаления измельченной руды в первую трубу.

Подвижной круглый жернов вращался на железной оси от ведущего барабана.

Измельченная руда поступала последовательно в три чана с вращающимися в них мешалками. В эти же чаны добавлялась ртуть для извлечения золота амальгамацией.

В своем труде Г. Агрикола привел шесть способов промывки, применявшихся для большей части металлических руд, а именно: промывка в простом желобе; в желобе, разгороженном дощечками; в емком баке; на коротком герде; на плангерде; в частом сите.

Подробное описание их приведено в работе [23]. Общие представления о технике обогащения полезных ископаемых по Г. Агриколе дают иллюстрации, представленные на рис. 2.1.

По данным, приведенным известным русским горным инженером Г.Д. Дорошенко, изобретение отсадки на решетках принадлежит Паулю Громменстеттеру. По этому вопросу Г.Я. Дорошенко писал: "В 1519 году Paul Grommenstetter из Тироля изобрел отсадку на решетках. В этом манускрипте, помеченном 1556 годом, хранящемся в библиотеке Министерства Финансов в Вене, упоминается о большом числе рудников в Тироле, где введена механическая обработка руд" [24, с. 214].

Распространению ручных отсадочных машин в значительной степени способствовал современник Г. Агриколы – Вильям Гемфрей, бывший пробирер монетного двора в Лондоне, который и ввел их в практику обогащения руд. Последний заимствовал конструкцию ручной отсадочной машины от немецких горнорабочих, работавших в этот период в Англии. Описание этой машины приведено у Г. Агриколы.

Таковы общие приемы обогащения руд, описанные Г. Агриколой в его известном труде. Существовавшие многочисленные разновидности, обусловленные характером перерабатываемого сырья и местными особенностями, не меняют общего представления о технике обогащения того времени. Характерной чертой развития техники обогащения, особенно в мануфактурный период, явилось широкое распространение таких методов, как промывка и ручная отсадка. В России эти методы также нашли широкое применение

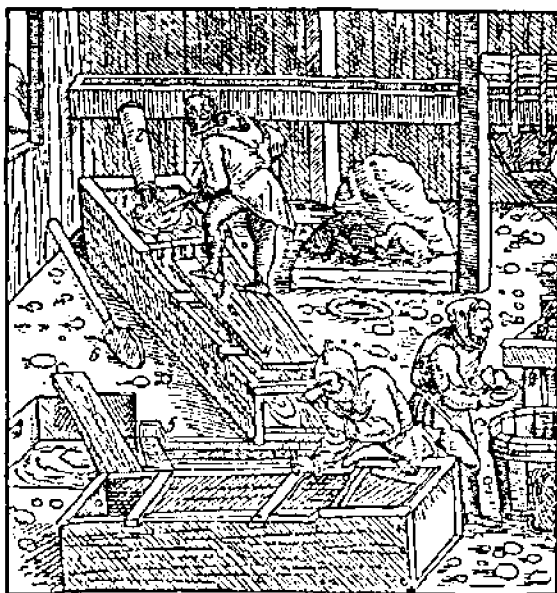


Рис. 4. Техника обогащения руд по труду Г. Лгриколы "De re Metalica" (1556 г.)

ЛЕКЦИЯ №3 «СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ОБОГАЩЕНИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ»

В настоящее время в мире насчитывается 166 горнодобывающих стран. Лидерами по количеству добываемых металлов являются США, Китай и Россия, занимающие соответственно 1–3 места, доля этих стран в общей добыче составляет 41 %.

В целом на долю первой десятки горнодобывающих стран приходится 63.7 % мирового объема добычи и переработки минерального сырья. В том числе: 87.1 % черных металлов, где лидирует Бразилия с 28.9 % добычи; 61.1 % цветных металлов, где лидирует Австралия с 31 % добычи; 43.7 % благородных металлов, где также лидирует Австралия с 11 % добычи; 95 % добычи алмазов, где лидирует Ботсвана с 27 % и Россия с 20 % (табл. 3.1).

Абсолютные цифры общего объема руды, поступающей на переработку, и количество обогатительных фабрик представлены в табл. 3.2. Всего в России насчитывается более 100 крупных горнообогатительных и горно-металлургических предприятий, перерабатывающих руды черных и цветных металлов, в состав которых входят 60 крупных карьеров, 75 рудников и 90 обогатительных фабрик.

Таблица 3.1

Показатели удельных объемов добычи минерального сырья по странам в % от мировой добычи

Страна	Объем добычи, % от мировой добычи руд				алмазов
	минерального сырья	цветных металлов	благородных металлов	черных металлов	
Россия	9.7	4.7	4.7	6	20
США	15.8	1	8	4.3	
Китай	15.4	8.1	7.3	7.6	
Мексика	2	0.5	1.7	0.6	
Австралия	5.7	31	11	24.5	5
Индия	4.4	3.8	0.3	9.3	
Иран	2	0.2	0.2	0.5	
ЮАР	2.3	0.5	3	3.8	15
Канада	3.4	1	7	2.5	7
Бразилия	3.1	10.3	0.4	28.9	
Ангола					9
Намибия					

Добыча угля в 2007 г. в России достигла 300 млн. т., в том числе подземным способом 118.7 млн. т на 104 шахтах и 181.3 млн. т открытым способом на 134 карьерах. Переработка 120 млн. т угля осуществляется на 42 обогатительных фабриках. К 2015 г. предполагается 80 % добываемого угля направлять на обогащение.

Россия является одной из крупнейших стран мира, обладающих мощной минерально-сырьевой базой. В стране открыто 20 тысяч месторождений полезных ископаемых, из них 40 % введено в промышленное освоение. Минерально-сырьевой сектор России обеспечивает более 30 % внутреннего валового продукта и около 70 % валютных поступлений в бюджет страны.

Таблица 3.2

Объем руды, поступившей на обогатительные фабрики России

Вид сырья	Годовой объем, млн. т	Количество фабрик
Железные руды	255.2	30
Руды цветных и редких металлов, в том числе:	62.8	52
медные руды,	34	19
никелевые руды	23	8
Калийные руды	29	7
Апатитовые, фосфоритовые руды	59	5
Золотосодержащие руды	250	37
Алмазосодержащие руды	26	12
Уголь	120	42
Итого	802	185

Однако качество руд полезных ископаемых в России (медно – цинковые, редкометаллические, оловянные, вольфрамовые, титановые, бокситовые и другие) существенно уступает зарубежным аналогам. За последние 20 лет содержание цветных металлов в рудах снизилось в 1.3–1.5 раза, железа и золота в 1.25 раза, доля труднообогащаемых руд и угля возросла с 15 до 40 %.

Получение готовой продукции конкурентоспособной как по технологическим, так и экологическим критериям на мировом рынке возможно только на основе создания и реализации прогрессивных технологий на базе последних достижений фундаментальных наук.

В последние годы основные исследования академических и отраслевых институтов и вузов были направлены на:

- разработку высокоэффективных, энергосберегающих методов и оборудования для интергранулярного разрушения горных пород и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов вплоть до микро – и наноразмеров;
- создание новых экологически безопасных процессов комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенных образований на основе комбинирования современных методов обогащения, пиро- и гидрометаллургии;
- разработку высокоэффективных нетрадиционных методов вскрытия упорных руд для переработки в процессах кучного и подземного выщелачивания;
- разработку технологии глубокого обогащения угля с получением зольности концентрата не более 2 % и содержанием серы менее 1 % с целью использования в качестве топлива вместо мазута;
- создание технологии глубокой переработки железосодержащих руд с получением высококачественных концентратов (более 70 %) при минимальном содержании серы и фосфора;
- разработку высокоэффективной технологии переработки фосфорсодержащих, карбонатных марганцевых руд (Иркутская область, Мордовия, Урал) для частичной компенсации дефицита марганца в России;
- создание и внедрение новых процессов и аппаратов для повышения контрастности свойств минералов на основе энергетических воздействий;

- разработку экологически безопасных методов водоподготовки, обеспечивающих эффективную переработку минерального сырья в условиях замкнутого водооборота.

Изучение минерального состава, вкрапленности частиц, их фазового состава осуществляется с помощью современных физических, физико-химических и химических методов исследования. Исследование природных структурных характеристик руд, минеральных агрегатов и раскрытых фаз во всех циклах переработки позволяют получать достоверную и полную информацию о технологических свойствах руд, оптимизировать процесс рудоподготовки и разделения минеральных компонентов и дать научно обоснованный прогноз обогащения природного и техногенного минерального сырья [6, 7].

При обогащении руд с низким содержанием ценных компонентов в схемах первичной обработки целесообразно использовать передел рудоподготовки как комплекс операций по обработке кусковой горной массы с целью превращения ее в один или несколько технологических типов кондиционной руды для последующего обогащения или непосредственного использования в качестве товарного продукта.

В настоящее время при переработке бедных руд и техногенного сырья наиболее перспективна рудоподготовка на основе радиометрических методов опробования, сортировки и сепарации. В этом случае все операции цикла строятся на единой основе – использовании в качестве критерия распознавания состава и разделения ядерно-физических свойств минерального вещества. В арсенале радиометрии имеются более 20 различных по физической основе способов (от гамма-излучений до радиоволн), из которых для каждой руды может быть подобран наиболее эффективный.

Таблица 3

Результаты радиометрической сепарации руд

Тип руды	Метод сепарации	Число объектов в	Показатель контрастности	Выход хвостов, %	Степень обогащения
Медно-никелевые, золотосодержащие, кобальтовые	Радиорезонансный	14	1.5–1.6	50	1.9
	Фотометрический	1	1.4–1.6	40	1.6
Вольфрамовые, молибденовые	Рентгенорадиометрический	13	0.6–1.0	35	1.45
Свинцово-цинковые, оловянные горнохимическое сырье	Рентгенорадиометрический, рентгенолюминесцентный, нейтронноабсорбционный	25	1.1–1.3	30	1.4
Редкометалльные, апатит – магнетитовые, хромитовые	Рентгенорадиометрический, рентгенолюминесцентный, радиорезонансный	21	0.6–1.0	20	1.3

Изучение обогатимости руд цветных, черных, редких и благородных металлов, горно-химического сырья показало, что с помощью радиометрической сепарации можно: удалить от 20 до 50 % отвального продукта, который может быть использован в качестве строительного материала; в 1.3–1.9 раза повысить содержание ценных компонентов в продуктах, поступающих на обогащение; снизить в 1.2–1.5 раза количество отходов и вовлечь в переработку забалансовые руды (табл. 3) [5]. Данная технология эффективно

используется на предприятиях АК «АЛРОСА» при обогащении алмазов (рентгенолюминесценция), рекомендована при первичном обогащении золотосодержащих руд месторождения Сухой Лог (фотометрическая сепарация) и реализована еще на ряде объектов России. В процессах обогащения минерального сырья около 70 % энергии расходуется на дробление и измельчение руды. Расход электроэнергии на процесс измельчения в зависимости от типа руд составляет от 20 до 60 кВтч/т. Причем в ряде случаев уменьшение крупности измельченного материала не приводит к повышению степени раскрытия минералов.

В настоящее время до 35–40 % потерь ценных компонентов в процессах первичной переработки связано со сrostками и 30–35 % – с тонкими частицами (менее 40 мкм). Для того чтобы снизить эти потери при переработке тонковкрапленных руд без образования сrostков и одновременно без излишнего переизмельчения традиционные процессы дробления и измельчения в щековых, конусных дробилках и шаровых мельницах должны быть заменены процессом селективной дезинтеграции.

Физический смысл перехода к селективной дезинтеграции заключается в организации процесса таким образом, чтобы разрушение происходило не по случайным направлениям сжимающих усилий, а преимущественно по границам срастания минеральных зерен в результате развития по ним сдвиговых и растягивающих нагрузок. Эти способы реализованы в мельницах динамического са – моизмельчения, конусных инерционных дробилках, газоструйных и пружинных мельницах для сверхтонкого измельчения, разработанных ОАО «НПК «Механобр-техника» [1].

Для раскрытия тонковкрапленных минеральных комплексов (40 мкм) весьма перспективными являются немеханические способы разрушения, обеспечивающие дезинтеграцию по межфазовым границам за счет образования микротрещин и каналов пробоя [11].

Значительный интерес и большие финансовые вложения зарубежных фирм в данные технологии указывают на их большую перспективность при дезинтеграции тонковкрапленных минеральных комплексов (вплоть до наноразмеров).

Из вышеперечисленных методов дезинтеграции минерального сырья существенные преимущества имеет метод воздействия на золотосодержащие и полиметаллические руды мощными наносе – кундными электромагнитными импульсами (МЭМИ). Этот метод, разработанный УРАН ИПКОН РАН и ИРЭ РАН, позволяет наиболее рационально использовать электроэнергию (селективное разрушение происходит без нагрева руды) и достигать наибольшей полноты интергранулярного разрушения минеральных компонентов и, как следствие, максимального извлечения металлов (рис. 1–3) при наименьших затратах электроэнергии.

Проблема разделения минералов с близкими технологическими свойствами традиционно решается повышением селективности обогатительных процессов. Эти работы ведутся по нескольким направлениям: синтез флотационных реагентов направленного действия; создание высокоэффективных флотомашин для выделения крупных и тончайших частиц; применение высокоградиентных полей и магнитных систем с повышенной индукцией, а также электрических полей высокой напряженности в инертной газовой среде; использование для разделения по плотности комбинированных воздействий с применением центробежного, магнитогидростатического, магнитогидродинамического и электрофизического эффектов [6].

Все изложенные направления имеют принципиальный характер для повышения эффективности обогатительных процессов, но последние подошли к пределу своих возможностей. Механическое обогащение – это разделение минералов без изменения их фазового и химического составов. Классические механические обогатительные процессы становятся бессильны при переработке руд с суб – микрозернистой структурой.

Наиболее кардинальным решением этой проблемы является переработка таких типов руд в условиях горнометаллургических комбинатов по технологическим схемам, предусматривающим, что в цикле обогащения в концентраты выделяют только легкоизвлекаемую часть ценных минералов, а нераскрытые минеральные агрегаты (в виде промежуточного продукта) направляют в металлургический цикл.

Новые методы рудоподготовки и переработки минерального сырья дают возможность свести к минимуму количество отходов, однако складирование хвостов за редким исключением является неизбежным.

В настоящее время на территории горнодобывающих предприятий России накоплено более 12 млрд. т отходов, содержание ценных компонентов в которых в ряде случаев превышает их содержание в разрабатываемых природных месторождениях. Так, содержание золота в хвостах обогащения россыпных месторождений и полиметаллических рудах прошлых лет разработки (20–30-летней давности) составляет от 0.5 до 1.5 г./т. Что касается повторной эксплуатации лежалых хвостов обогащения сульфидных руд (с целью извлечения цветных металлов), то в большинстве случаев схемы их переработки сложны, включают процессы гравитационного и флотационного обогащения, а также гидрометаллургии. В связи с этим, по технико-экономическим показателям и качеству концентратов, они неконкурентоспособны со схемами переработки природного сырья. Экономически выгодно извлекать ценные компоненты из текущих хвостов обогащения.

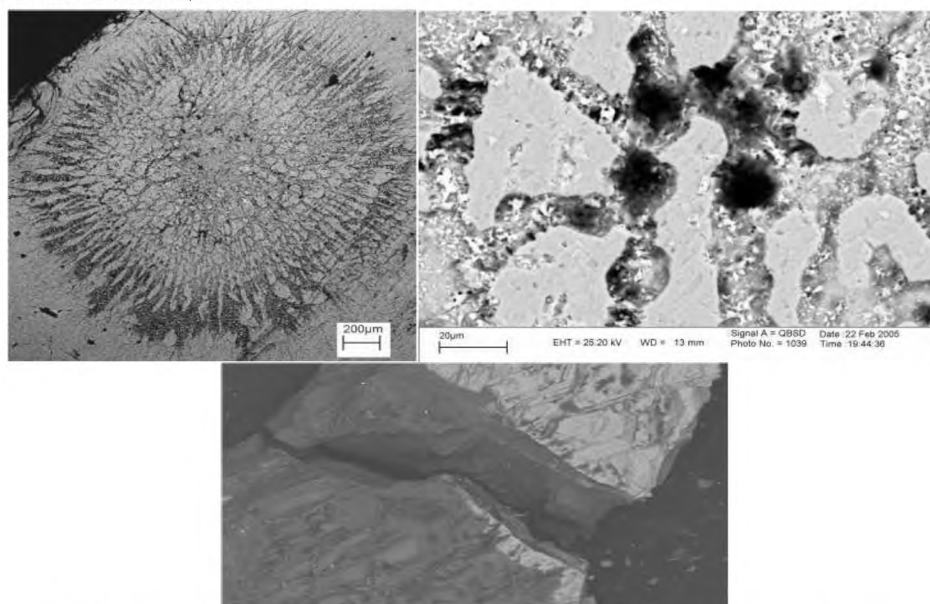


Рис. 3.1. Эффекты электромагнитных импульсных воздействий на минеральные комплексы: а, б – электрической пробой; в-селективная дезинтеграция по границе срастания минералов вследствие локального импульсного нагрева (эффект термомеханических напряжений)

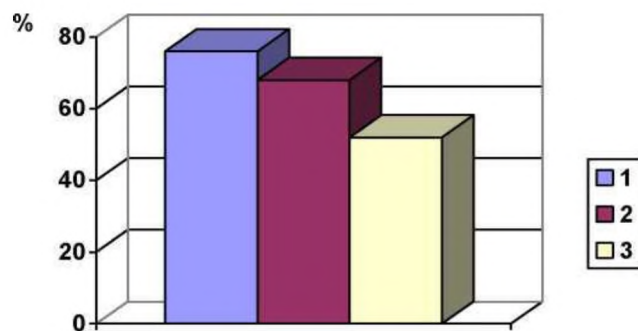


Рис. 3.2. Прирост извлечения наночастиц металлов из отвальных пирротинсо – держащих хвостов в результате МЭМИ: 1 – золото; 2 – платина, 3 – палладий

Существующие технологии освоения полезных ископаемых позволяют использовать лишь небольшую часть извлекаемой из недр ценной минеральной массы, а остальная часть образует отходы, которые по мере накопления и хранения становятся одним из наиболее мощных факторов антропогенных изменений окружающей среды. Из накопленных на территории России отходов три четверти (более 12 млрд. т) приходится на горнодобывающие отрасли промышленности. В объемных показателях в черной и цветной металлургии отходы только горного производства в виде твердых горных пород составляют более 210 млн. м³ в год, а хвосты обогащения – 140 млн. м³. В угольной промышленности образуется в год более 650 млн. м³ вскрышных пород и отходов обогащения и 730 млн. м³ сточных вод.

Всего же ежегодно складированных отходов по всем горнодобывающим отраслям достигает нескольких миллиардов кубометров. Поэтому проблема отходов горнопромышленного производства приобрела значение ключевого фактора для обеспечения экологической безопасности страны.

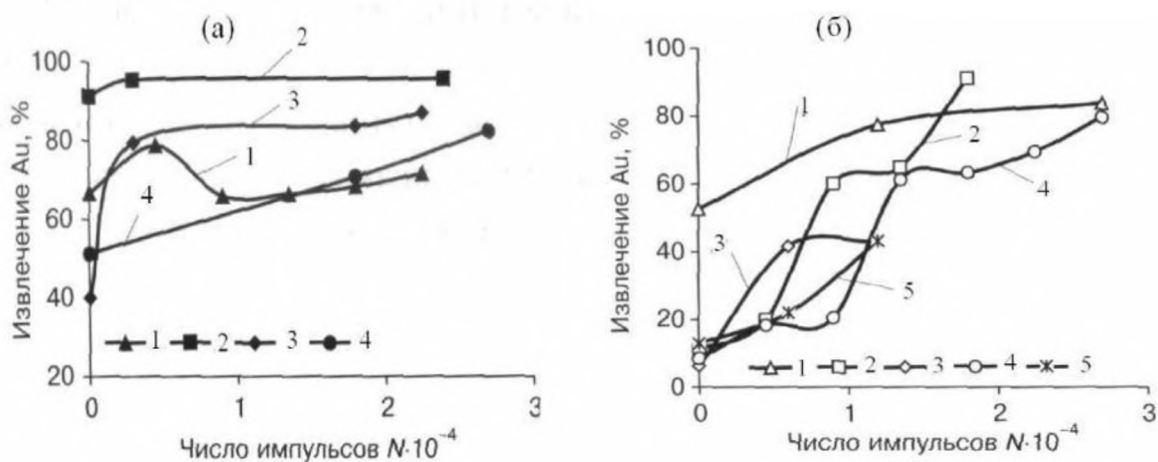


Рис. 3.3. Влияние воздействия МЭМИ на извлечение золота цианированием из различного сырья: а – упорные руды месторождений Кючус (1), Невское (2) и концентраты руд месторождений Ключевское (3), Нежданское (4); б – лежалые хвосты обогатительных фабрик: Александровская (1), Гайская (2), Узельгинская (3), Урупская (4), Учалинская (5)

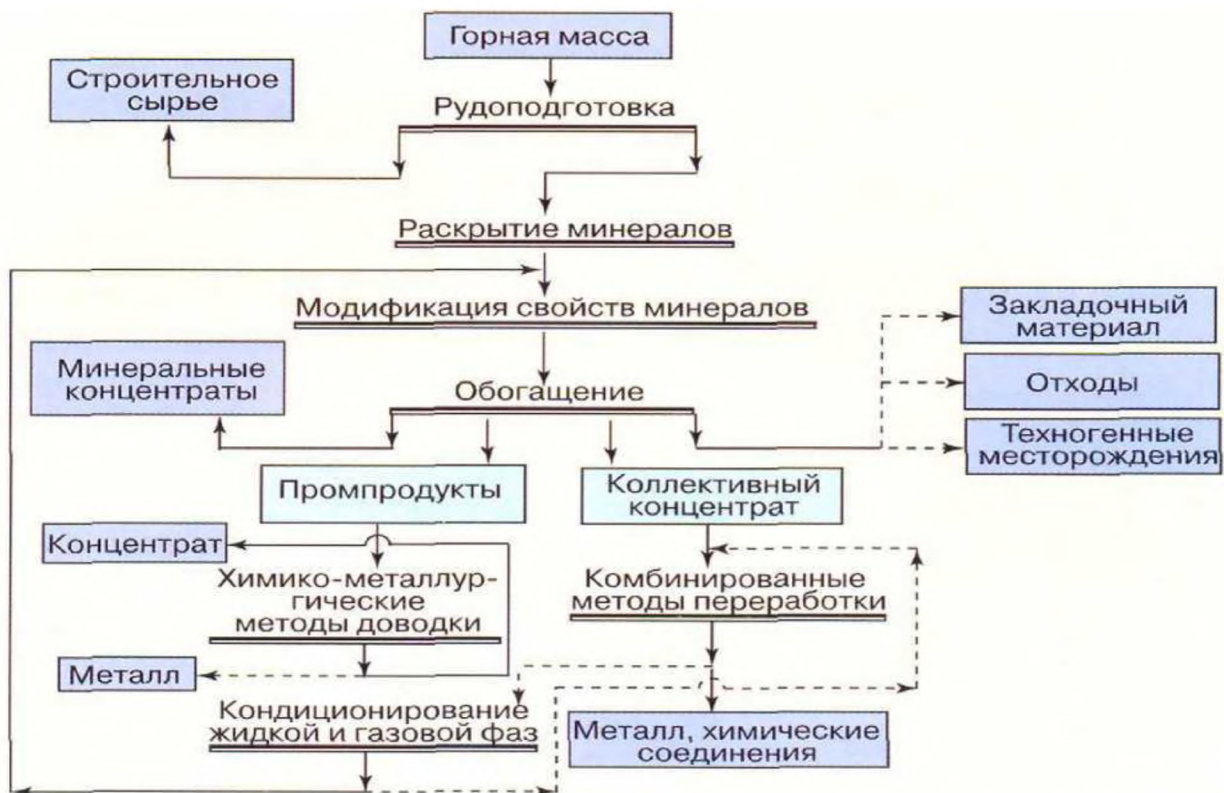


Рис. 3.4. Принципиальная схема первичной переработки труднообогатимых руд

Российская академия наук совместно с отраслевыми институтами, геологическими, горными и металлургическими производственными предприятиями проводит комплексные работы и на их базе осуществляет реализацию полученных результатов для решения проблемы сокращения, вторичного использования и переработки отходов горнопромышленного производства, а также устранения их негативного воздействия на природную среду.

Современная исходная научная позиция при решении данной научной проблемы состоит в том, чтобы рассматривать отходы освоения месторождений в виде новых ресурсов для поддержания производительного потенциала недр, а также изменения состояния последних в целях дальнейшего их использования путем закладки подземных пустот, создания техногенных ресурсов обедненного минерального сырья, экологически и технологически ориентированного управления фильтрационными, компрессионными и иными свойствами горных пород на определенных участках литосферы с целью придания этим участкам полезных качеств [10]. Вскрышные породы и отходы обогащения золотосодержащих руд и руд цветных металлов, как показывает зарубежная практика и отечественный опыт переработки забалансовых руд на предприятиях среднего машиностроения, наиболее эффективно и экономически выгодно перерабатывать методом кучного выщелачивания. Так, в США за последние годы половина прироста добычи золота получена за счет процесса кучного выщелачивания. Положительный опыт кучного выщелачивания золота из хвостов обогащения имеется и в России [3].

Проблема охраны окружающей среды также включает использование замкнутого водооборота. Переход от саморегулирующейся среды системы оборотного водоснабжения на систему с кондиционированием позволяет отказаться от сброса сточных вод и вместе с

тем обеспечить стабильность технологического процесса за счет создания или поддержания оптимального ионного состава жидкой фазы.

В настоящее время очистка и кондиционирование оборотных вод обогатительных фабрик осуществляется с помощью химических реагентов, сорбционных, электродиализных и комбинированных методов с использованием в первичной стадии очистки природных сорбентов (высокопористых углей, цеолитов). Однако данные технологии позволяют осуществлять только очистку промышленных вод от взвесей и токсичных веществ и не обеспечивают регулирования их ионного состава с целью придания жидкой фазе пульпы оптимальных физико – химических свойств и последующего эффективного проведения того или иного технологического процесса разделения минералов.

В УРАН ИПКОН РАН в 80-е годы были разработаны научные основы, промышленные технологии и аппараты электрохимического метода водоподготовки [9], позволяющие без использования химических реагентов, за счет протекания реакций разложения воды на катоде и аноде, изменять цветность, окислительно-восстановительные свойства, ионный и газовый состав воды и, тем самым, регулировать ионный состав жидкой фазы пульпы и усиливать контрастность свойств минералов.

На рис. 3.5 приведена общая схема процессов, протекающих в электролизерах диафрагменного и бездиафрагменного типов.

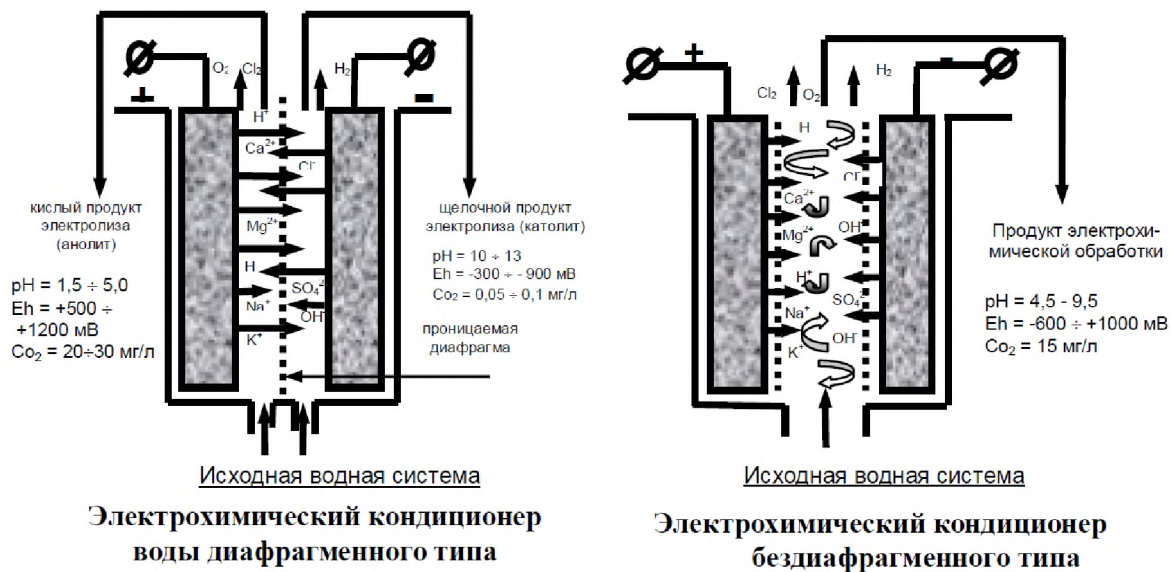
Результаты промышленных испытаний данной технологии водоподготовки на полиметаллических, шеелитовых, апатитовых, фосфоритовых, бокситовых и редкометалльных рудах подтвердили ее высокую эффективность: расход реагентов-сборителей и регуляторов среды снижается на 50 %, извлечение ценных компонентов в условиях замкнутого водооборота повышается на 5–10 %. Расход электроэнергии составляет 0.5–2 кВтч/м³ воды.

Создание и производство промышленных электрохимических кондиционеров воды (ЭКВ-50) и реализация электрохимической технологии водоподготовки в операциях пенной и липкостной сепарации обогащения алмазосодержащих кимберлитов в АК «АЛРОСА» позволили повысить извлечение алмазов на 15 % и получить годовой экономический эффект 1.8 млрд. руб. На обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» реализована электрохимическая технология водоподготовки, обеспечивающая создание для каждого технологического процесса жидкой фазы с заданными физико-химическими свойствами пульпы (рН, Ей, ионный состав, концентрация взвесей), оптимальными для различных процессов сепарации алмазосодержащих кимберлитов (рис. 3.6, 3.7).

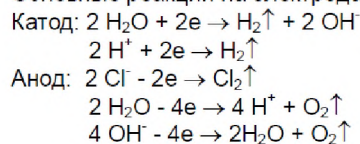
Данный процесс так же может быть использован для получения гипохлорита из оборотных вод хвостохранилища обогатительной фабрики № 3 АК «АЛРОСА» для обеззараживания сильноминерализованных коммунальных сточных вод. Использование оборотных вод хвостохранилищ позволяет увеличить сроки эксплуатации хвостохранилищ. Одновременно получение гипохлорита в процессе электролиза позволяет обеззараживать коммунальные стоки, что особенно актуально для решения экологических проблем современных городов (рис. 3.8).

Кислые подотвальные воды после электрохимической обработки использованы для выщелачивания ценных компонентов из окисленных руд, вскрышных пород и хвостов обогащения. Предварительная электрохимическая обработка подотвальной воды перед использованием в процессе выщелачивания медно-цинковой руды позволила в 7.6 раза

повысить извлечение меди, при этом, более чем на порядок возросла скорость её выщелачивания (рис. 3.8).



Основные реакции на электродах:



Основные реакции на электродах:

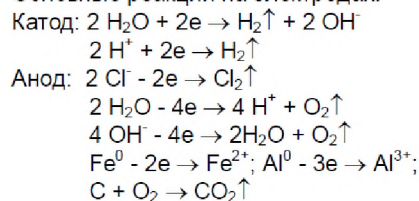


Рис. 3.5. Электрохимическая обработка оборотных вод: продукты электролиза



Рис. 3.6. Электролизер для обработки технических вод



Рис. 3.7. Кристалл алмаза до обработки (а) и после обработки анолитом с pH ~2–3 (б)

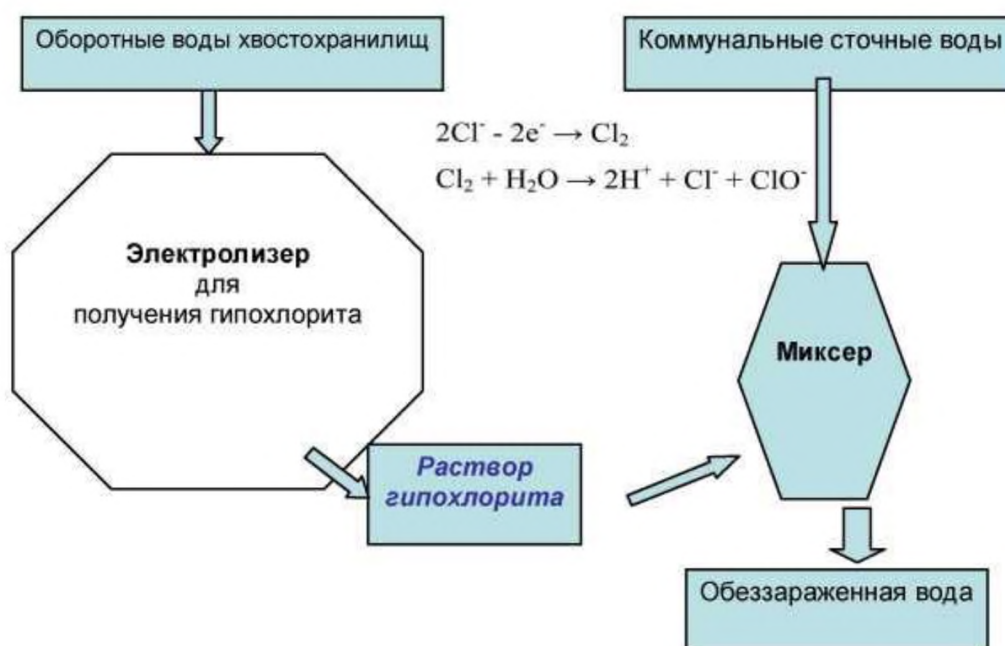


Рис. 3.8. Обеззараживание коммунальных сточных вод

В целом, техногенное сырье все более утверждается в качестве важного компонента минерально-сырьевой базы. Отечественная практика указывает на устойчиво высокую эффективность получения качественной продукции из отходов прошлых лет. При этом сокращение капитальных и эксплуатационных удельных затрат может достигать 20–30 и более процентов.

Таким образом, Россия в настоящее время располагает эффективными энергосберегающими технологиями комплексной и глубокой переработки труднообогатимых руд сложного вещественного состава и техногенного минерального сырья, что позволяет получать высококачественную готовую продукцию, конкурентоспособную на мировом рынке

ЛЕКЦИЯ №4 «СОВРЕМЕННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ДРОБИЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

4.1. Описание и анализ дробления

Дробление – процессы уменьшения размеров кусков (зерен) полезных ископаемых путем разрушения их действием внешних сил. Принципиально процессы дробления и измельчения не различаются между собой. Условно считают, что при дроблении получают продукты преимущественно крупнее 5мм.

Крупность зерен, до которой надо дробить или измельчать исходный материал перед обогащением, определяется размером вкрапленности полезных минералов и процессом, принятым для обогащения данного ископаемого. Необходимая крупность устанавливается опытным путем при исследованиях обогатимости каждого полезного ископаемого.

Способы дробления различаются видом воздействия разрушающей силы на куски дробимого материала. Известны четыре основных способа разрушения материалов: раздавливание, раскалывание, истирание и удар.

Процесс дробления характеризуют степенью дробления i , которая показывает, во сколько раз уменьшается размер куска при дроблении.

Получение высоких степеней дробления в одной дробильной машине практически невозможно. Вследствие конструктивных особенностей машины для дробления и измельчения эффективно работают только при ограниченных степенях измельчения, поэтому рациональнее дробить и измельчать материал от исходной крупности до требуемого размера в нескольких последовательно работающих дробильных и измельчающих машинах. В каждой из таких машин будет осуществлена лишь часть общего процесса дробления или измельчения, называемая стадией дробления или измельчения.

Наиболее часто в практике обогащения руд используется трех стадийное дробление.

В зависимости от крупности дробимого материала и дробленого продукта стадии дробления имеют особые названия: первая стадия - крупное дробление (материал дробится приблизительно до 300 мм); вторая стадия – среднее дробление (приблизительно до 100 мм); третья стадия – мелкое дробление (приблизительно до 15 мм).

4.2. Классификация существующей техники

Основными типами применяемых дробящих аппаратов являются щековые, конусные. Щековые дробилки выпускают двух типов (рис. 4.1)- с простым и сложным качанием щеки. На рисунке 4.2 представлен внешний вид дробилки.

В щековой дробилке с простым качанием щеки материал раздавливается между двумя щеками, из которых одна неподвижная, а другая подвижная – качающаяся. Подвижная щека шарнирно подвешена на неподвижной оси и попеременно то приближается к неподвижной щеке, то удаляется от нее. При сближении щек находящиеся между ними куски дробимого материала раздавливаются. Качательные движения щеки создаются вращающимся эксцентриковым валом через передаточный механизм (шатун и распорные плиты).

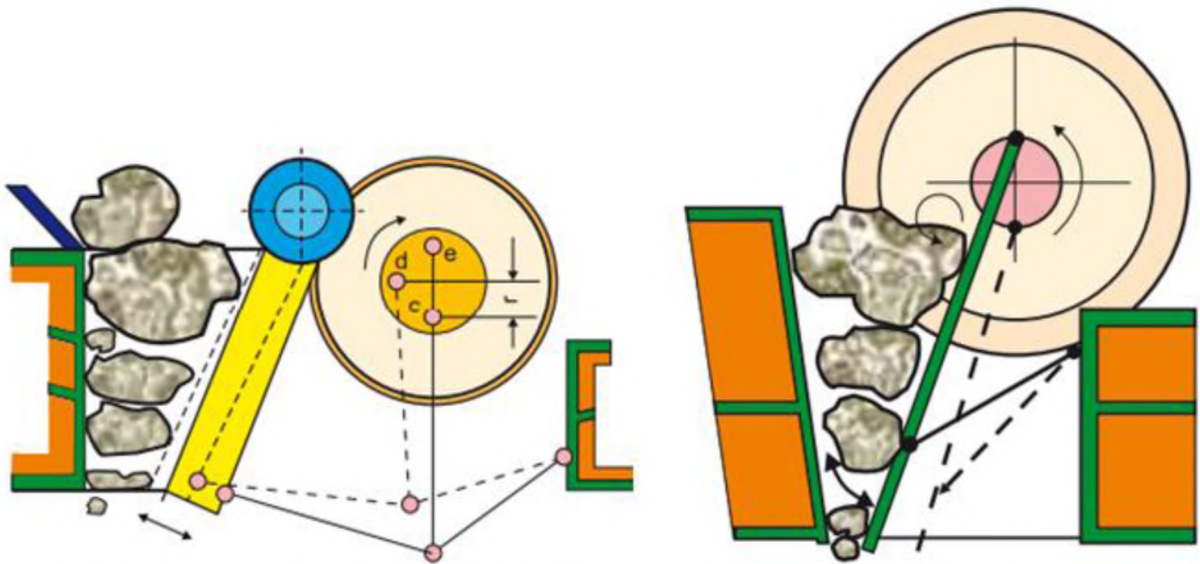


Рисунок 4.1 Щековая дробилка с простым и со сложным качанием щеки



Рисунок 4.2 Щековая дробилка внешний вид

Исходный материал поступает в пространство между щеками сверху. Дробленый продукт разгружается снизу при отходе подвижной щеки.

В дробилках со сложным качанием щеки подвижная щека висит эксцентрично на вращающемся валу, вращение которого сообщает щеке колебательные движения, достаточные для дробления материала. При этом подвижная щека совершает более

сложные движения, чем в предыдущем случае, дополнительно к раздавливанию как бы растирая руду.

Конусные дробилки выпускаются трех типов: конусные дробилки крупного, среднего, и мелкого дробления.

В конусных дробилках материал дробится в кольцевом пространстве, образованном наружной неподвижной конической чашей (верхней частью станины дробилки) и расположенным внутри этой чаши подвижным дробящим конусом, насаженным на вал. У дробилок для крупного дробления (Рисунок 4.3) вал подвешивается к верхней траверсе, а у дробилок для среднего и мелкого дробления – на сферический подпятник, на который опирается дробящий конус, жестко закрепленный на валу.

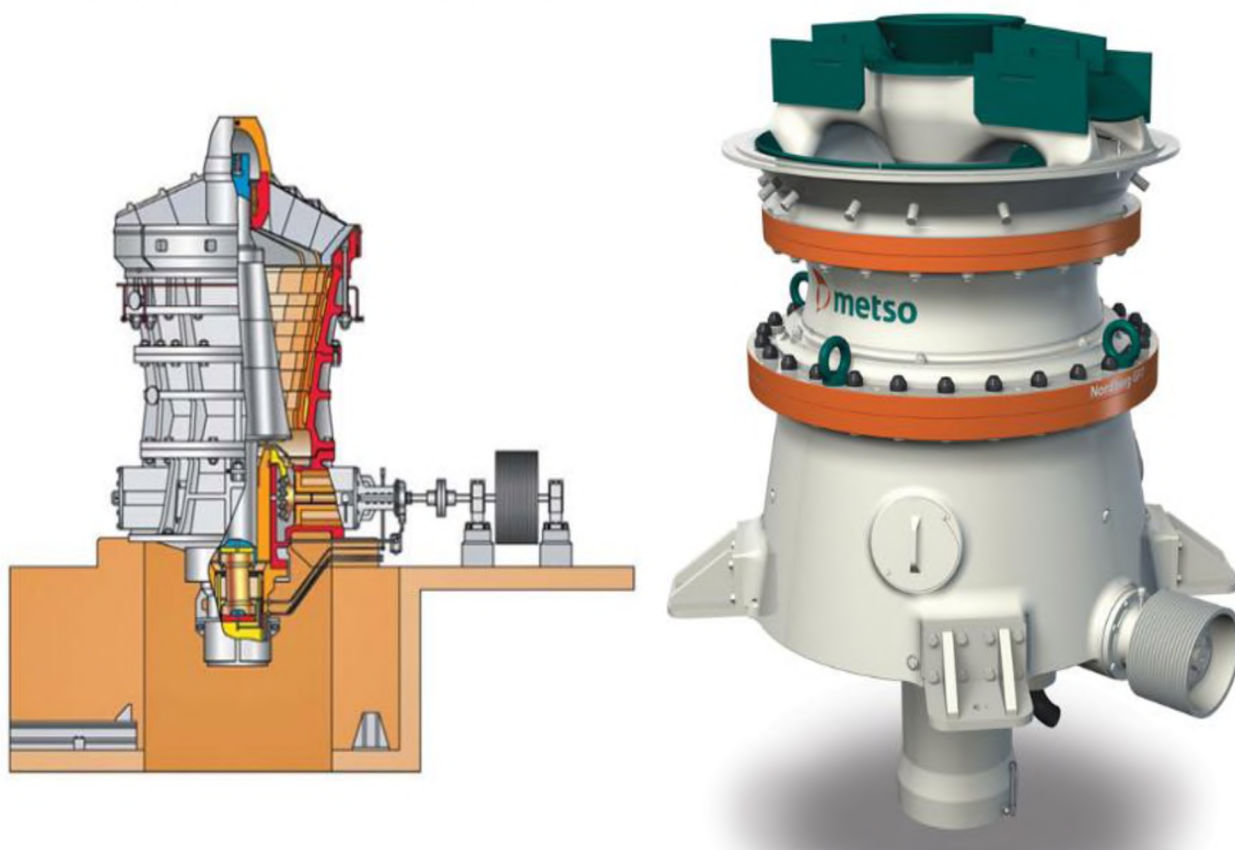


Рисунок 4.3 Конусная дробилка крупного дробления: конструкция и внешний вид

Так как нижний конец вала входит эксцентрично в стакан, то при вращении стакана вокруг вертикальной оси дробящий конус начинает “обтекать” чашу, и происходит дробление материала. Основное дробящее действие конусных дробилок – раздавливание, но имеет место и разлом кусков при изгибе, возникающем, когда кусок зажат между вогнутой поверхностью чаши и выпуклой поверхностью дробящего конуса.

Конусные дробилки для среднего и мелкого дробления (Рисунок 4.4) конструктивно схожи и отличаются в основном размерами загрузочных и разгрузочных отверстий. От дробилок крупного дробления кроме размеров, дробилки среднего и мелкого дробления отличаются тем, что дробящий конус имеет больший угол конусности (до 100 градусов), а неподвижная чаша имеет вершину конуса вверх. Кроме того, весьма часто дробящий конус не подвешивают, а опирают на специальные подпятники. Степень дробления у конусных дробилок 5-7.

Конусные дробилки являются наиболее распространенными в горнодобывающей промышленности.

Так же процесс дробления может происходить в измельчающих валках высокого давления (Рисунок 4.5).

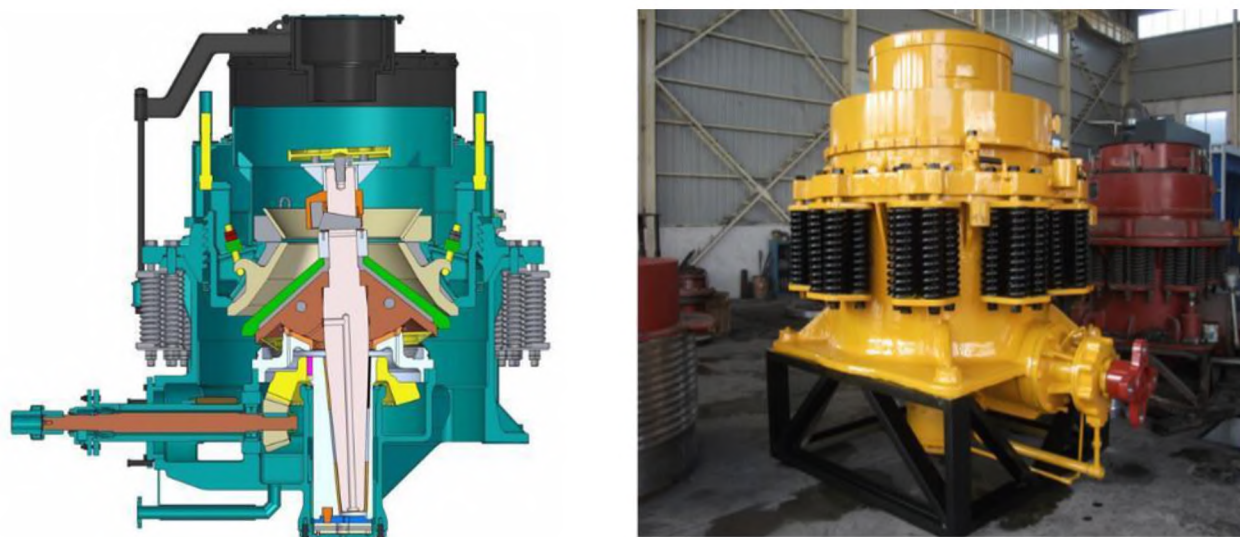


Рисунок 4.4 Конусная дробилка среднего дробления: конструкция и внешний вид

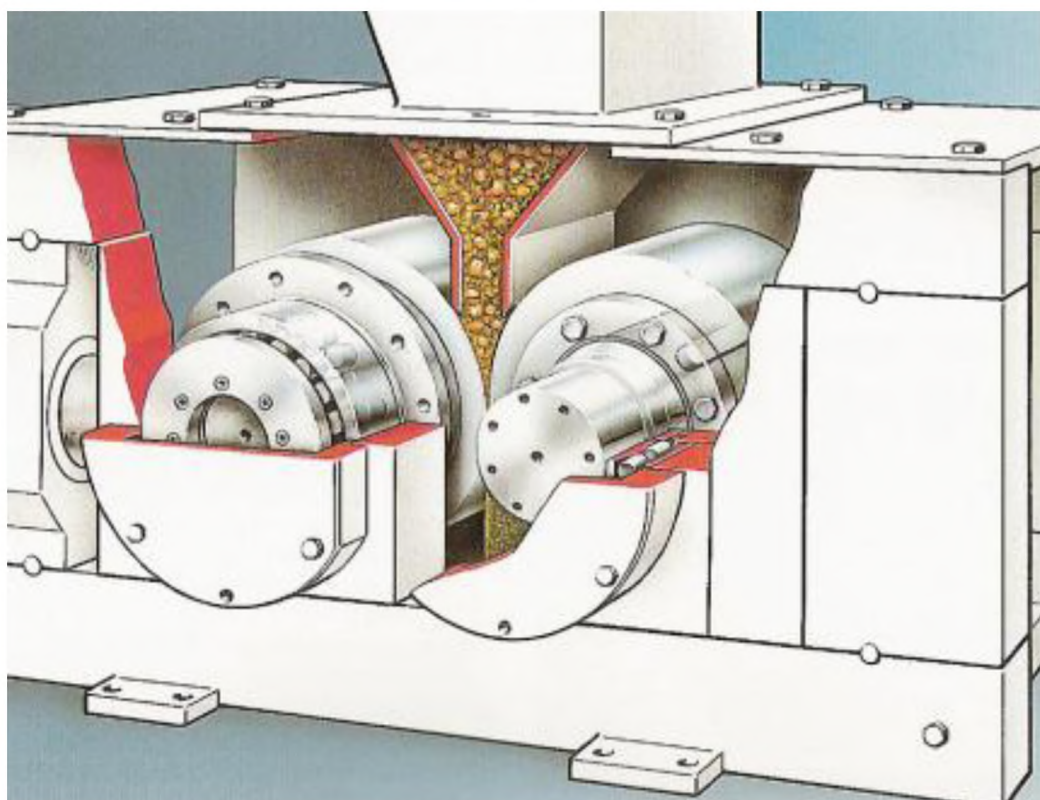


Рисунок 3.5. Измельчающие валки высокого давления

4.3. Производители дробильного оборудования

Два основных производителя дробящего оборудования - отечественная компания "ОМЗ Горное оборудование" и зарубежная фирма Metso.

ОМЗ Горное оборудование

Объединенные машиностроительные заводы – одна из крупнейших компаний России, лидер тяжелого машиностроения.

Основные направления деятельности:

1. Оборудование для атомной энергетики;
2. Оборудование для нефтегазохимического комплекса;
3. Продукция из специальных и обычных сталей;
4. Metallургическое оборудование;
5. Криогенная техника;
6. Трубопроводная арматура;
7. Инжиниринг, комплексные решения и сервис.

Компания специализируется на инжиниринге, производстве, продаже и сервисном обслуживании оборудования и машин для атомной, нефтегазохимической, горной промышленности и на производстве metallургических заготовок из специальных марок сталей.

Объединенные машиностроительные заводы занимают лидирующие позиции среди российских предприятий тяжелого машиностроения по выпуску уникального реакторного оборудования для установок: гидрокрекинга, гидроочистки, каталического крекинга. В состав бизнес-направления входят: ПАО «ИЖОРСКИЕ ЗАВОДЫ», ОАО «УРАЛХИММАШ», ООО «ГЛАЗОВСКИЙ ЗАВОД ХИММАШ» и ŠKODAJSa.s.

Объединенные машиностроительные заводы – один из ведущих мировых производителей (наряду с JAPAN STEEL WORKS, CHINA FIRST HEAVY INDUSTRIES и CHINA ERZHONG) крупных и сверхкрупных изделий из специальных сталей для традиционной и атомной энергетики, metallургического и нефтехимического машиностроения, а также специальных целей.

Metso

Metso является финской промышленной компанией, предоставляющей решения для перерабатывающих отраслей промышленности. Портфолио предложений включает в себя как оборудование и системные решения для горнодобывающего и строительного секторов промышленности, так и запорно-регулирующую арматуру; также представлен широкий спектр сервисных услуг.

Решения Metso по переработке полезных ископаемых для горнодобывающей отрасли, производства нерудных материалов и вторичной переработки отходов включают: дробилки, грохоты, комплексные решения по горной добыче, мельницы и мелющие тела, конвейеры, решения по транспортировке сыпучих материалов, а также оборудование для обогащения, пирометallургической обработки и переработки отходов.

4.4. Перспективы развития дробильного оборудования

Измельчающие валки высокого дробления являются наиболее перспективным путем развития дробильных установок. За прошедшие два десятилетия область применения валков значительно расширилась. В настоящее время их применяют:

- 1) на кимберлитах (вторая, третья стадии дробления и додраблывание);
- 2) на железных рудах (в мельницах самоизмельчения и галечного измельчения);
- 3) для измельчения известняков, тонких концентратов, золотосодержащих руд.

Перспективным является применение этой технологии для фосфатов, гипса, медных руд и углей.

Отечественная промышленность в настоящий момент данный тип дробилок не выпускает. В Европе существует, по крайней мере, три немецких фирмы-производителя: ThyssenKruppPolysius (серия Polycor), KHD HumboldtWedag (серия RP) иKoppers (рис.4.6).

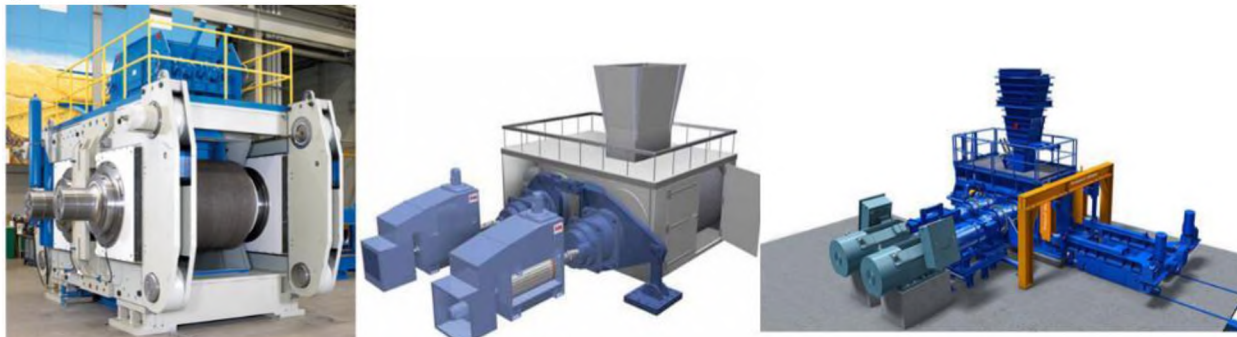


Рисунок 4.6 ИВВД фирм Koppers Thyssen Krupp Polysius (серия Polycor) и KHD Humboldt Wedag (серия RP)

Помимо измельчающих валков развитие дробильного оборудование основывается на нескольких параметрах:

1) Понижение нагрузки на фундамент

Резиновые амортизаторы и ограничители эффективно снижают нагрузки от работы дробилки на фундамент, воспринимая пиковые ударные нагрузки и позволяя дробилке перемещаться в вертикальном и продольном направлении.

2) Увеличение срока службы быстроизнашивающихся деталей

Для оптимизации выносливости и эксплуатационных качеств быстроизнашивающихся деталей предлагаются несколько различных профилей и толщин дробильных плит и варианты сортов марганцовистой стали. Дополнительные промежуточные плиты и дистанционные прокладки позволяют максимально использовать марганцовистые дробильные плиты.

Основным же направление модернизации является автоматизация внутренних процессов дробилки, таких как автоматическую систему смазки, различные установочные кронштейны для подгонки по высоте питателя, датчики скорости и температуры и литые защитные плиты.

ЛЕКЦИЯ №5 «СОВРЕМЕННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

5.1. Описание и анализ измельчения

Измельчение – процесс уменьшения размеров кусков (зерен) полезных ископаемых путем разрушения их действием внешних сил. Принципиально процессы дробления и измельчения не различаются между собой. Условно считают, что при измельчении получают продукты преимущественно меньше 5 мм.

Крупность зерен, до которой надо дробить или измельчать исходный материал перед обогащением, определяется размером вкрапленности полезных минералов и процессом, принятым для обогащения данного ископаемого. Необходимая крупность устанавливается опытным путем при исследованиях обогатимости каждого полезного ископаемого.

5.2. Классификация существующей техники

На обогатительных фабриках применяют, в основном, цилиндрические барабанные шаровые или стержневые мельницы и мельницы самоизмельчения. Все они имеют схожий принцип работы (Рисунок 5.1).

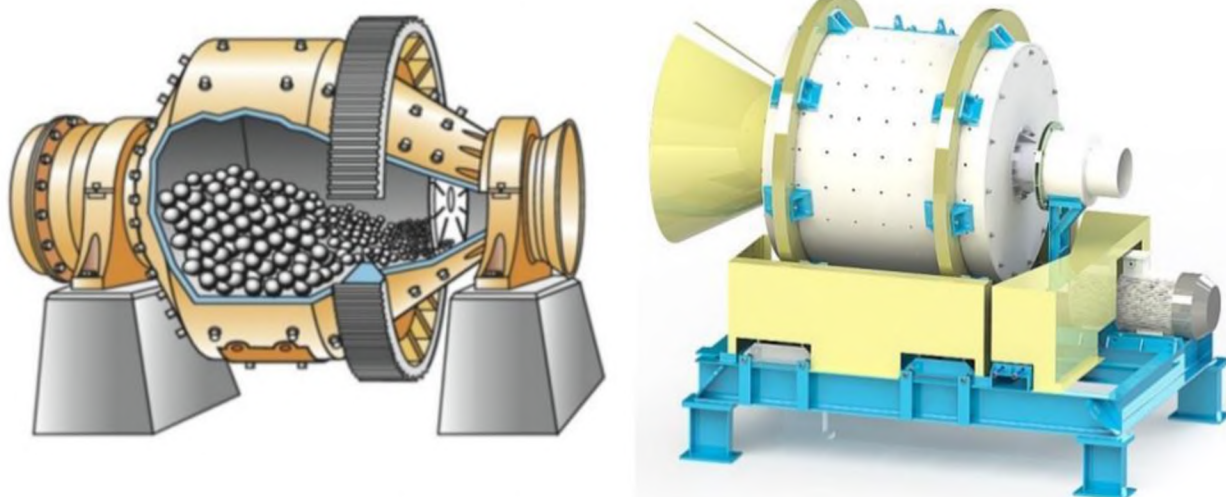


Рисунок 5.1. Мельница шаровая

Барабанная шаровая мельница представляет собой пустотелый барабан, закрытый торцовыми крышками и на 40-45 % объема заполненный измельчающими телами. Загрузочная и разгрузочная полые цапфы барабана помещены в подшипники, которые опираются на железобетонные опоры. При вращении подаваемая в барабан руда вместе с измельчающими телами поднимается на некоторую высоту, а затем скатывается или падает вниз, подвергаясь измельчению за счет сил ударов и трения в слоях измельчающей среды. Различают каскадный, смешанный и водопадный режимы движения измельчающей среды. Какой будет режим – зависит от скорости вращения барабана. При малом числе оборотов барабана наблюдается каскадный режим, при увеличении скорости вращения наступает водопадный и, наконец, при еще большей скорости (критическая) измельчение прекращается.

Чаще всего стержневые мельницы применяют или при грубом измельчении мелковкрапленных руд для их последующего обогащения, или в первой стадии (в открытом или замкнутом цикле) при двух- и многостадийном измельчении для

подготовки материала к последующему измельчению. Расход стали (шаров или стержней) при измельчении руд составляет около 1 кг/т руды.

Шаровая мельница с центральной разгрузкой. Мельница состоит из цилиндрического барабана с торцовыми крышками, имеющими пустотелые цапфы, посредством которых барабан опирается на коренные подшипники. Барабан и крышки футеруют изнутри стальными плитами. В барабан загружают стальные или чугунные шары разного диаметра (от 40 до 120 мм). Вращение барабану передается от электродвигателя посредством малой шестерни, насаженной на приводном валу, и зубчатого венца на барабане.

Снизить расход стали позволяет самоизмельчение, которое бывает двух видов: рудное и рудно-галечное. В первом случае измельчающей средой являются куски самой неклассифицированной руды, во втором руда узкого класса крупности или какой-либо другой твердый материал («галя»).

При рудном самоизмельчении дробленая руда крупностью 300-0 мм (350-0 мм) после одной стадии дробления поступает в мельницы самоизмельчения, где крупные куски руды измельчают более мелкие (и измельчаются сами). Барабаны мельниц самоизмельчения делают большого диаметра (до 12 м) и часто короткими ($D:L \approx 3:1$) Как показала практика, это соотношение необязательно, иногда делают мельницы длиннее – с отношением $D:L = 1,2:1$ и $D:L = 2:1$.

Рудное полусамоизмельчение отличается от рудного самоизмельчения добавкой в мельницу стальных шаров большого диаметра (100-125 мм) в количестве 6-10 % объема мельницы. Шары добавляют при недостатке крупных кусков в дробленой руде, а также для увеличения производительности мельницы.

При рудно-галечном измельчении руда крупностью 6-1 мм или мельче, полученная в результате рудного само-, полусамоизмельчения или измельчения в стержневой мельнице, измельчается в рудно-галечных мельницах, по конструкции сходных с шаровыми с решеткой. Рудная галька (100-40; 75-30 мм), используемая как измельчающие тела, отбирается после второй стадии дробления руды или выделяется при рудном самоизмельчении.

5.3. Производители измельчительного оборудования

Основные производители техники на территории РФ - это ПАО "Уралмашзавод" и уже упоминавшаяся компания Metso.

ПАО "Уралмашзавод"

ПАО «Уралмашзавод» – предприятие по производству и продаже оборудования для металлургии, горнодобывающей промышленности и промышленности строительных материалов и энергетики.

Основная производимая продукция:

1. Конусные дробилки крупного и редукционного дробления;
2. Конусные дробилки среднего и мелкого дробления;
3. Щековые дробилки;
4. Дробильно-перегрузочная установка ДПУ-1000;
5. Мельницы;
6. Драглайны гусеничные;
7. Драглайны шагающие;

8. Карьерные гусеничные экскаваторы (механические лопаты);
9. Бандажи;
10. Венцы зубчатые и подвенцовые шестерни;
11. Корпуса мельниц и вращающихся печей;
12. Мельницы сырьевые и цементные;
13. Муфты зубчатые и шлицевые;
14. Редукторы привода мельниц и вращающихся печей массой от 5 кг до 130 тонн;
15. Роликоопоры;
16. Подъемно-транспортное оборудование;
17. Оборудование для металлургии.

Клиенты корпорации – Газпром, Сургутнефтегаз, Роснефть, Металлоинвест, Евраз, ММК, Северсталь, УГМК, Норильский никель, Евроцемент групп, ArcelorMittal, VisakhapatnamSteelPlant, Северный ГОК, Казхром и другие компании СНГ, Китая, Индии, Пакистана, Болгарии и Румынии.

2.4. Перспективы развития измельчительного оборудования

В настоящее время активно развивается технология мельниц ультратонкого измельчения, позволяющая получить продукт крупностью до 10 микрон.

Технология ультратонкого измельчения FLSmidth продолжает эволюционировать, предлагая широкий спектр решений для лабораторного и промышленного применения.

Показатели измельчения обуславливаются как параметрами процесса, так и конструкцией мельницы.

Конструкция мельницы (рис.2.2) и рабочие условия определяют затраты на электроэнергию и эффективность измельчения.

Накопленные данные показывают, что потребление энергии мельницей зависит, главным образом, от загрузки бисером, а не объемом перерабатываемого питания. Тестирование на ОПУ предлагает путь для улучшения эффективности промышленных мельниц.

Технология ультратонкого измельчения FLSmidth продолжает эволюционировать, предлагая широкий спектр решений для лабораторного и промышленного применения.

Показатели измельчения обуславливаются как параметрами процесса, так и конструкцией мельницы.

Конструкция мельницы и рабочие условия определяют затраты на электроэнергию и эффективность измельчения.

Накопленные данные показывают, что потребление энергии мельницей зависит, главным образом, от загрузки бисером, а не объемом перерабатываемого питания. Тестирование на ОПУ предлагает путь для улучшения эффективности промышленных мельниц.



Рисунок 5.2. Конструкция мельницы FLSmidth

ЛЕКЦИЯ №6 «ОБЗОР СОВРЕМЕННЫХ МЕТОДИК ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РАЗЛИЧНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ»

Значительный вклад в развитие теории и практики управления процессами рудоподготовки были сделаны в работах Санкт-Петербургского Горного института, института «Механобр» и крупными специалистами в этой области Андреевым С.Е., Андреевым Е.Е., Авдохиным В. М., Биленко Л.Ф., Бондом Ф., Вайсбергом Л.А., Газалеевой Г.И. Линчем А. Дж., Напиер-Мунном Т. Дж., Маляровым П.В., Морреллом С., Перовым В.А., Разумовым К.А., Роуландом Ч.А. Тихоновым О.Н., Чантурия В.А. и др.

Дальнейшее развитие этих работ связано с комплексным совершенствованием аппаратуры и технологических схем, а также их автоматизированным управлением на базе широкого применения современных прогнозирующих и оптимизирующих компьютерных пакетов. В связи с этим возникает необходимость в разработке систем моделирования и автоматизированного управления процессами рудоподготовки с использованием новых подходов, в том числе экономико-математических методов и компьютерных технологий, которые позволяют существенно уменьшить расходы на

проведение научно-исследовательских работ и снизить риски от принятия неоптимальных решений.

Существуют методики расчёта измельчительного оборудования, разработанные институтом «Механобр», которые использовались на протяжении многих лет. Они основаны на использовании удельной производительности на единицу объёма мельниц и ориентированы в основном на отечественное оборудование.

Однако, в настоящее время (последние два десятилетия) всё большее применение в отечественной практике находят принятые за рубежом подходы, основанные главным образом на методиках Бонда, модифицированных позднее Роуландом с использованием т.н. рабочих индексов Бонда. Здесь расчёты основаны на удельных затратах полезной мощности на производство готового продукта от заданной исходной до заданной конечной крупности, оцениваемых по проходу 80% материала. Указанные методики в настоящее время носят характер международных стандартов и являются общепринятыми. Они могут быть применены для зарубежного и отечественного рудоподготовительного оборудования.

6.1. Определение индекса дробления бонда CWI

Индекс чистой работы дробления Ф. Бонда (CWI) –показатель, используется для прогнозирования энергетических затрат промышленных дробилок. CWI определяется по результатам разрушения материала в специальной лабораторной установке ударного действия.

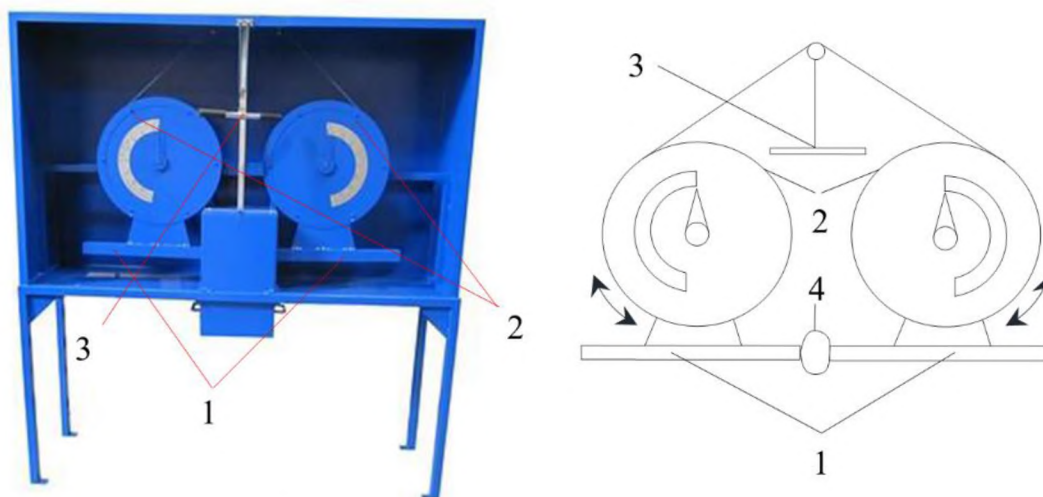


Рис. 6.1. Установка для определения CWI

1 – молотки (вес каждого -13,6 кг), 2 – колеса, 3 – ручка установки отклонения высоты молотков, 4 – образец для разрушения.

6.2. Определение индекса абразивности бонда AI

Индекс абразивности Бонда - величина, используемая для прогнозирования скорости износа рабочих органов рудоподготовительных аппаратов.



Рис.6.2 Установка для определения AI



Рис.6.3. Стальная пластинка, закрепленная радиально на роторе

3.3. Определение рабочего индекса бонда для стержневой мельницы RWI

Для расчёта удельных энергозатрат (кВтч/т) на сокращение крупности материалов с последующим выбором оборудования осуществляют тесты по стандартным методикам, разработанные Ф. Бондом. Тесты по оценке энергозатрат на стержневое измельчение производят в стержневой мельнице Бонда (см. рис.3.4).



Рис.6.4. Стержневая мельницы Бонда

Схема тестирования на рабочий индекс стержневого измельчения представлена в соответствии с рисунком 3.5.

Исходный продукт 100% -12,5 мм

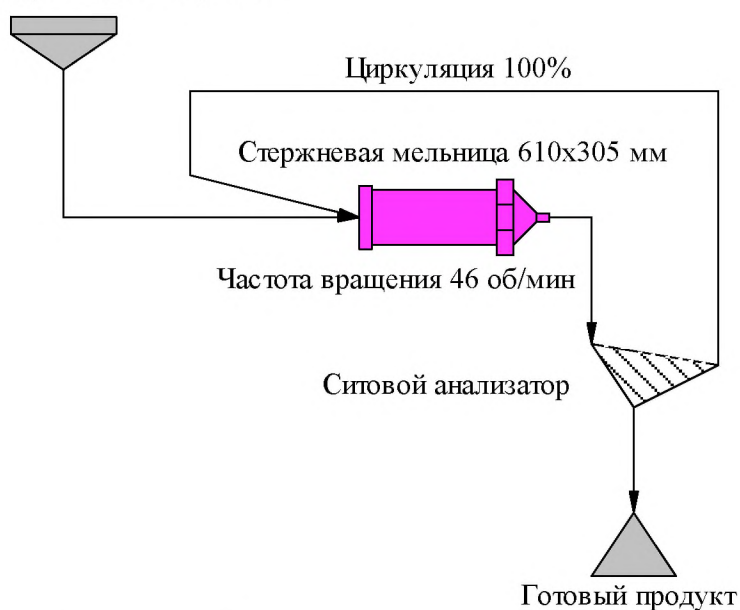


Рис.6.5. Схема тестирования на рабочий индекс стержневого измельчения Бонда.

3.4. Определение рабочего индекса бонда для шаровой мельницы BWI

Для расчёта удельных энергозатрат (кВтч/т) на сокращение крупности материалов с последующим выбором оборудования осуществляют тесты по стандартным методикам, разработанные Ф. Бондом. Тесты по оценке энергозатрат на стержневое измельчение производят в стержневой мельнице Бонда (см. рис. 3.6).

Рабочий индекс шарового измельчения Бонда - это энергетический показатель, характеризующий сопротивляемость материала шаровому измельчению.



Рис.6.6. Шаровая мельница Бонда

Схема тестирования на рабочий индекс стержневого измельчения представлена в соответствии с рисунком.3.7.

Исходный продукт 100% -3,35 мм

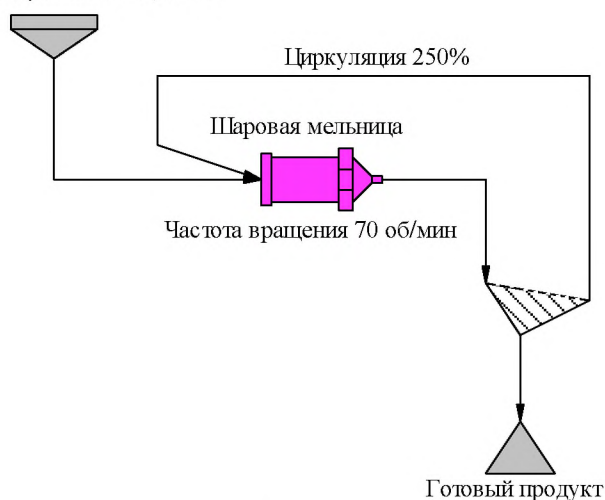


Рис. 6.7. Схема тестирования на рабочий индекс шарового измельчения Бонда

6.5. Тест падающего груза

Тест падающего груза фирмы JKTech предназначен для измерения функции разрушения (появления) для руды в пяти фракциях крупности в диапазоне от 13 до 63 мм при различных условиях энергии (от 0,1 до 2,5 кВт-ч/т). Результаты сводятся к определению параметров – A, b и та. Установка падающего груза представлена в соответствии рисунку 3.8.

Процедура теста требует 65 кг материала, который готовится специально для получения от 30 до 90 кусков пяти фракций крупности узкого диапазона. Диапазон изменения энергии дробления на частицу регулируется от 0,1 до 2,5 кВт-ч/т за счёт изменения массы грузов (от 20 до 50 кг) и высоты падения (от 0,2 до 1,0 м).

Энергия разрушения регулируется путём подбора соотношения массы груза и высоты, с которой он падает. Энергия, достигаемая этим методом, хорошо согласуется с энергией, необходимой в промышленных дробилках и мельницах само/полусамозмельчения

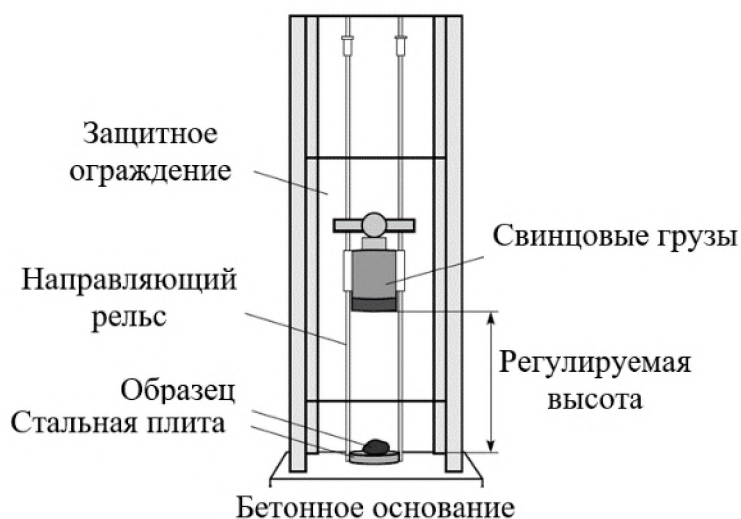


Рис.6.8. Схема устройства тестера падающего груза

6.6. SMC тест

В связи с трудозатратностью данного типа тестирования, его освоение производится без фактического проведения.

Для подготовки проб к тесту SMC применяют два альтернативных способа. Первый - способ “дробления и отбора кусков”, при котором исходный материал пробы дробят, а затем от него отбирают необходимое количество кусков в пределах узкого класса крупности. Второй - способ “резки керна”, при котором керн сначала режут в продольном направлении на четвертинки, а затем их поперечно нарезают на куски определенной высоты. Метод отбора кусков является менее трудоемким и требует меньше времени, поэтому рекомендуется при наличии достаточного количества исходного материала. Для выполнения подготовки пробы данным способом необходимо иметь не менее 20 кг материала. В случае ограниченного количества исходного материала более предпочтительным может оказаться способ резки керна.

В большинстве случаев использование максимальной энергии удара несколько ниже 3.5 кВт·ч/т не является критичным, однако если диаметр керна близок к 70 мм, руда дополнительно характеризуется высокой плотностью, а материала достаточно, то, во избежание



Рис.3.9. Схема устройства тестера падающего груза

потенциальной проблемы, способ дробления и отбора кусков может рассматриваться как предпочтительный. При подготовке проб обоими способами целевой объем кусков выбирается таким образом, чтобы одна десятая исходного размера кусков соответствовала одному из стандартных сит. Таким образом, после ударного разрушения набора кусков величина t_{10} может быть определена путем отсева всего на одном сите.

ЛЕКЦИЯ №7 «ОБЗОР КОМПЬЮТЕРНЫХ ПРОГРАММ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ РУДОПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ»

За последние 40 с лишним лет моделирование процессов обогащения полезных ископаемых упрочилось как весьма важный инструмент для инженеров-обогащителей. Оно применяется при проектировании, анализе/оптимизации и управлении технологическими процессами. Моделирование подразумевает создание математической модели для воспроизводства характеристик явления, системы или процесса, часто с использованием компьютера для того, чтобы получить информацию или решить производственные проблемы. Благодаря широким возможностям, которые предоставляет современная компьютерная техника, моделирование позволяет из множества рассмотренных вариантов выбрать те, которые позволяют минимизировать затраты и риски.

Из альтернативных универсальных компьютерных пакетов, которые могут быть использованы для симуляции и моделирования технологических процессов рудоподготовки на обогатительных фабриках, отметим следующие:

- пакет JKSimMet, фирма JKMRC (Австралия);
- пакет ModSim;
- пакет USIMPACK, фирма BRGM (Франция).

8.1. Пакет JKSimMet

Это наиболее известный и широко используемый пакет программ для моделирования, установленный более чем на 200 горнорудных предприятиях. Фирмой JKMRC разработаны математические модели практически всех применяемых на обогатительных фабриках аппаратов для использования в схемах рудоподготовки:

дробилок гирационных, конусных, валковых (обычных и пресс-валковых) и др.;
мельниц шаровых, стержневых, само- и полусамозмельчения, сухого и мокрого помола;

классифицирующих аппаратов - механических, гидроциклонов, дуговых и вибрационных грохотов и др.;

смесителей, двигателей и др.

Модели этих аппаратов прошли длительную проверку временем и постоянно совершенствуются. Информация о созданных моделях хранится в базе данных пакета, из которой при построении модели схемы на экране монитора вызываются нужные аппараты. Далее, при построении схемы аппараты “обвязываются” потоками и в полученную схему по заданным правилам вводится необходимая информация.

Вводимые данные можно разделить на три группы
данные о потоках и данные опробования;

данные об аппаратах, входящих в схему цикла;
параметры (константы) моделей аппаратов.

Данные о потоках включают:

расходы (т/ч, м³/ч) руды, воды и др.;
содержания твердого (% тв.) и плотности продуктов (т/м³);
гранулометрические характеристики продуктов.

Данные об аппаратах содержат информацию о конструктивных и технологических характеристиках. Например, по мельницам: внутренний диаметр и длина барабана, м; частота вращения барабана в долях от критической; заполнение мелющими телами, в долях от объема барабана; размер максимального шара, мм; W_i и др.

По гидроциклонам: диаметр гидроциклона, диаметры входного и выходного отверстий; длина цилиндрической части (все в метрах); угол конусности, град.; давление на входе, кПа; размер граничного зерна, мм; извлечение воды в слив, % и т.д.

Данные о параметрах моделей. Обычно это некоторые константы, зависящие от специфики конкретного аппарата.

После ввода данных проводится процесс моделирования, результатом которого является получение прогнозных данных по модели и проверке адекватности модели.

Модель считается адекватной, если данные прогноза модели (на экране ПК белый шрифт) достаточно близки к данным опробования, вводимым пользователем (на экране ПК черный шрифт). Если такой близости нет, то есть возможность ее добиться с помощью модуля пакета model fit, который по методу наименьших квадратов осуществляет подгонку параметров модели. После того как модель схемы становится адекватной реальному объекту, можно проводить исследования на этой модели.

Пакет имеет встроенные модули массбалансирующих расчетов, печати, графики и т.д.

Кроме рудоподготовительного пакета фирмы JKMRC разработала ряд пакетов для моделирования: процессов флотации JKSimFlot, обогащения углей – JKSimCoal и др.

Специально разработаны ряд устройств, обслуживающих симулятор, которые исследуют характеристики руды.

8.2. Пакет ModSim

В отличие от JKSimMet пакет MODSIM включает в себя математические модели аппаратов не только для симуляции подготовительных процессов, но и процессов флотации, гравитационного, магнитного, электрического обогащения и процессов обезвоживания.

Причем ряд аппаратов обеспечен не одной, а сразу несколькими моделями, так для шаровой мельницы имеется восемь вариантов моделей. Этот пакет предназначен скорее для научно-исследовательских университетских работ, нежели для решения практических задач на обогатительных фабриках.

Представляют интерес две модели для мельниц полного самоизмельчения и полусамоизмельчения.

Мельница полного самоизмельчения моделируется с использованием полного баланса, включая истирание частиц и износ, как было предложено Austin и Hoyer [20]. Моделируются три различных процесса разрушения: поверхностное трение, ударное разрушение и саморазрушение.

Параметр истирания t_a^1 составляет 1/10 высоты плато на графике кумулятивной характеристики крупности продуктов истирания после перекачивания 46 мм кусков в течение 10 мин. Функция разрушения для продуктов истирания представляется логарифмической экспонентой с показателем степени 0,67 и наибольшей крупностью.

Ударное разрушение моделируется с использованием стандартных функций Austin. Скорость саморазрушения моделируется с использованием распределения энергии разрушения частиц и вероятности последовательного разделения. Средняя кинетическая энергия удара определяется падением кусков. Функция отбора для саморазрушения ударом моделируется формулой вычисления скорости разрушения как $n \times m \times \omega$, где n - числ кусков крупностью d_p в секунду, m - масса кусков, ω - вероятность разрушений.

Считается, что высота падения равна $\frac{1}{2}$ диаметра мельницы. Распределение высот падения моделирований были включены в последнюю версию этой модели. Вероятность разрушения моделируется измеренной энергией разрушения частицы, предложенной Tavages и King в работе “Применение термической обработки для улучшения измельчения” [21] последними модификациями, отражающими измерения для частицы медианной крупности согласно уравнению:

$$E_{50} = E_{\infty} \left(1 + \frac{d_{p0}}{d_p} \right)^{\phi}$$

Функция распределения для саморазрушения базируется на работе С. Leung, Morrison и Whiten Corper, которые рекомендовали модель функции разрушения с параметрами, использующими тесты двойного маятника или падающего груза. T_{10} моделируется как функция ударной энергии, использующая простое экспоненциальное выражение.

$$T_{10} = A(1 - e^{-bEcs})$$

Для описания этой функции используются два параметра: A и b . Они характеризуют руду, и пакет MODSIM требует их введения как параметров аппарата. Параметр b пропорционален энергии разрушения медианной частицы материала и, соответственно, является функцией крупности частицы. Ecs – есть удельная энергия массы, поглощаемой при разрушении в кВт-ч/т. Энергия связана с высотой падения и поэтому пропорциональна диаметру мельницы.

Функция разрушения для продуктов истирания в мельнице самоизмельчения моделируется с использованием данных из работ Morrison и Whiten [22].

Мельница рассматривается как идеальный смеситель с последующей классификацией на решетке.

Модель допускает использование псевдопотока из мельницы для представления распределения по крупности нагрузки в мельнице.

Разгрузка мельницы классифицируется на бутаре. Так как продукт покидает мельницу, то требуется дополнительный параметр для описания отверстий бутары. Для бутары используются функции классификации Розина - Раммлера с показателями экспоненты 6.9.

¹ Здесь и далее все параметры определяются согласно описанию, данному ниже в модели мельницы самоизмельчения для пакета JCSimMet

8.3. Пакет USIM PAC

Пакет USIM PAC разрабатывался на протяжении последних 16 лет в фирме Mineral Processing Sector. USIM PAC 3.0 – для проектирования и оптимизации процессов обогатительной фабрики со всесторонним набором математических моделей для всех операций, начиная от дробления и заканчивая рафинированием.

В 1988 году BRGM разработала мощный компьютерный пакет моделирования процессов USIM PAC. Этот симулятор позволяет инженерам-технологам изучать и моделировать процессы на обогатительной фабрике с учетом соответствующих экспериментальных данных и определять оптимальную конфигурацию фабрики в соответствии с планами производства продукции. Симулятор может также помочь инженерам-проектировщикам при выборе и расчете оборудования, требуемого для аппаратурного оформления технологической схемы. Математическое обеспечение пакета содержит функции, которые могут обрабатывать экспериментальные данные, рассчитывают согласованные материальные балансы, типоразмеры и характеристики оборудования, физические свойства перерабатываемых материалов, работу моделируемой фабрики и выводить результаты в виде таблиц и графиков. На пакет USIM PAC продано более 150 лицензий в 30 странах. Математическое обеспечение пакета непрерывно улучшается и делает его более точным и легким для использования.

В последние годы проводятся исследования в области технологии переработки полезных ископаемых, особенно в гидрометаллургии, био-гидрометаллургии и вскрытия минералов. При создании современных обогатительных фабрик необходимо учитывать воздействия на окружающую среду на каждой стадии горного проекта, оценить расход воды и энергии, переработку отходов и хвостов.

Новая версия симулятора USIM PAC 3.0 учитывает эти современные разработки. Ее структура и инструменты позволяют пользователю принять во внимание широкий диапазон технологических, экономических и экологических аспектов.

8.4. Сопоставление пакетов JKSimMet, MODSIM и USIM PAC

Если в основу сравнения положить критерий применимости, вариантность решаемых задач и степень востребованности на рынке, то пакет JKSimMet является лучшим. За свою почти 40-летнюю историю пакет JKSimMet имеет уникальный уровень внедрения (свыше 200 горно-обогатительных предприятий) и широчайшую географию распространения по всему миру, включая страны СНГ и Россию. Впечатляет также перечень решаемых задач: от проектирования мельниц и схем само- и полусамоизмельчения до проведения исследований по оптимизации технологического режима рудоподготовки.

ЛЕКЦИЯ №8 «ОБРАБОТКА ДАННЫХ ИНЖЕНЕРНОГО ЭКСПЕРИМЕНТА»

Постепенное истощение разрабатываемых месторождений требует, как можно скорее восполнять возникающий дефицит за счет вовлечения в переработку труднообогатимых руд, переработка которых «классическими» методами не эффективна. В связи с этим повышение эффективности обогащения, использование новых способов переработки, интенсификация за счет использования физико-химических воздействий,

внедрение новых реагентов в процессы и т.д. являются приоритетными задачам перед исследователями-обогащителями.

Как правило исследования носят прикладной характер и в результате проведения каких-либо мероприятий сравнивается являются ли они эффективными и могут быть применимы для данного типа сырья. Зачастую полученные результаты статистически не проверяются, что приводит к методическим ошибкам и искажению интерпретации полученных результатов. Например, вместо того чтобы признать несколько флотореагентов равно эффективными (или неэффективными), один из них объявляют «лучшим». Между тем использование соответствующих критериев в значительной мере поможет при изучении влияния того или иного фактора на процесс обогащения, точнее позволит ответить на вопрос является ли различие в полученных результатах статистически важным (с определенной вероятностью) или полученный результат лишь случайность.

Одним из самых широко используемых критериев является t -критерий Стьюдента, который является частным случаем дисперсионного анализа. Критерий предназначен для сравнения только *двух* выборок, но на практике он часто неправильно используется для оценки различия большего числа групп посредством попарного их сравнения. Например, при подборе более эффективного реагента пробуют x число реагентов и далее производят сравнение 1 реагента со 2, 2 с 3 и т.д. При получении достаточно высокого значения критерия t в каком-либо сравнении делается вывод, что вероятность ошибочного заключения о существовании различия не превышает 5%. Это суждении ошибочно и вероятность ошибки существенно больше и может быть рассчитана по выражению:

$$P = 1 - (1 - 0,05)^n \text{ или } P = 0,05n$$

где n – число сравнений. Нетрудно убедиться, что даже при сравнении 3 различных видов реагентов ошибка при использовании t составит порядка 15 %. В литературе это свойство получило название эффекта множественных сравнений.

Для исследования выборок количеством более двух следует применять сделать методы множественного сравнения. Простейший из них — использование неравенства Бонферрони:

$$\alpha' < n\alpha$$

где α' - вероятность хотя бы один раз ошибочно выявить различия. Т.е. если k раз применить критерий с уровнем значимости α , то вероятность хотя бы в одном случае найти различие там, где его нет не превышает произведения k на α . Из неравенства Бонферрони следует, что для обеспечения вероятность ошибки α' (как правило для технических исследований – это значение 5 %), то в каждом из сравнений необходимо принять уровень значимости α'/n . Например, для сравнения 3 реагентов уровень значимости должен быть $0,05/3=1,7\%$. В общем случае рационально использование неравенства Бонферрони при числе $n < 8$, так как с увеличением числа сравнений растет шанс признать даже существенные различия статистически не значимыми.

Более точным и менее строгим является критерий Ньюмена–Кейлса (q критерий). Он дает более точную оценку вероятности, а также чувствительность его выше, чем критерия Стьюдента с поправкой Бонферрони. При использовании критерия Ньюмена–Кейлса прежде всего необходимо проверить равны ли средние с помощью дисперсионного и если это не подтверждается, все средние упорядочивают по возрастанию и сравнивают попарно, каждый раз вычисляя значение q критерия:

$$q = \frac{\overline{X}_A - \overline{X}_B}{\sqrt{\frac{s_{\text{вы}}^2}{2} \left(\frac{1}{n_A} + \frac{1}{n_B} \right)}}$$

где $\overline{X}_A, \overline{X}_B$ - сравниваемые средние, $s_{\text{вы}}^2$ - дисперсия внутри выборки, n_A и n_B - количество элементов в выборке

Причем для оптимизации вычисления сначала нужно сравнить наименьшее среднее с наибольшим, затем со 2-ым по значению и так далее. Затем сравнивается предпоследнее в том же порядке. Перебор всех пар может быть довольно трудоемок и не всегда необходим, так как если какие-то средние не различаются, то и все средние лежащие между ними различаться не будут.

Вычисленное значение критерия сравнивается непосредственно с табличным и на основании сравнения делается вывод о принятии или отклонении нулевой гипотезы. Табличное значение выбирается на основании принятой вероятности, числа степеней свободы $\nu = N - m$ (где N – количество элементов во всех выборках, m – число выборок) и величины интервала сравнения, который определяется как увеличенная на единицу разность между порядковыми номерами в проранжированном от меньшего к большему ряду средних.

Другой критерий, применение которого возможно при сравнении нескольких выборок называется – критерий Тьюки. Критерий Ньюмена-Кейлса был разработан как усовершенствование критерия Тьюки и соответственно по расчету они практически идентичны за исключением способа определения критического значения. В q критерии Ньюмена-Кейлса критическое значение зависит от интервала сравнения. При расчете по критерию Тьюки при всех сравнениях вместо интервала сравнения используется число, использованных в анализе, выборок, таким образом, критическое значение q все время одно и то же. Поскольку в критерии Тьюки при всех сравнениях используется максимальное критическое значение, различия будут выявляться реже, чем при использовании критерия Ньюмена-Кейлса.

Практическое применение этих критериев может использоваться при различных исследованиях. Например, в работе исследовалось влияние вспенивателей на снижение содержания органического углерода в концентрате при флотации золотосодержащей руды месторождения «Майское». Основным показателем эффективности проведения процесса являлось содержание отношение содержания золота в перерабатываемом материале, выраженное в единицах г/т к содержанию органической части рудного углеродистого вещества и выраженной в кг/т ($\text{Au}/C_{\text{орг}}$). В качестве реагентов использовались ОР F-597, Flotanol 7196, Flotanol 7197. Опыт повторялся по 3 раза, результаты сведены в таблицу 8.1.

Таблица 8.1- Условия и результаты проведения эксперимента

Реагент	Значение $\text{Au}/C_{\text{орг}}$ в опыте			Среднее содержание $\text{Au}/C_{\text{орг}}$
	1	2	3	
ОР F-597	4,88	4,58	4,61	4,69
Flotanol 7197	5,86	6,19	5,56	5,87
Flotanol 7196	6,57	6,18	5,61	6,12

Стандартное отклонение для тогда составит: ОР F-597 – 0,2; Flotanol 7197 – 0,3; Flotanol 7196 – 0,5. На основе дисперсионного анализа расчетный F критерий равен 14,59, а табличный, при уровне значимости P=95 %, равен 5,14. Так как $F > F_{\text{табл}}$, значит нулевая гипотеза о равенстве всех средних отвергается.

Рассчитаем критерий Стьюдента с учетом неравенства Бонферрони (1). Внутригрупповая оценка дисперсии: $s_{\text{групп}}^2 = (0,2^2 + 0,3^2 + 0,5^2) \cdot \frac{1}{3} = 0,12$. Число выборок 3, численность каждой выборки 3. Следовательно, число степеней свободы $\nu = 3(3 - 1) = 6$. Тогда попарно сравнивая все выборки получаем:

$$t_1 = \frac{\bar{X}_2 - \bar{X}_1}{\sqrt{\frac{2s_{\text{групп}}^2}{n}}} = \frac{5,87 - 4,69}{\sqrt{\frac{2 \cdot 0,12}{3}}} = 4,173, t_2 = \frac{6,12 - 4,69}{\sqrt{\frac{2 \cdot 0,12}{3}}} = 5,02; t_3 = \frac{5,87 - 6,12}{\sqrt{\frac{2 \cdot 0,12}{3}}} = -0,884,$$

где \bar{X}_i - среднее содержание Au/C_{орг}.

Так как всего проведено 3 сравнения, то с учетом неравенства Бонферрони, уровень значимости должен быть не менее $\alpha' = 0,05/3 = 0,016$. При таком уровне значимости табличный критерий Стьюдента – 5,959. Таким образом статистического различия между опытами не наблюдается.

Рассчитаем критерий Ньюмена-Кейлса и критерий Тьюки для данных таблицы 1.

Упорядоченные значения средних полученных результатов: 4,69($X_{1\text{ср}}$)-5,87($X_{2\text{ср}}$)-6,12($X_{3\text{ср}}$), соответственно сравнение производится в следующем порядке: Сравниваем $X_{3\text{ср}}$ с $X_{1\text{ср}}$, $X_{3\text{ср}}$ с $X_{2\text{ср}}$, $X_{2\text{ср}}$ с $X_{1\text{ср}}$

Табличные и рассчитанные значения критериев Ньюмена-Кейлса и Тьюки сведены в таблицу 8.2.

Таблица 8.2- Табличные и расчётные значения критериев Ньюмена-Кейлса и Тьюки

Сравнение выборок	Расчетный критерий Ньюмена- Кейлса	Табличный критерий Ньюмена- Кейлса [6]	Расчетный критерий Тьюки	Табличный критерий Тьюки[6]
$X_{3\text{ср}}$ с $X_{1\text{ср}}$	7,002	4,339	7,002	4,339
$X_{3\text{ср}}$ с $X_{2\text{ср}}$	1,000	5,243	1,000	4,339
$X_{2\text{ср}}$ с $X_{1\text{ср}}$	6,002	5,243	6,002	4,339

Как видно анализ статистической обработки с помощью критериев Ньюмена-Кейлса и Тьюки дал иные результаты. В обоих тестах результаты опытов с Flotanol 7197 и Flotanol 7196 отличны от результатов с ОР F-597, что подтверждено дальнейшими исследованиями. Полученные результаты показывают, что строгость критерий Стьюдента с учетом неравенства Бонферрони чрезмерно и отвергает существование различий значительно чаще, чем необходимо. В связи с этим при исследовании в области обогащения использование q критерия Ньюмена-Кейлса предпочтительнее.

Довольно часто при проведении исследований требуется не сравнение всех полученных результатов между собой попарно, а сравнение только с одной контрольной (исходной) группой. Например, такая необходимость может возникнуть при модернизации схемы обогащения, когда необходимо сравнить показатели работы работающей технологии и после проведенной модернизации. Также такого рода

исследование необходимо при выявлении различий при замене реагента в схеме флотации для выяснения существования статистически значимого различия и т.д.

Для этих целей возможно применение способов, описанных выше, но это приводит к значительному увеличению трудоемкости процесса, из-за необходимости сравнивать все выборки. При этом резко возрастает риск пропуска реальных различий и ошибочного принятия нулевой гипотезы. Более корректным, при таких исследованиях будет применение специально разработанных методов. Наибольшее распространение получили: модифицированный критерий Стьюдента с поправкой Бонферрони и критерий Даннета.

Применение модифицированного критерия Стьюдента с поправкой Бонферрони производится по тому же алгоритму, как и при множественном сравнении, но с уменьшенным на единицу числом сравнений. Соответственно уровень значимости будет рассчитываться как $\alpha'/(n-1)$, что приведёт к смягчению критерия. За счет снижения критического уровня t чувствительность метода повышается, при этом корректно делать выводы только о различии (или совпадении) выборок с контрольной. Вывод о различии не контрольных выборок, при использовании данного метода, невозможен.

Критерий Даннета является модификацией критерия Ньюмена-Кейлса. Алгоритм расчета следующий. Средние ранжируются по возрастанию их абсолютного отличия от среднего исходной выборки. Затем начинают процедуру сравнения исходной выборки с остальными начиная с имеющей наиболее отличной от контрольной значение. Если различия с очередной выборкой не найдены вычисления прекращают, так, как и остальные выборки, заключенные между ними различий иметь не будут. Интервал сравнения постоянен и равен числу выборок включая исходную. Число степеней свободы вычисляют как в критерии Ньюмена-Кейлса. Сам критерий Даннета вычисляется как:

$$q' = \frac{\overline{X}_{\text{контр}} - \overline{X}_A}{\sqrt{s_{\text{гру}}^2 \left(\frac{1}{n_{\text{контр}}} + \frac{1}{n_A} \right)}}$$

и сравнивается с табличным значением.

В таблице 8.3 приведен расчет модифицированного критерия Стьюдента с поправкой Бонферрони и критерия Даннета по формуле (3). В качестве исходной выборки приняты опыты с вспенивателем ОР F-597.

Таблица 8.3 - Табличные и расчётные значения модифицированного критерия Стьюдента с поправкой Бонферрони и критерия Даннета

Сравнение	Расчетный модифицированный критерий Стьюдента с поправкой Бонферрони	Табличный модифицированный критерий Стьюдента с поправкой Бонферрони [5]	Расчетный критерий Даннета	Табличный критерий Даннета [7]
Flotanol 7197 с ОР F-597	4,173	5,059	4,244	2,86
Flotanol 7196 с ОР F-597	5,057	5,059	4,952	2,86

Анализ показал, что по модифицированному критерию Стьюдента с поправкой Бонферрони различия с контрольной выборкой отсутствуют, между тем критерий Даннета показал прямо противоположный результат.

Сравнивая модифицированный критерий Стьюдента с поправкой Бонферрони и критерий Даннета можно отметить, что критерий Даннета более чувствительный и дает более точный результат при сравнительно небольшом числе выборок.

В заключении хочется отметить что, наличие статистически различных результатов еще не означает что доказано действие именно изучаемых факторов (это вопрос прежде всего планирования эксперимента) или найдено какое-то оптимальное сочетание, проверка по данным критериям призвана прежде всего подтвердить, что результат закономерен на допустимом уровне значимости, а не обусловлен случайностью.

ЛЕКЦИЯ №9 «СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ»

Процессы магнитного обогащения, основанные на различии магнитных свойств разделяемых компонентов, находят широкое применение для обогащения руд чёрных, редких и цветных металлов, регенерации сильномагнитных утяжелителей, удаления железистых примесей из кварцевых песков, абразивов, керамического сырья, флюсов, ванадийсодержащих шлаков и других материалов, а также пищевых продуктов и бытовых отходов.

Основными объектами магнитного обогащения являются магнетитовые, титано-магнетитовые, магнетито-гематитовые, окисленные железные, сидеритовые, хромитовые, а также марганцевые руды.

В настоящее время разделение материалов по магнитным свойствам осуществляется главным образом в постоянном магнитном поле. Наряду с магнитными свойствами разделяемых частиц на показатели обогащения оказывают влияние их плотность, крупность и форма, а также конструктивные особенности магнитного сепаратора. На разделение в магнитном поле существенно влияет магнитная флокуляция сильномагнитных частиц.

9.1. Основные понятия о величинах, определяющих поведение тел в магнитном поле²

Магнитным полем называется пространство, в котором обнаруживается силовое воздействие на движущиеся электрические заряды. Основной характеристикой магнитного поля в данной точке пространства является вектор магнитной индукции, величина которого определяется по формуле Ампера.

$$\overline{dF} = I[\overline{dl} \cdot \overline{B}], \quad (9.1)$$

где dF - сила, действующая на элемент dl электрического тока I , Н;

I – электрический ток, А ; dl – длина элемента тока, м;

B - магнитная индукция, Тл.

² Здесь и далее используется система единиц СИ.

Единицей магнитной индукции является тесла. Тесла – индукция такого поля, в котором на каждый метр расположенного перпендикулярно к полю проводника с электрическим током в 1 А действует сила в 1 Н.

Линия, касательная к которой в каждой её точке имеет направление вектора \vec{B} в этой точке, называется линией магнитной индукции, или силовой линией магнитного поля. Иногда индукцию поля определяют числом силовых линий, проходящих через единицу перпендикулярной к ним площади. На участках, где поле сильнее, силовые линии сгущаются.

Интеграл вектора магнитной индукции \vec{B} (Тл) по некоторой поверхности S (м²) называется магнитным потоком Φ (Вб)

$$\Phi = \int_S \vec{B} \cdot d\vec{S} \quad (9.2)$$

Опытным путём установлено, что полный магнитный поток, пронизывающий любую замкнутую поверхность S , всегда равен нулю

$$\Phi = \int_S \vec{B} \cdot d\vec{S} = 0 \quad (9.3)$$

Выражение (9.3) математически формулирует принцип непрерывности магнитного потока. Физический же смысл этого принципа заключается в том, что линии магнитной индукции не имеют ни начала, ни конца – они непрерывны. Это положение широко используется при расчёте магнитных полей.

Магнитным моментом элементарного тока i называется произведение

$$\vec{p}_{mi} = i \cdot \Delta S, \quad (9.4)$$

где \vec{p}_{mi} – магнитный момент, А·м²; i – элементарный ток, А; ΔS - площадь контура тока, м².

Направление вектора \vec{p}_{mi} связано с направлением тока правилом буравчика.

Вещество, внесенное в магнитное поле, приобретает более или менее согласованную ориентацию элементарных токов, в результате чего создаётся дополнительное магнитное поле, которое, накладываясь на внешнее, изменяет его.

Результирующий магнитный момент \vec{p}_{mi} некоторого объёма вещества равен геометрической сумме моментов элементарных токов

$$\vec{p}_{mi} = \sum p_{mi} \quad (9.5)$$

Намагниченностью вещества J называется магнитный момент единицы его объёма V . В общем случае

$$\vec{J} = d\vec{p}_m / dV \quad (9.6)$$

Векторная величина

$$\vec{H} = \vec{B} / \mu_0 - \vec{J}, \quad (9.7)$$

где $\mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$ – магнитная постоянная, H , А/м, называется напряжённостью магнитного поля.

Напряжённость магнитного поля обладает следующим важным свойством:

$$\int \vec{H} \cdot d\vec{l} = \sum I_{CB}, \quad (9.8)$$

где $\int \vec{H} \cdot d\vec{l}$ – интеграл напряжённости по любому замкнутому контуру, A ; $d\vec{l}$ - длина элемента контура, м; \vec{H} - напряжённость магнитного поля, А/м; $\sum I_{CB}$ - сумма

макроскопических токов, протекающих в проводниках, охватываемых контуром интегрирования, A .

Интеграл напряжённости магнитного поля вдоль любого замкнутого контура, получивший название магнитодвижущей силы, определяется только макроскопическими (свободными) токами, охватываемыми контуром интегрирования, и не зависит от элементарных токов вещества. Таким образом, введение понятия напряжённости магнитного поля позволяет существенно упростить задачу расчёта магнитных полей.

В каждой точке пространства величины \bar{H} , \bar{B} и \bar{J} связаны следующими соотношениями:

$$\bar{B} = \mu_0 \mu H = \mu_{абс} H, \quad (9.9)$$

$$J = \chi \cdot H \quad (9.10)$$

Коэффициенты пропорциональности μ , $\mu_{абс} = \mu_0 \mu$ и χ называются соответственно относительной магнитной проницаемостью, абсолютной магнитной проницаемостью и магнитной восприимчивостью вещества.

Если магнитная восприимчивость вещества $\chi < 0$, вещество диамагнитно; если $\chi > 0$ и имеет порядок $10^{-5} \div 10^{-3}$, вещество парамагнитно; если χ имеет порядок 1 и более, вещество ферромагнитно.

Из уравнений (9.8) ÷ (9.10) следует, что

$$\mu = 1 + \chi \quad (9.11)$$

Для магнитного поля в вакууме $\bar{J} = 0$, т.е.

$$\bar{H} = \bar{B} / \mu_0 \quad (9.12)$$

Отсюда следует, что для вакуума $\chi = 0$, $\mu = 1$, $\mu_{абс} = \mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$ Гн/м.

Соотношения, приведенные выше, практически справедливы и для магнитного поля в воздухе и воде, т.е. в средах, где осуществляется магнитное обогащение.

По современным представлениям о природе магнитного поля его фундаментальной характеристикой является магнитная индукция \bar{B} . Однако часто магнитное поле, как правило, характеризуется напряжённостью \bar{H} , что согласуется с большинством публикаций, посвящённых магнитному обогащению.

В дальнейшем там, где это не имеет принципиального значения, величины \bar{H} , \bar{B} и \bar{J} будут даваться без векторного обозначения.

Магнитное поле называется однородным, когда во всех его точках напряжённость H одинакова по величине и направлению.

Таблица 9.1

Основные магнитные единицы системы СИ

Наименование	Обозначение	Единица измерения	Формула размерности
Сила тока	I	Ампер, А	I
Магнитный момент электрического тока	P_m	Ампер-квадратный метр, А/м ²	$L^2 I$
Магнитная индукция	B	Тесла, Тл	$MT^{-2} \Gamma^1$
Магнитный поток	Φ	Вебер, Вб	$L^2 MT^{-2} \Gamma^1$
Напряжённость магнитного поля	H	Ампер на метр, А/м	$L^{-1} I$

Абсолютная магнитная проницаемость	$\mu_{абс}$	Генри на метр, Гн/м	$L^2 MT^{-2} I^2$
Относительная магнитная проницаемость	μ	-	1
Магнитная постоянная	μ_0	Генри на метр, Гн/м	$L^2 MT^{-2} I^2$
Магнитодвижущая сила	M	Ампер, А	I
Намагниченность	J	Ампер на метр, А/м	$L^{-1} I$
Магнитная восприимчивость	χ	-	1
Удельная магнитная восприимчивость	X	Куб.метр на кг, м ³ /кг	$L^3 M^{-1}$
Размагничивающий фактор	N	-	1
Условная магнитная сила	$\mu_0 HgradH$	кг/(м ² ·с ²)	$L^{-2} MT^{-2}$

Магнитное обогащение происходит только в неоднородных полях, которые создаются соответствующей формой и расположением полюсов магнитной системы сепаратора.

Неоднородность магнитного поля в данной его точке характеризуется градиентом его напряжённости $grad H$, т.е. вектором, представляющим собой производную абсолютной величины напряжённости в этой точке по направлению её наибольшего увеличения.

Магнитная сила F_M (Н), действующая на частицу вещества, находящуюся в воде или в воздухе, определяется выражением

$$F_M = \mu_0 JVgradH, \quad (9.13)$$

где J – среднее значение намагниченности вещества в объёме частицы, А/м; V – объём частицы, м³; $gradH$ – градиент напряжённости магнитного поля, А/м².

Магнитное поле H_0 внутри тела, помещенного во внешнее магнитное поле H , отличается от внешнего поля и зависит от формы тела

$$H_0 = H - H_p, \quad (9.14)$$

где $H_p = NJ$ – размагничивающее поле тела, А/м; N – размагничивающий фактор, определяемый формой тела и его расположением в магнитном поле.

Размагничивающий фактор является важным параметром: он влияет на поведение смеси сильномагнитных частиц в магнитном поле и в его отсутствии.

Для бесконечно длинного стержня, ось которого совпадает с направлением напряжённости H поля, $N = 0$; для бесконечно тонкого диска, расположенного перпендикулярно к направлению напряжённости H , размагничивающий фактор достигает своего максимального значения $N = 1$; для шара $N = 1/3$. Таким образом, пределы изменения размагничивающего фактора составляют $0 \leq N \leq 1$. Для частиц магнетита, обычно несколько вытянутых в одном направлении, размагничивающий фактор можно в среднем принять 0,16.

Применительно к телу конечных размеров, внесённому в магнитное поле, выражения (9.9) и (9.10) записываются в виде

$$B = \mu_0 \mu H = \mu_{абс} H_0$$

$$J = \chi \cdot H_0 \quad (9.15)$$

Из выражений (9.14) и (9.15) следует, что

$$H_0 = H / (1 + N \cdot \chi), \quad (9.16)$$

$$J = \chi H / (1 + N \cdot \chi) = \chi_T \cdot H, \quad (9.17)$$

где χ_T – величина, называемая магнитной восприимчивостью тела:

$$\chi_T = \chi / (1 + N \cdot \chi). \quad (9.18)$$

Величина χ_T позволяет определить намагниченность вещества тела непосредственно через напряжённость внешнего поля.

Аналогичные определения можно дать и для магнитной проницаемости вещества μ и тела μ_T :

$$\mu_T = \mu_0 \mu / [1 + N(\mu - 1)] \quad (9.19)$$

Подставив выражение (9.17) в формулу (1.13), получим:

$$\bar{F}_M = \mu_0 \chi_T V H \text{grad} H \quad (9.20)$$

Вектор \bar{F}_M одинаково направлен с вектором $\text{grad} H$ для ферромагнитных и парамагнитных веществ ($\chi_0 > 0$) и имеет противоположное направление для диамагнитных веществ

$$(\chi_0 < 0).$$

Отсюда удельная магнитная сила f_M (м/с²), действующая на единицу массы m частицы, равна

$$f_M = F_M / m = \mu_0 (\chi_T / \delta) H \text{grad} H = \mu_0 X_T H \text{grad} H, \quad (9.21)$$

где $\delta = m/V$ – плотность вещества тела, кг/м³; X_T – удельная магнитная восприимчивость тела, м³/кг (см³/г):

$$X_T = \chi_T / \delta \quad (9.22)$$

Величина $X = \chi / \delta$ называется удельной магнитной восприимчивостью вещества.

Величины X и X_T связаны соотношением

$$X_T = X / (1 + N \delta X) \quad (9.23)$$

Для слабомагнитных веществ $\chi \ll 1$, поэтому выражения (9.18) и (9.23) для этих веществ упрощаются:

$$\chi_T \approx \chi$$

$$X_T \approx X \quad (9.24)$$

Для сильномагнитных веществ при $\chi \gg 1$ выражения (9.18) и (9.23) имеют вид:

$$\chi_T = 1/N$$

$$X_T = 1/N\delta \quad (9.25)$$

Формула (9.21) является основной для расчёта удельной магнитной силы, действующей на частицы в магнитном поле сепаратора.

Для характеристики магнитных полей сепараторов введено понятие – условная магнитная сила $\mu_0 H \text{grad} H$, соответствующая удельной магнитной силе f_M , действующей на частицу с удельной магнитной восприимчивостью $X_T = 1 \text{ м}^3/\text{кг}$.

9.2. Устройство магнитных сепараторов

В сепараторах для обогащения сильномагнитных руд применяются обычно открытые многополюсные системы (рис.9.1а), в сепараторах для слабомагнитных руд –

замкнутые магнитные системы (рис.9.1б). Последние экономичнее открытых многополюсных систем и позволяют создавать поля большой напряжённости. Однако использование замкнутых магнитных систем всегда связано с опасностью забивания рабочей зоны сепаратора флюкулами сильномагнитных частиц.

Рабочей зоной сепаратора называется участок, на котором происходит притяжение магнитных частиц к рабочему органу сепаратора (барабану, диску, валку), их удерживание на рабочем органе и транспортирование при возможном удалении захваченных немагнитных частиц.

Рабочая зона определяется областью полезного действия магнитного поля сепаратора и состоит в общем случае из зоны извлечения магнитных частиц и зоны их транспортирования. Зона извлечения характеризуется её длиной l и высотой h (см. рис.9.1).

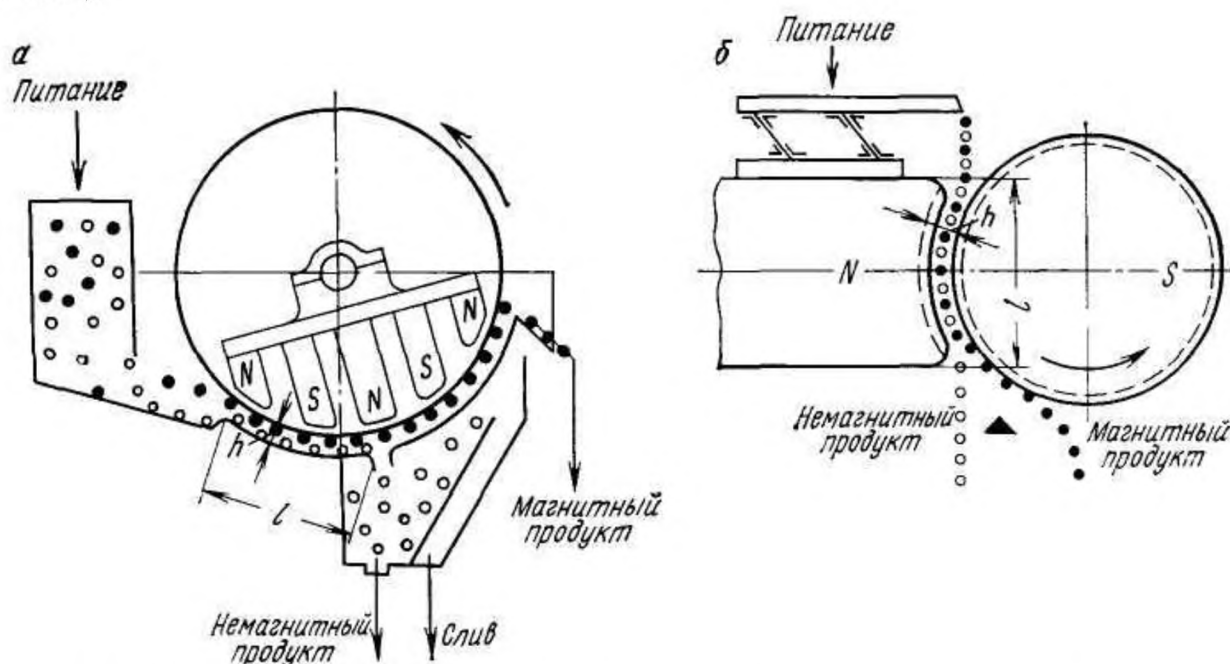


Рис. 9.1. Рабочие зоны сепараторов с открытой многополюсной магнитной системой (со слабым полем) и с замкнутой электромагнитной системой (с сильным полем): *а* — рабочая зона барабанного сепаратора, *б* — то же, валкового сепаратора

Высота зоны извлечения определяется минимальным расстоянием между рабочим органом сепаратора (барабаном, диском, валком) и транспортирующей поверхностью (конвейерной лентой, вибrolотком) или поверхностью, ограждающей поток сепарируемого материала (дном ванны, неподвижным полюсом валкового сепаратора). Активной частью зоны извлечения называется та её часть, в которой магнитная сила вызывает перемещение магнитных частиц к рабочему органу сепаратора (например, участки рабочей зоны валковых сепараторов, расположенные вблизи оси симметрии зубцов валка, участки рабочей зоны барабанного сепаратора для мокрого обогащения, расположенные против полюсов магнитной системы).

Сепараторы с низкой напряжённостью поля для сильномагнитных руд имеют рабочую зону большой длины и высоты и их можно применять при необходимости для обогащения руды крупностью до 100 мм (при сухом обогащении).

Сепараторы с высокой напряжённостью поля для слабомагнитных руд имеют рабочую зону сравнительно малой длины и высоты, что вызвано трудностью создания интенсивного поля в большом объёме. В связи с этим крупность частиц слабомагнитной руды, обогащаемой на сепараторах с сильным полем, ограничена и не превышает обычно $5\div 6$ мм.

Зона транспортирования представляет собой участок, на котором осуществляется перемещение магнитного продукта рабочим органом сепаратора к месту разгрузки и очистка магнитного продукта.

Магнитное поле сепараторов для сильно магнитных руд. Сепараторы с открытыми магнитными системами имеют ряд полюсов чередующейся полярности, края которых расположены в плоскости (рис.9.2,а) или по цилиндрической поверхности (рис.9.2,б), как, например, у барабанных сепараторов. В последнем случае полярность полюсов может чередоваться либо по периметру барабана, либо по его оси.

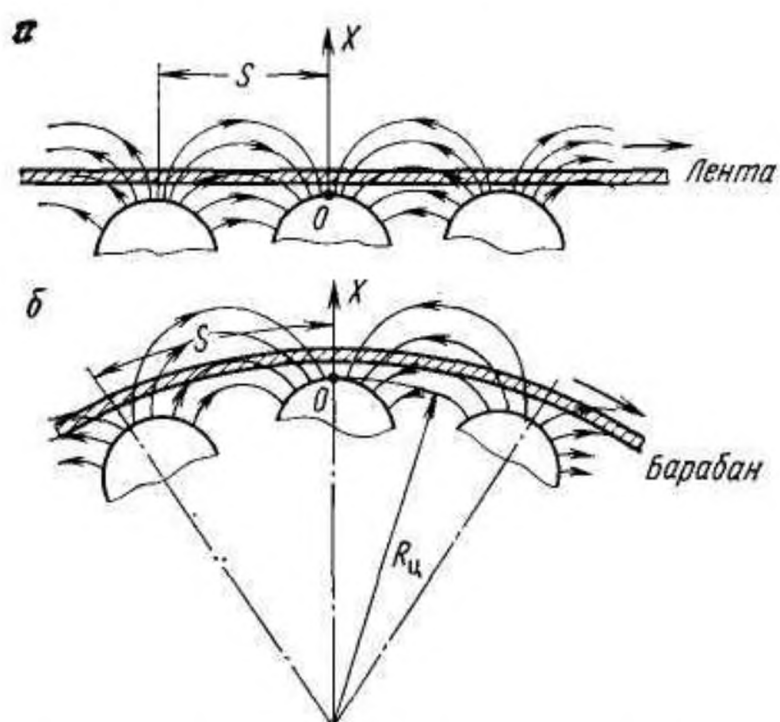


Рис.9.2. Расположение краев полюсов открытой многополюсной магнитной системы в плоскости (а) и по цилиндрической поверхности (б)

Поле многополюсных магнитных систем зависит от свободной магнитодвижущей силы (м.д.с.) M , приходящейся на пару соседних полюсов, шага полюсов S , отношения ширины полюса к ширине зазора между полюсами, формы полюсов или полюсных наконечников, радиуса $R_{ц}$ цилиндрической поверхности, по которой расположены края полюсных наконечников.

Магнитное поле многополюсных систем описывается равенством А.Я. Соичева

$$H_x = H_0 \exp(-cx) = \pi M \exp(-cx) / 2S, \quad (9.33)$$

где H_x – напряжённость магнитного поля на расстоянии x от поверхности полюсов, А/м; H_0 – напряжённость магнитного поля на поверхности полюсов, А/м; M – свободная м.д.с. на пару соседних полюсов, А; S – шаг полюсов, отсчитанный по дуге

радиуса $R_{ц}$, м; c – коэффициент неоднородности поля, m^{-1} ; x – расстояние от поверхности полюсов, м.

При расположении полюсов в плоскости

$$c = \pi / S \tag{9.34}$$

при расположении полюсов на цилиндрической поверхности

$$c = \pi / S + 1 / R_{ц}. \tag{9.35}$$

Равенство (9.33) справедливо только для малых значений x ($x/R_{ц} < 0,2$) и для случая, когда магнитное поле создаётся полюсами особой формы. Практически края полюсных наконечников закругляют по дуге радиуса $(0,4 \div 0,6) S$. Для этих случаев выражение (9.33) имеет приближенный характер.

Для электромагнитных систем, а также для систем из литых магнитов, обладающих большой остаточной индукцией и относительно малой коэрцитивной силой, близкие значения напряжённости поля над серединами полюсов и зазоров между ними обеспечиваются при отношении ширины полюса к межполюсному зазору около 1,2. Для магнитных систем из анизотропного феррита бария, обладающего относительно малой остаточной индукцией и большой коэрцитивной силой, зазор между полюсами стремятся свести к минимуму.

Условная магнитная сила на расстоянии x от поверхности полюсов определяется равенством

$$\mu_0 (HgradH)_x = \mu_0 c H_0^2 \exp(-2cx) = \mu_0 0c H_x^2. \tag{9.36}$$

Из равенства (9.36) видно, что величина $\mu_0 HgradH$ резко падает с удалением от поверхности полюсов, причём тем быстрее, чем больше коэффициент неоднородности c . Поскольку c зависит главным образом от шага полюсов S [см. равенства (1.34) и (1.35)], последний и определяет глубину поля сепаратора. Шаг полюсов определяется верхним пределом крупности d' обогащаемой руды или высотой h зоны извлечения и подачи питания – верхней (см. рис.3.3, а) или нижней (см. рис.3.3, б) и составляет при расположении полюсных наконечников в плоскости

$$S \approx \pi(d' + 2\Delta) = 2\pi(h + \Delta), \tag{9.37}$$

где Δ - расстояние от поверхности полюсов до слоя руды или пульпы, м.

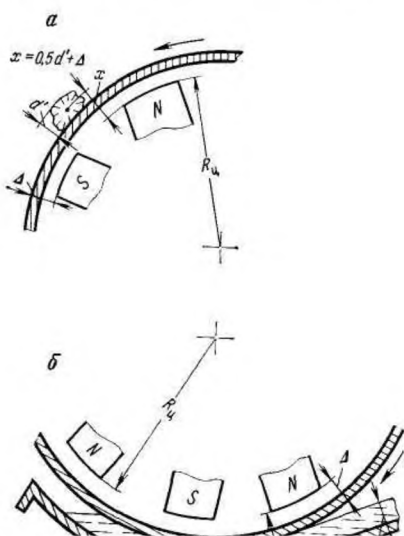


Рис. 7.3. Взаимное расположение магнитной системы и барабана при верхнем (а) и нижнем (б) питании

При расположении полюсных наконечников на цилиндрической поверхности

$$S \approx [\pi R_{ц} (d' + 2\Delta)] / [R_{ц} - (d' + 2\Delta)] = [2\pi R_{ц} (h + \Delta)] / [R_{ц} - 2(h + \Delta)] \tag{9.38}$$

Бегущее магнитное поле сепараторов для сильномагнитных руд

При перемещении барабана или ленты с магнитным материалом относительно многополюсной магнитной системы происходит переориентация флокул из магнитных частиц с частотой (Гц)

$$f = v / 2S, \tag{9.39}$$

где v – скорость перемещения барабана или ленты относительно полюсов магнитной системы, м/с, т.е. в любой точке на поверхности барабана многополюсной системы (см. рис.9.3) создаётся бегущее поле с частотой f , определяемой равенством (9.39).

При обычной скорости вращения барабана ($1\div 2$ м/с) и шаге полюсов магнитной системы $S = 15\div 20$ см частота поля мала и составляет всего $2\div 7$ Гц. При малой частоте поля происходит только переориентация и частичный разрыв наиболее длинных флокул. Этого недостаточно для полного удаления частиц, запутавшихся между магнитными флокулами.

С увеличением частоты поля уменьшается длина флокул, и при достаточно большой частоте происходит их разрушение, что способствует повышению качества концентратов.

Бегущее магнитное поле может создаваться и электромагнитной системой трёхфазного тока.

9.3. Магнитное поле сепараторов для слабомагнитных руд

Слабомагнитные руды могут обогащаться при весьма большом значении условной силы магнитного поля $\mu_0 H_{grad}H$, превышающем $1,5 \cdot 10^8$ кг/(м·с²).

Величина $\mu_0 H_{grad}H$ в большой степени зависит от формы полюсов и их размеров. Поэтому правильный их выбор играет здесь значительно большую роль, чем в сепараторах со слабым магнитным полем для сильномагнитных руд.

Теоретические и экспериментальные исследования магнитного поля позволили установить некоторые качественные зависимости. При сочетании плоского и многозубчатого полюсов поле неоднородно лишь вблизи зубцов, а с приближением к плоскому полюсу становится близким к однородному. Замена плоского полюса полюсом желобчатым существенно повышает неоднородность всего поля, увеличивая значения условной магнитной силы $\mu_0 H_{grad}H$. Сепараторы с желобчатыми полюсами были разработаны в 1949 г. для обогащения кусковой слабомагнитной руды.

Для исследования и оптимизации магнитных полей сепараторов в институте Механобр был разработан и применяется численный метод расчётов на ЭВМ, позволяющий получить характеристику поля в зависимости от любой комбинации основных параметров реальных профилей с учётом магнитного насыщения зубца: шага, угла заострения, высоты зубца и т.д.

На рис.9.4 приведены основные профили рабочих зон сепараторов с сильным полем.

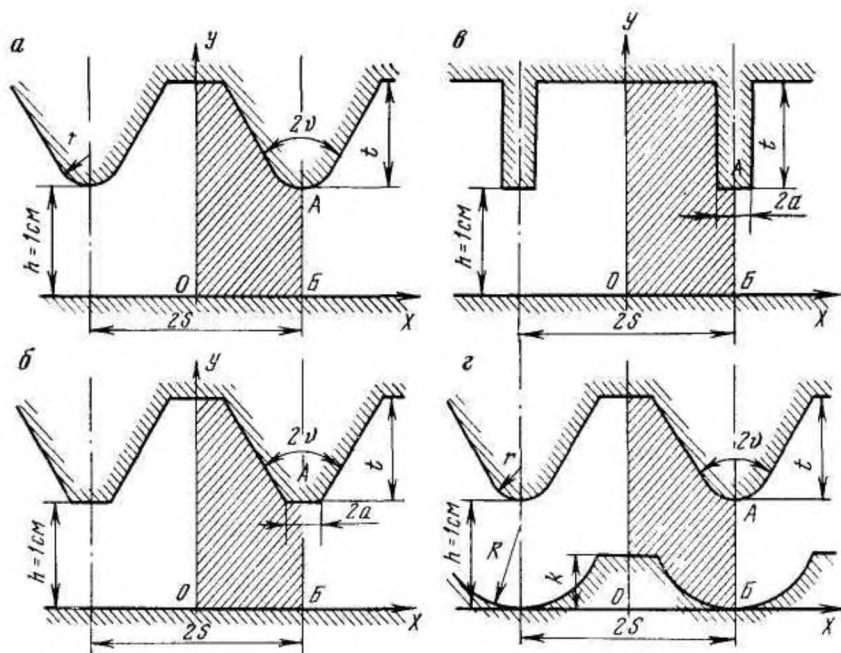


Рис. 9.4. Основные профили рабочих зон сепараторов с сильным полем: а — закругленный зубец — плоский полюс; б — трапецеидальный зубец — плоский полюс; в — прямоугольный зубец — плоский полюс; г — закругленный зубец — желобчатый полюс.

При магнитном обогащении применяют оборудование различных типов — магнитные и электромагнитные сепараторы, железоотделители, анализаторы, дешламаторы, намагничивающие и размагничивающие аппараты.

Сепараторы состоят из следующих основных узлов: магнитной или электромагнитной системы, питателя или питающего короба, рабочего органа (барабана, валка, диска и т.п.), предназначенного для извлечения магнитного продукта и его удаления из рабочей зоны, кожуха или ванны с отделениями для магнитного и немагнитного продуктов и пульта управления (при наличии электромагнитной системы).

Сильные поля сепараторов для слабомагнитных руд создаются электромагнитными системами. В сепараторах со слабым полем для сильномагнитных руд большее распространение получили магнитные системы из постоянных анизотропных ферритобариевых и ферритостронциевых магнитов. Разработаны также постоянные магниты нового поколения с высокой магнитной энергией (на базе сплава неодим-железобор), которые находят всё более широкое применение как в барабанных сепараторах со средними значениями магнитного поля (до 80,5 Тл), так и в валковых сепараторах с сильным полем для обогащения слабомагнитных руд и материалов.

9.4. Обозначения типоразмеров сепараторов

Различные типы и исполнения сепараторов по ГОСТу 10512-78 обозначены следующим образом:

1-я буква — Э — электромагнитные, П — с постоянными магнитами;

2-я и 3-я буквы — БМ — барабанные для мокрой сепарации, БС — барабанные для сухой сепарации, ВМ — валковые для мокрой сепарации, ВС — валковые для сухой сепарации;

последующие буквы – П – с противоточной ванной, ПП – с полупротивоточной ванной, Ц – работающий в центробежном режиме (высокая скорость вращения барабана), В – верхняя подача питания в рабочую зону.

ЛЕКЦИЯ №10 «МАГНИТНЫЕ СЕПАРАТОРЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ СЛАБОМАГНИТНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ»

10.1. Электромагнитные сепараторы с сильным полем для сухого обогащения

Сепараторы с сильным полем для сухого обогащения слабомагнитных руд применяют при обогащении материала крупностью 6 мм и менее.

Последнее поколение сепараторов на базе постоянных магнитов неодим-железобор позволяет обогащать материал крупностью до 25 мм.

Электромагнитный валковый сепаратор 229-СЭ (по ГОСТу- ЭВС-28/9) (рис.8.1) с нижним питанием конструкции институтов Механобр и Гипромашобогачение предназначен для обогащения руд редких металлов и олова, а также для обезжелезнения различных материалов, в частности белого и нормального электрокорунда, стекольного сырья и т.д.

Конструктивные особенности сепаратора 229-СЭ (специальный профиль зубцов вала и бесщелевого полюсного наконечника, многопродуктовый сборник) позволяют получить за один приём обогащения несколько продуктов, отличающихся по магнитным свойствам, в том числе конечный концентрат, отвальные хвосты и промпродукт, подвергаемый перемелению.

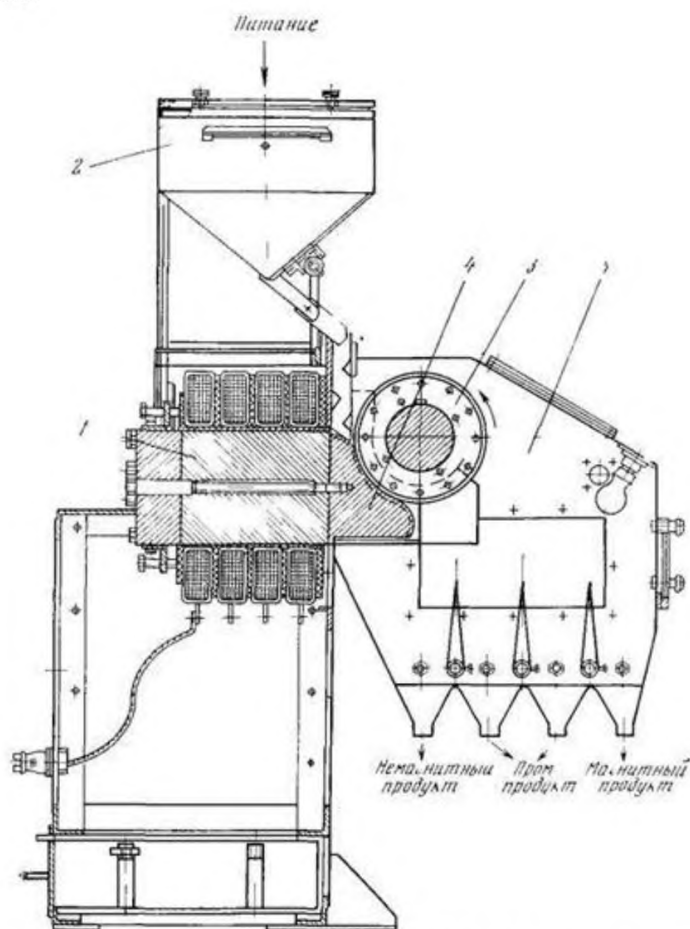


Рис. 8.1. Электромагнитный валковый сепаратор 229-СЭ: 1 — электромагнитная система; 2 — питатель; 3 — валок; 4 — полюсный наконечник; 5 — сборник.

Материал поступает самотёком в рабочую зону сильного магнитного поля, образованного поверхностями валка и полюсного наконечника. Магнитные частицы выносятся вращающимся валком в зону ослабленного магнитного поля, где они отрываются, образуя широкий веер. Немагнитные частицы скользят по впадинам наконечника. Продукты обогащения поступают в сборник, состоящий из четырёх отсеков. Продукты ряда смежных отсеков могут объединяться в соответствии с требованиями, предъявляемыми к их качеству.

Сепаратор предназначен для обогатительных фабрик и секций магнитного обогащения небольшой производительности, а также для оснащения рудоиспытательных станций и лабораторий.

Электромагнитный валковый сепаратор 233-СЭ (по ГОСТу – 2ЭВС-36/100) (рис.8.2) с нижним питанием по назначению и принципу работы подобен сепаратору 229-СЭ. Сепаратор перспективен также для обогащения бурожелезняковых и нефелиновых руд на обогатительных фабриках средней производительности.

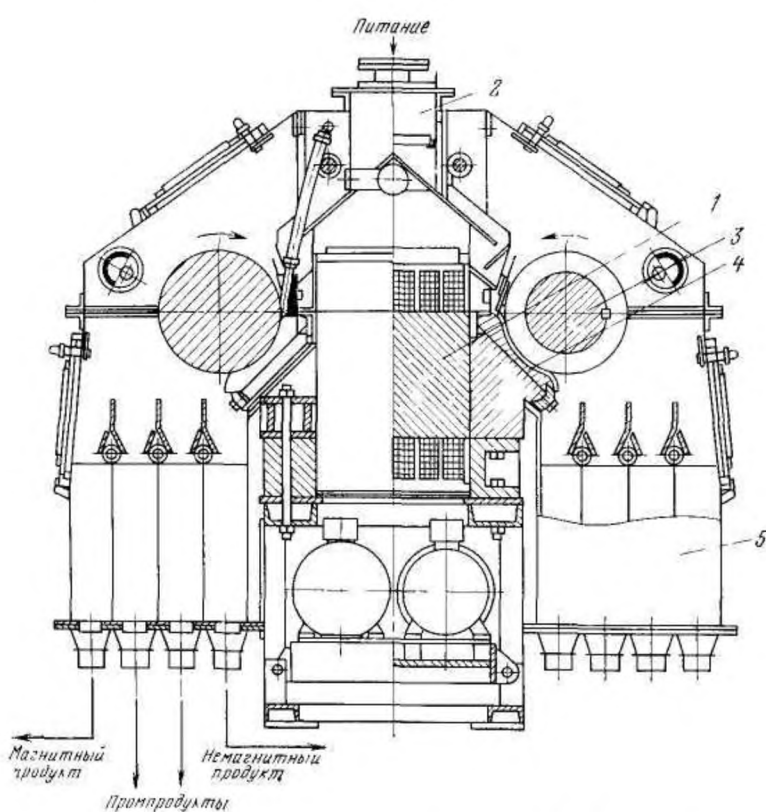


Рис. 8.2. Электромагнитный валковый сепаратор 233-СЭ: 1 — электромагнитная система; 2 — питатель; 3 — валок; 4 — полюсный наконечник; 5 — сборник.

Электромагнитный валковый сепаратор 272-СЭ (по ГОСТу ЭВС-В-36/50) (рис. 8.3) с верхним питанием предназначен для сухого магнитного обогащения тонкоизмельчённых слабомагнитных руд и материалов, а также зернистых материалов, содержащих сравнительно небольшое количество (до 10%) слабомагнитных примесей (например кварцевого песка).

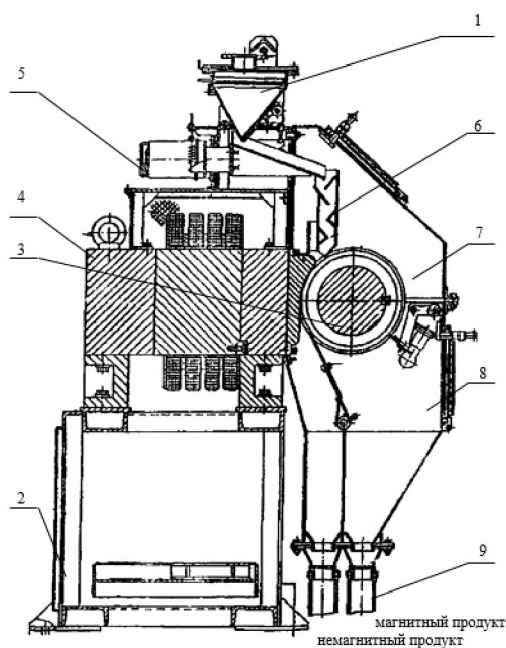


Рис. 8.3. Электромагнитный валковый сепаратор 272-СЭ: 1 - бункер; 2 - рама; 3 - валок; 4 - электромагнитная система; 5 - питатель, 6 - проба; 7 - кожух; 8 - ванна; 9 – сборник.

Подлежащий сепарации предварительно высушенный материал подаётся в бункер 1, откуда с помощью вибропитателя 5 через коробку 6 поступает в рабочую зону. При прохождении материала через рабочую зону магнитные частицы притягиваются к поверхности зубчатой части вращающегося валка и выносятся в зону с ослабленным магнитным полем. Здесь они отрываются от валка и попадают в отсек ванны более удалённый от наконечника. Немагнитные частицы ссыпаются в ближайший отсек.

Состав продуктов сепарации может регулироваться изменением напряжённости магнитного поля в рабочей зоне изменением частоты вращения валка, а также поворотом перегородки ванны, образующей отсека.

Электромагнитный дисковый сепаратор МС-2 (рис.8.4.) предназначен для тех же целей, что и сепараторы 229-СЭ и 233-СЭ, которые пришли на смену первому как более производительные.

Материал поступает в бункер питателя, откуда барабаном со встроенной электромагнитной секторной системой подаётся на вибрационный лоток. Сильномагнитные частицы (магнетита или пирротина) притягиваются к поверхности барабана и выделяются в виде сильномагнитного продукта. Слабромагнитная фракция вибрационным лотком направляется под вращающиеся диски, к заострённым краям которых притягиваются слабромагнитные частицы, выносимые дисками в сторону, за пределы лотка.

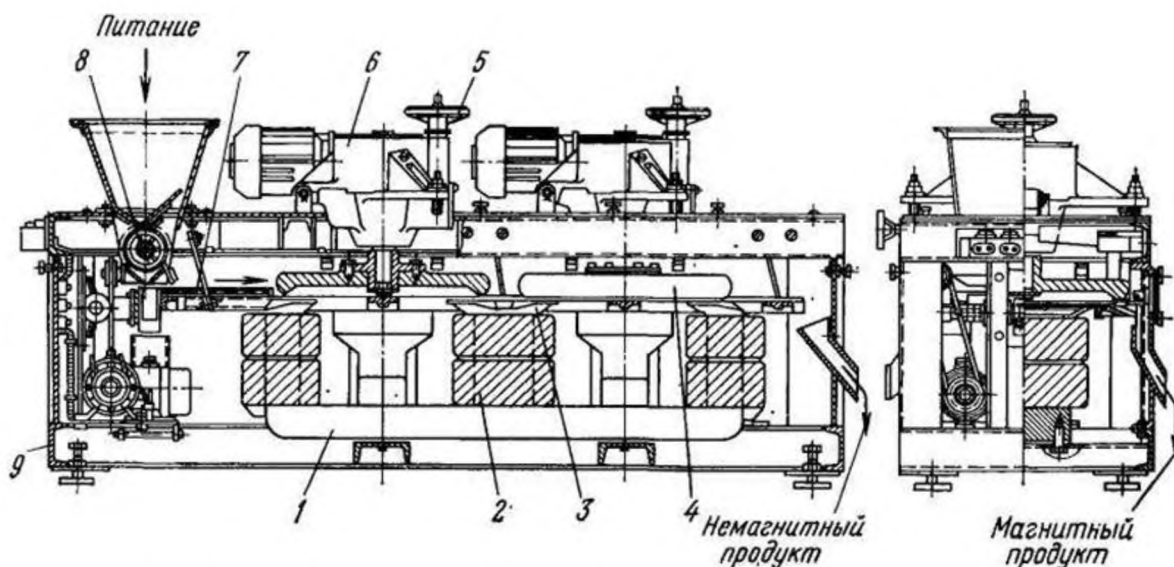


Рис. 8.4. Электромагнитный дисковый сепаратор МС-2: 1 — электромагнитная система; 2 — обмотка; 3 — сердечники и полюсные наконечники; 4 — стальные диски; 5 — штурвалы для регулирования рабочих зазоров; 6 — приводы дисков; 7 — вибрационный лоток; 8 — барабанный питатель; 9 — рама

10.2. Магнитные и электромагнитные сепараторы с сильным полем для мокрого обогащения

Электромагнитный роторный высокоградиентный сепаратор 2/2-ЭРФМ-160 (рис.8.5) предназначен для обогащения в основном материалов крупностью $-0,5+0,04$ мм.

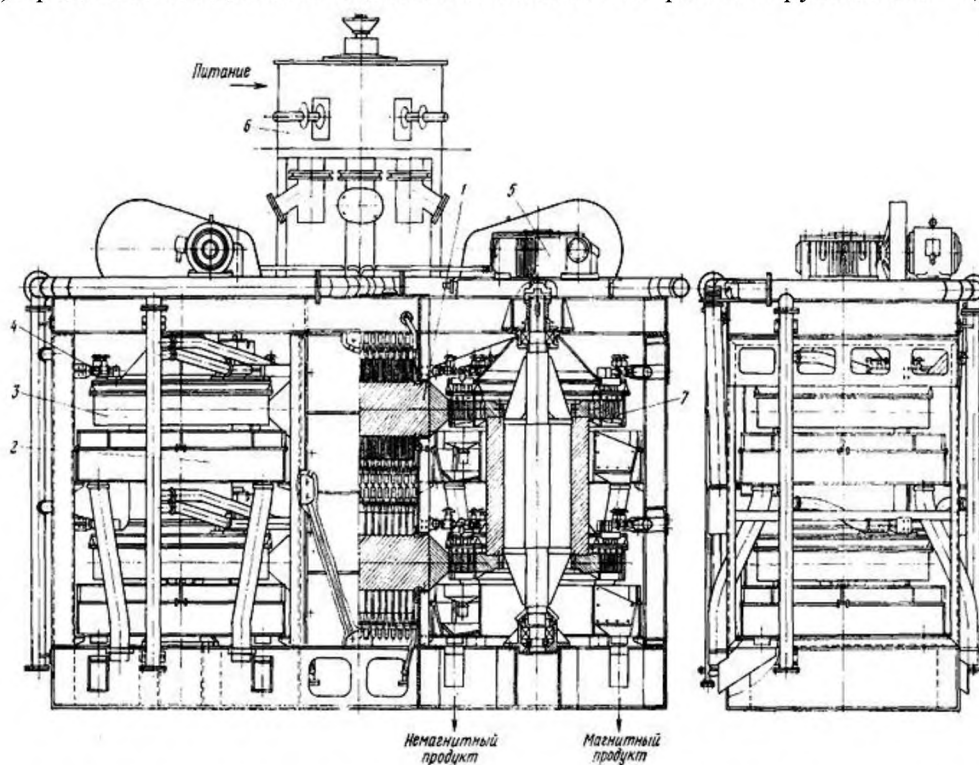


Рис.8.5. Электромагнитный роторный высокоградиентный сепаратор 2/2-ЭРФМ-160: 1 — электромагнитная система; 2 — ванна; 3 — ротор; 4 — устройство для подачи смывной воды; 5 — привод; 6 — пульпораспределитель; 7 — ферромагнитные тела

Пульпа, поступающая на сепаратор, должна быть предварительно пропущена через грохот и барабанный магнитный сепаратор для очистки от мусора и сильномагнитных примесей, что предотвращает засорение рабочей зоны сепаратора.

Пульпа протекает в области сильного поля через слой намагниченных ферромагнитных тел, заполняющих ротор. Немагнитные частицы с основной массой воды проходят по каналам между намагниченными телами и разгружаются в соответствующий отсек сборника. Магнитные же частицы притягиваются к намагниченным телам, вращением ротора выносятся из области сильного поля и смываются в отсек сборника для магнитного продукта. Сепаратор может работать с подачей питания в верхние и нижние рабочие зоны каждого ротора, либо с перемывкой магнитного или немагнитного продукта верхних рабочих зон в нижних рабочих зонах

10.3. Роторные высокоградиентные сепараторы

Более совершенная конструкция сепаратора с высокоинтенсивным полем разработана институтом "Гипромашуглеобогащение" (Рис.8.6). Предназначен для обогащения окисленных магнетитовых кварцитов, прошел успешные испытания. В основе конструкции лежит схема известного сепаратора Джонса ДР-317 (Рис. 8.7), в которую внесены существенные изменения. Сепаратор содержит две электромагнитные системы (3), каждая из которых состоит из магнитопровода (2) с катушками (1) и дополнительного верхнего полюса (5). Между системами размещен блок роторов (4). На верхней раме (6) расположены привод (7) и два питателя (8). Сепаратор снабжен брызгалами и устройствами для приема продуктов обогащения. По окружности каждого ротора расположены блоки зубчатых ферромагнитных пластин (9), образующих полиградиентную среду.

Пульпа питателями подается на верхний ротор и походит по зазорам между пластинами. Магнитные частицы притягиваются к зубьям пластин и выносятся ими из зоны магнитного поля и смываются водой. Прошедшая по зазорам пульпа поступает на нижележащий ротор и процесс обогащения повторяется. Верхний

ротор (с пониженной напряженностью поля) служит для извлечения частиц с повышенными магнитными свойствами.

Сепаратор достиг производительности при обогащении окисленных железистых кварцитов 100 т/ч. Масса сепаратора 6500 кг.

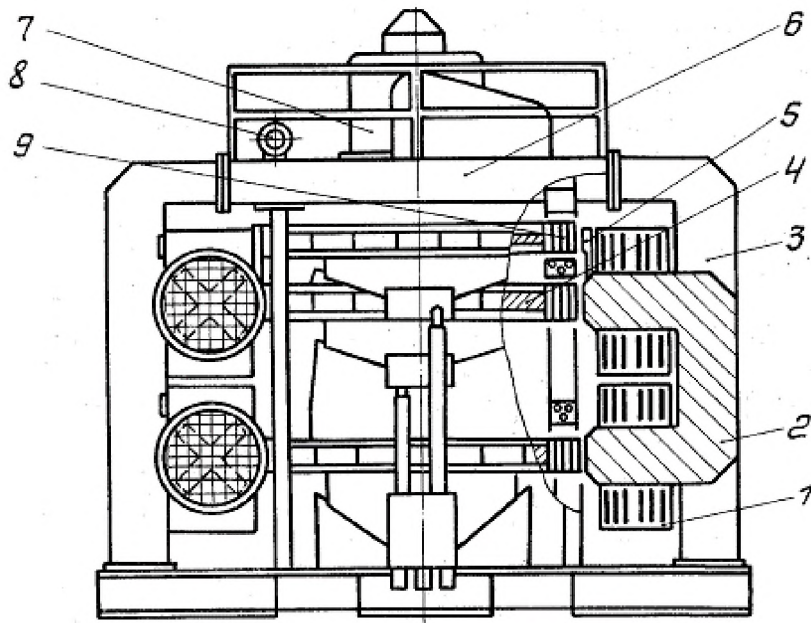


Рис. 8.6. Сепаратор 6ЭРМ-35/315

На рисунке 8.7 показан разрез сепаратора Джонса, где иллюстрируется принцип его действия. Схема данного сепаратора аналогична рассмотренной выше (6ЭРМ), отсутствует только верхний ротор.

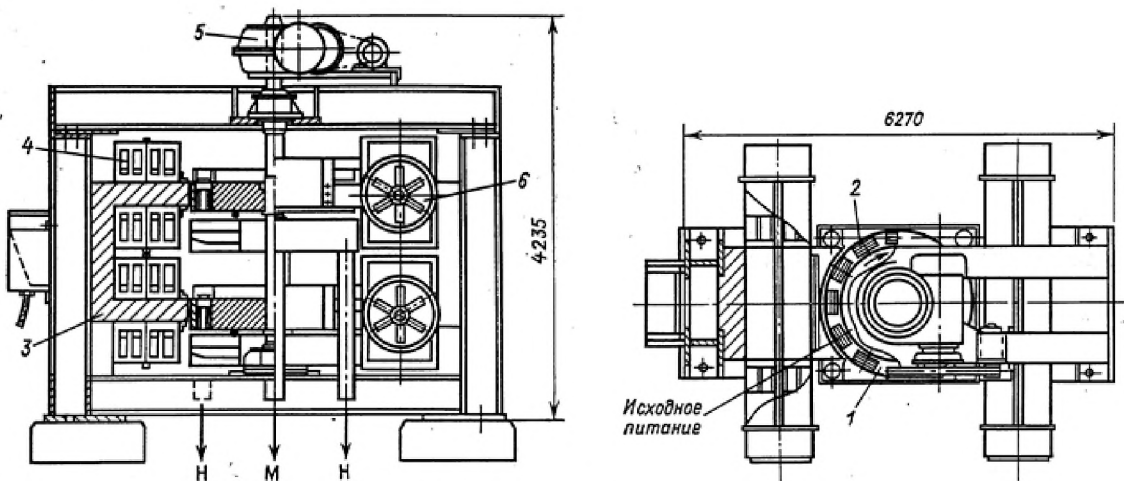


Рис. 8.7. Сепаратор Джонса ДР-317

10.4. Вертикальный пульсационный высокоградиентный магнитный сепаратор

Сепаратор состоит из барабана, механизма пульсации, обмоток возбуждения, ярма магнита и загрузочного и разгрузочного коробов, как показано на рис. 8.8. Матрицы из круглых прутьев из нержавеющей стали используются, как правило, в качестве среды для сепарации. По периметру барабана расположен ряд прямоугольных отсеков, в которые помещаются матрицы. Во время работы сепаратора барабан вращается по часовой стрелке, если смотреть со стороны привода барабана.

Нагнетаемая в сепаратор пульпа попадает в барабан через прорези в верхнем ярме

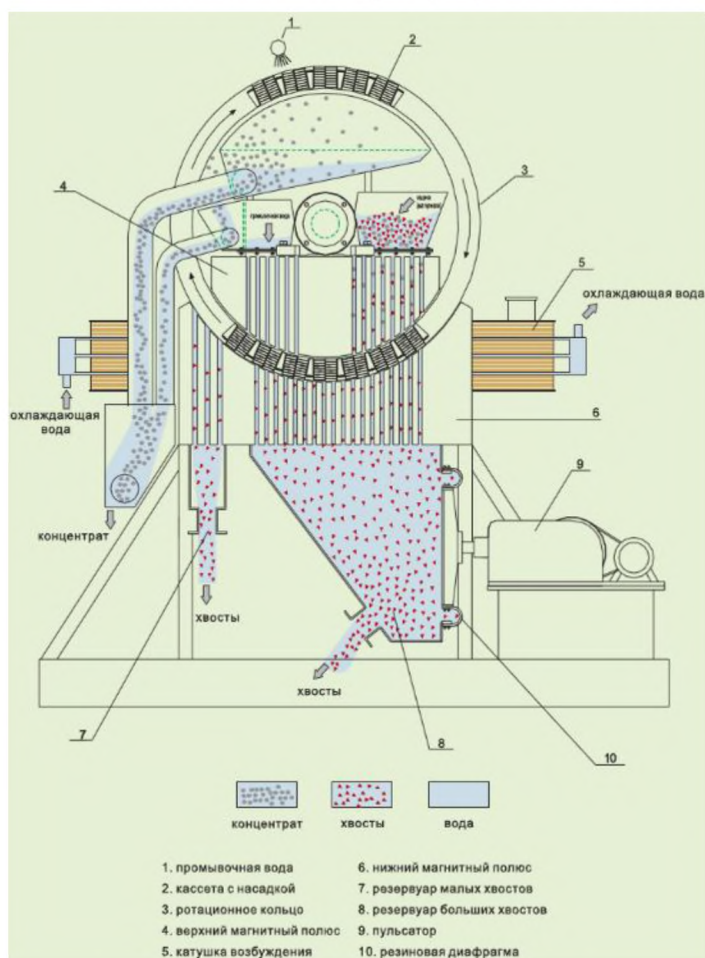


Рис. 8.8. Общий вид вертикального пульсационного высокоградиентного магнитного сепаратора

пульпы частицы в матрице всегда находятся в свободном взвешенном состоянии. Обратный поток промывки и пульсация пульпы предотвращают засорение матрицы, а пульсация также улучшает качество конечного продукта в части повышения класса магнитного концентрата.

Частицы большого размера могут быть вымыты из матрицы без необходимости прохождения через всю матрицу, поскольку направление потока промывки магнитной фракции является встречным по отношению к направлению подачи пульпы.

Эти факторы способствуют эффективному отделению мелких слабомагнитных частиц, предоставляя большую свободу перемещения более крупным частицам.

ЛЕКЦИЯ №11 «СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ»

Расширение пределов крупности флотируемых частиц – одна из наиболее актуальных задач обогащения полезных ископаемых. Существующие флотационные машины извлекают частицы крупностью от 20 до 120 мкм, а разделение частиц вне

этих пределов крупности крайне проблематично. Для крупных частиц лимитирующим фактором является стадия отрыва частицы от пузырька и естественными путями увеличения диаметра флотируемых частиц является их дополнительная гидрофобизация, увеличение площади контакта минеральной частицы и воздушного пузырька, а также снижение турбулентности потоков во флотационных машинах.

В этой связи перспективны применение: сочетаний реагентов собирателей; аполярных масел и частичное окисление сульфгидрильных собирателей – электрохимическое (В.А. Чантурия и С.Б. Леонов) или каталитическое (В.А. Чантурия и В.Е. Вигдергауз), до соответствующих аполярных димеров; современных флотационных машин колонной флотации; пульсационной флотации (А.А. Лавриненко и Г.Д. Краснов); пневматических флотомашин с разделением стадий флотационного процесса (диспергирования реагентов, аэрации, стадий контакта минеральных частиц и пузырьков и отделения пены), удачным примером которых являются машины Райнера Имхофа, эти же машины отличает аэрирование пульпы тонкодисперсными пузырьками, что критично для флотации тонких частиц; машин для флотации в псевдооживленном слое с принудительной аэрацией Джеймсона. При этом используется оборот жидкости отбираемой с верха камеры флотации для дополнительного вертикального потока вверх и создания эффекта псевдооживления с одновременной аэрацией потока в высокоэнергетическом устройстве диспергирующем воздух в тонкодисперсные пузырьки, улавливающие тонкие частицы и шламы. Поток пульпы в псевдооживленном слое медленный и нетурбулентный, что позволяет флотировать частицы минералов размером до 1 мм и угля размером до 5,5 мм.

Увеличение верхнего предела крупности флотируемого материала позволяет значительно снизить энергопотребление при обогащении крупновкрапленных руд. Расчётами показано, что увеличение верхнего предела крупности флотируемых частиц со 100 до 400 мкм снижает затраты энергии на измельчение на 40 %; современных машин Аутотек и РИВС, реализующих те же принципы разделения потоков и зон флотационного процесса и дополнительной аэрации пульпы.

Развитие современной техники и технологии флотации позволяет считать проблему флотируемости крупных частиц в целом решённой.

Флотация тонких частиц.

Иначе обстоит дело с флотацией тонких классов. Микронные и субмикронные частицы, не обладая достаточной массой, движутся с жидкостью и обтекают воздушный пузырёк, не контактируя с ним. В этой связи на последнем Международном конгрессе по обогащению полезных ископаемых, проведённом в Индии, доложены результаты исследований различных аспектов использования дальнедействующих гидрофобных взаимодействий и селективной флокуляции тонких частиц.

В рамках теории ДЛФО рассмотрена роль расклинивающего давления и капиллярного давления при взаимодействии пузырёк-частица (Л. Пан и Р.Х. Юн). Показано, что действие собирателей при флотации состоит в создании гидрофобной силы и отрицательного расклинивающего давления в смачивающих плёнках.

На базе расширенной теории ДЛФО выполнен анализ парной энергии взаимодействия воздушного пузырька с минеральными частицами (В.Е. Вигдергауз и Г.Ю. Гольберг). Выполнено описание закономерностей образования межфазных ассоциатов в продуктах обогащения углей и сульфидных минералов. Анализ парной

энергии взаимодействия проведён с учетом энергии гидрофобного взаимодействия, зависящей от краевого угла смачивания частиц дисперсной фазы дисперсионной средой. Результаты расчётов для минеральных частиц с различной гидрофобностью сопоставлены с экспериментальными данными, и дальнедействующие гидрофобные силы использованы для интенсификации процессов флокуляции и флотации.

В развитие теории использования сил гидрофобных взаимодействий предложена компьютерная программа для расчёта и построения схемы флотации по данным минерального и гранулометрического состава питания флотации, а также гидродинамических характеристик флотомашин (Р.Х. Юн с соавторами). Поскольку предложенная модель динамическая, она может быть использована для контроля процесса флотации.

Из новых экспериментальных наблюдений, следует отметить работы с применением современной высокоскоростной цифровой техники по изучению кинетики межфазных взаимодействий во флотационной пульпе. В частности использование радиоактивно меченых частиц позволило использовать метод фиксации позитронной эмиссии Positron Emission particle tracking (РЕРТ) для исследования свойств потоков в пульпе и пене флотомашин (Д. Брэдшоу и Д. Паркер). Исследовано влияние скорости и ориентации частиц и установлены оптимальная траектория столкновений и минимально необходимая для прилипания скорость.

Экспериментальные исследования и теоретический анализ действия аполярных физически адсорбированных реагентов при флотации показали, что они в первую очередь влияют на кинетику образования флотокомплекса, ускоряя движение смачивающей плёнки и образование трёхфазного периметра раздела (С.А. Кондратьев и В.Е. Вигдергауз). Новая экспериментальная установка, названная авторами «камерой для наблюдений сдвиговой силы» Shear Force Observation Chamber(SOC) создана в Финляндии.

Ключевые выводы:

- Затруднённое извлечение тонких частиц в концентрат обусловлено их плохой флотируемостью в связи с их уникальными свойствами: малой массой и большим значением свободной поверхностной энергии, что является причиной:

- Малой вероятности встречи частиц с пузырьком воздуха;
- Недостаточностью кинетической энергии тонких частиц для преодоления энергетического барьера при разрушении гидратной прослойки между пузырьком и частицей при их встрече;
- Недостаточности поверхности пузырьков для закрепления на них тонких зерен при малой аэрации и большом количестве шламистых частиц.

Приёмы для повышения эффективности извлечения тонких частиц:

1. Уменьшение переизмельчения и образования тонких и сверхтонких частиц;
2. Селективная агрегация частиц:
 - 2.1 Метод избирательной гидрофобной флокуляции;
 - 2.2. Избирательная флокуляция частиц высокомолекулярными реагентами-полимерами;
 - 2.3. Селективная коагуляция электролитами;
3. Использование «носителя», на поверхности которого по механизму селективной флокуляции закрепляются тонкие частицы флотируемого минерала;

4. Применение специальных флотационных машин, аэрация пульпы в которых сопровождается процессами:

4.1. Выделение воздуха из раствора или электролитическим разложением воды;

4.2. Оптимизация соотношения размеров флотируемых частиц и пузырьков;

Аэрофлокуляная флотация, достигаемая при повышенном расходе гетерополярных и аполярных реагентов, увеличивающие степень гидрофобности частиц (за счёт хемосорбции гетерополярного собирателя), скорость прилипания их к пузырьку (за счёт наличия на поверхности аполярного реагента), что приводит к увеличению прочности контакта между пузырьком и частицей.

Применением машин «Jameson Cell» особой подачей питания и воздуха в камеру, обеспечивающей самонасыщение суспензии воздухом и эффективный контакт частиц с пузырьками разного размера, что приводит к увеличению скорости флотации как крупных, так и тонких частиц.

Совместное использование в аппарате кавитационного устройства для образования сверхтонких пузырьков и обычного импеллера для образования пузырьков обычного размера.

ЛЕКЦИЯ №12 «СОВРЕМЕННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ»

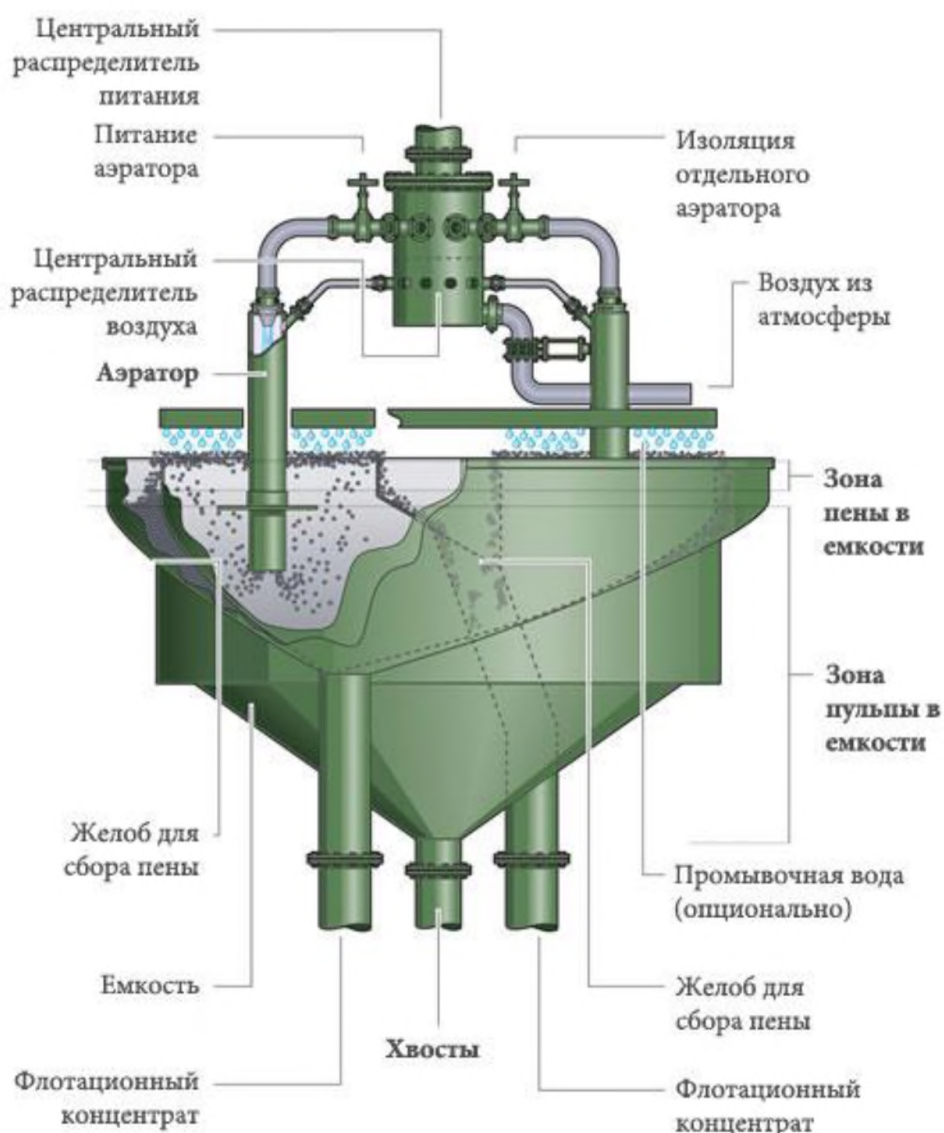
12.1. Флотомашины Jameson Cell

Флотомашина Джеймсон обеспечивает уверенное образование мелких пузырьков воздуха и интенсивное перемешивание воздуха и пульпы, делая флотацию быстрой и эффективной. Хотя в основе технологии лежит принцип использования воздушных пузырьков для извлечения частиц, именно способ образования пузырьков и взаимодействия между пузырьками и частицами делает флотомашину Джеймсон уникальной.



Во флотомашине Джеймсон частицы и пузырьки вступают в контакт в аэраторе. Роль емкости заключается в разделении пены и пульпы, а также может включать промывку пены для получения определенного содержания продукта. Благодаря отсутствию перемешивающих устройств, нагнетателей и компрессоров, монтаж флотомашин Джеймсон очень прост, а ее эксплуатация отличается высокой энергоэффективностью. Поскольку источником энергии для флотации является обычный насос, потребление энергии значительно ниже по сравнению с механическими и колонными флотомашинами. Оптимальный режим работы флотомашин Джеймсон поддерживается за счет постоянного объемного расхода пульпы в каждом из аэраторов. Поскольку при эксплуатации флотомашин производительность по питанию зачастую колеблется, флотомашина Джеймсон оснащена системой рециркуляции хвостов, автоматически компенсирующей колебания в питании. Помимо поддержания оптимального режима работы аэратора, система рециркуляции хвостов повышает технологические показатели за счет многократного прохождения частиц через контактную зону аэратора. Высокая селективность и контроль механического захвата пустой породы во флотомашине Джеймсон исключают снижение содержания в продукте.

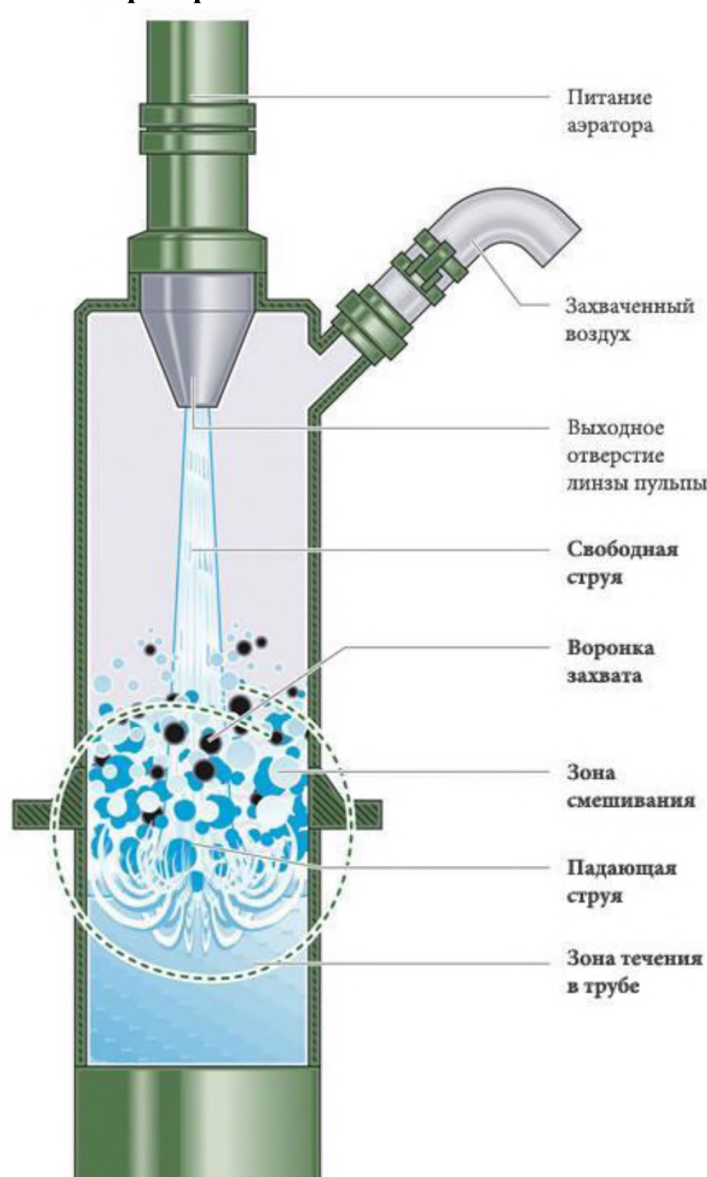
Флотомашина Джеймсон состоит из трех основных частей: аэратор, зона пульпы в емкости и зона пены в емкости.



Зона пульпы в емкости флотомашины - это зона, где нагруженные минеральными частицами пузырьки воздуха отделяются от пульпы. Проектная скорость и рабочая плотность в этой зоне поддерживают частицы во взвешенном состоянии без механического перемешивания. Благодаря быстрой кинетике и отдельной контактной зоне в аэраторе, емкость не нужно рассчитывать на полное время пребывания, поэтому она намного меньше, чем в механических и колонных флотомашинах аналогичной производительности. Эффективность флотомашины Джеймсон определяется качеством контакта, а не временем пребывания.

В зоне пены в емкости флотомашины содержание концентрата зависит от дренажа пены и промывки пены. Флотомашины проектируются так, чтобы обеспечить создание эффективной неподвижной зоны для максимального извлечения пены. Преодолеваемое пеной расстояние и нагрузки порога концентрата учитываются при проектировании емкости.

Аэратор



Аэратор является главной частью флотомашины Джеймсон, в которой происходит интенсивное взаимодействие между воздушными пузырьками и минеральными частицами. Питание подается в аэратор насосом через сопло пульпы, создавая струю высокого давления. Струя жидкости создает сдвиговое усилие и вовлекает воздух из атмосферы. Удаление воздуха внутри аэратора создает вакуум, который вызывает поднятие столба жидкости внутри аэратора. Струя падает в столб жидкости, и кинетическая энергия удара превращает воздух в мелкие пузырьки, сталкивающиеся с минеральными частицами. Большая площадь межфазной поверхности и интенсивное перемешивание обеспечивают быстрое прикрепление частиц к пузырькам и высокую пропускную способность флотомашины.

В аэраторе протекают процессы контакта между пузырьками и частицами,

прикрепления и захвата. С точки зрения гидродинамики в аэраторе можно выделить следующие зоны: свободная струя, индукционная труба, падающая струя, зона смешивания и зона потока в трубе.

Свободная струя: пульпа, проходя под давлением через сопло пульпы, образует свободную струю, создающую усилие сдвига в окружающем воздухе, вовлекая его в пульпу.

Индукционная труба: свободная струя падает на пульпу в аэраторе. Сила удара образует депрессию на поверхности жидкости и направляет воздух в зону у основания свободной струи.

Падающая струя: Высокое сдвиговое усилие в струе разбивает вовлеченных воздух на множество очень мелких пузырьков (диаметр 0,3 - 0,5 мм), уносимых вниз по аэратору.

Зона смешивания: падающая струя передает момент в окружающую жидкость, создавая циркулирующие завихрения азрированной жидкости, способствующие интенсивному соударению между пузырьками воздуха и частицами и прикреплению частиц к пузырькам.

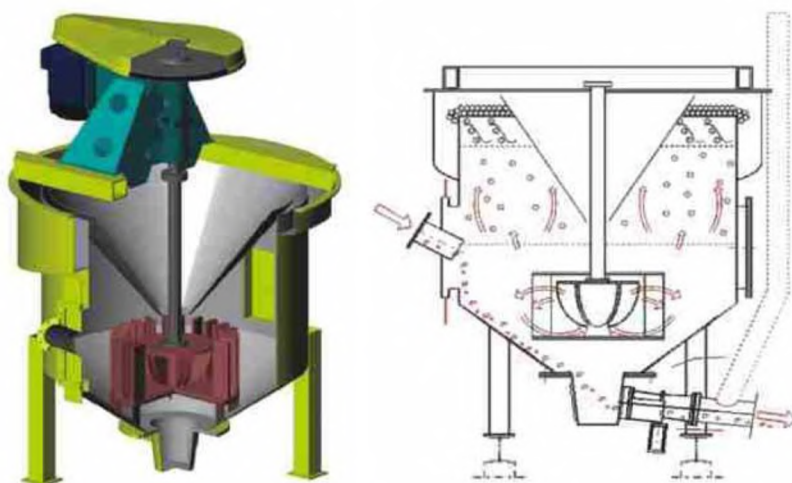
Зона потока в трубе: Под зоной смешивания находится зона равномерного многофазного потока. Нисходящее движение жидкости противодействует восходящему потоку нагруженных минеральными частицами пузырьков. Пузырьки и частицы собираются в нисходящий слой пузырьков и частиц. Плотная смесь воздуха и пульпы выходит из аэратора и поступает в зону пульпы в емкости флотомшины, где нагруженные минеральными частицами пузырьки отделяются от пульпы.

12.2. Флотомшины SKIM AIR

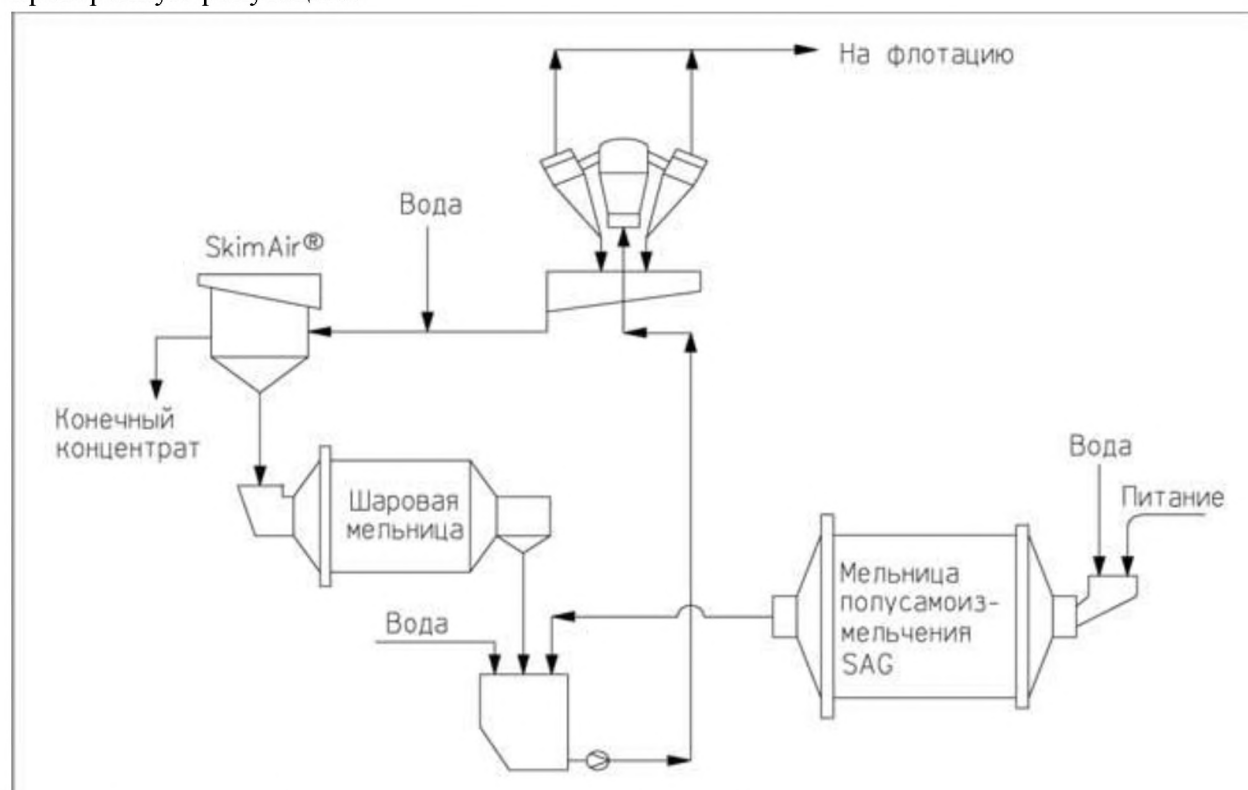
Специально спроектированная флотационная камера SkimAir® компании «Оутотек» в контуре измельчения может существенно повысить технологические показатели обогатительной фабрики

Скоростная флотация представляет собой мгновенную флотацию высвобожденных минеральных частиц из рециркулирующей нагрузки в контуре измельчения. Эта концепция уже существует в течение почти 80 лет, но контуры скоростной флотации промышленного масштаба стали реальностью сравнительно недавно.

Скоростная флотация хорошо работает по причине того, что ценные минералы мягче, чем вмещающая порода, имеют более высокий удельный вес и концентрируются в рециркулирующей нагрузке контура измельчения. Это может привести к переизмельчению ценных минералов до их выхода в слив гидроциклона, что, в свою очередь, может привести к снижению извлечения в контуре флотации. В сравнении, условия флотации на песках гидроциклона значительно лучше, чем на сливе гидроциклона из-за присутствия быстрофлотирующих высвобожденных частиц. В песках гидроциклона содержится меньше шламов и частицы ценных минералов имеют более чистые и менее окисленные поверхности.



По этой причине установка специально спроектированной флотационной камеры SkimAir® компании «Оутотек» в контуре измельчения может существенно повысить технологические показатели обогатительной фабрики. На рынке существуют различные конструкции флотационных машин скоростной флотации, но в связи со сложностью данной технологии очень важно выбрать поставщика, имеющего соответствующий опыт и проверенную репутацию.



Питание во флотационную машину SkimAir® подается через распределительную коробку, которая разделяет пески гидроциклона. Обычно в SkimAir® направляется половина или две трети потока сгущенного продукта гидроциклона. Остальная часть потока возвращается в питание мельницы. В питание добавляется вода для снижения плотности пульпы примерно до 65 % твердого. Так как для получения оптимальных технологических показателей при флотационном обогащении необходима меньшая плотность пульпы, это требует добавления дополнительного количества воды для разбавления. А так как основная часть питания переходит в хвосты, дополнительная вода возвращается в мельницу, снижая ее производительность. В связи с этим необходимо

определить баланс между производительностью мельницы и эффективностью работы SkimAir®.

Гидрофобные минеральные частицы флотационной крупности контактируют с пузырьками воздуха в механизме, поднимаются на поверхность пенного слоя и извлекаются в концентрат. Массовый выход концентрата обычно составляет всего 1–2 % и может быть достаточно высокого качества для непосредственного объединения с конечным концентратом традиционного контура.

Очень грубые частицы в питании, которые не могут находиться в суспензии во взвешенном состоянии и флотировать, разгружаются с хвостами через дно камеры конической формы. Эти частицы, как правило, обходят SkimAir® и возвращаются в мельницу для дальнейшего измельчения. В связи с этим размер частиц в питании SkimAir® может достигать 10 мм. Другими словами, эта установка работает в качестве флотационной камеры и классифицирующего устройства.

При работе с высокой плотностью пульпы и широким гранулометрическим составом есть много «подводных камней». Это расслоение суспензии и запесочивание, а также недостаточное перемешивание воды и твердого в питающей трубе. Кроме того, необходимо подобрать правильный размер пенного конуса, чтобы обеспечить надлежащий выход и качество концентрата. Неправильно настроенная работа контура скоростной флотации может существенно снизить эффективность работы и пропускную способность мельницы.

Однако скоростная флотация может предотвратить переизмельчение ценных минералов и образование шламов. Еще одним важным преимуществом является то, что SkimAir® обеспечивает буфер для традиционного флотационного контура, когда качество питания существенно колеблется. Если качество питания высокое, SkimAir® может извлечь дополнительный объем металла и обеспечить более стабильное питание для традиционного контура флотации. На это преимущество часто не обращают внимания.

Так как свободные минералы, обладающие высокой кинетикой флотации, извлекаются в контуре измельчения, это позволяет уменьшить фронт основной флотации при строительстве новой обогатительной фабрики.

Также необходимо отметить, что гранулометрический состав концентрата SkimAir® является более грубым по сравнению с традиционной флотацией, поэтому при добавлении его к конечному концентрату улучшается обезвоживание концентрата, снижаются затраты на фильтрацию и уменьшается влажность конечного концентрата.

В традиционной скоростной флотации установка SkimAir® используется в качестве независимой камеры для получения высококачественного концентрата. Еще одним основным методом является скоростная основная флотация Flash Roughing™, которая является уникальной разработкой компании «Оутотек» и включает в себя две стадии. При этом SkimAir® используется с более продолжительным временем флотации и повышенным выходом концентрата в основной флотации для получения низкокачественного концентрата при высоком извлечении. После этого концентрат SkimAir® перечищается во флотационной камере Outotec TankCell® Flash Cleaner™ для получения высококачественного концентрата. Если концентрат SkimAir® содержит большое количество свободного золота, то между скоростной основной флотацией Flash Rougher™ и скоростной перечисткой Flash Cleaner™ устанавливается оборудование для

гравитационного обогащения с целью извлечения свободного золота непосредственно для плавки.

Применение SkimAir® позволило достичь значительных успехов при обогащении золота, серебра, металлов платиновой группы, меди, никеля, свинца. На предприятии по производству меди, цинка и золота в Канаде извлечение золота увеличилось на 5 %, а с учетом различных улучшений в контуре медной флотации срок окупаемости инвестиций в технологию скоростной флотации составил 3 месяца.

На австралийском золотодобывающем предприятии извлечение золота и меди увеличилось на 2,5 %, производительность по фильтрации концентрата — более чем на 20 %, а влажность концентрата снизилась на 2 %. На золотосодержащем руднике в Новой Зеландии в концентрат SkimAir® извлекается до 80 % золота, при этом общее извлечение золота увеличилось на 2,5 %.



Компания «Оутотек» может поставлять камеры скоростной флотации, способные перерабатывать до 2400 т/ч. На большинстве крупных золото-колчеданных предприятий в Австралии используется технология скоростной флотации «Оутотек» для извлечения быстрофлотирующего свободного золота из сгущенного продукта гидроциклонов в контуре измельчения.

Для определения возможности применения этой технологии в технологическом процессе предприятия необходимо сначала провести лабораторные испытания скоростной флотации. Компания «Оутотек» имеет специально разработанную методику проведения таких испытаний. Если в ходе лабораторных испытаний будет получено высокое извлечение ценного минерала (от 40 % до 80 %) с низким выходом концентрата (около 5 %), то наиболее вероятно, что технологию скоростной флотации можно применять при обогащении данного типа руды. Также необходимо хорошо понимать минералогию руды в сгущенном продукте гидроциклона.

Во время испытаний опытно-промышленные установки могут перерабатывать от 250 кг/ч до 3 т/ч по твердому.

12.3. Флотомашины Metso Minerals

Во флотационных машинах RCS применяется запатентованный аэрационный механизм DV™. Данный механизм состоит из ротора, смонтированного на полом вала, и статора, закрепленного на несущей трубе. Ротор имеет уникальную компоновку вертикальных лопастей с нижними гранями специальной формы и диспергационную полку. Такая конструкция аэрационного механизма обеспечивает мощную радиальную циркуляцию пульпы к стенкам камеры и сильные обратные потоки к нижней стороне ротора, при этом создаются условия, препятствующие запесочиванию флотомашины. Уникальной особенностью аэрационного механизма DV™ является наличие циркуляционных потоков в верхней части ротора, что позволяет поддерживать оптимальное распределение твердого по объему флотационной камеры, не допуская критического увеличения плотности пульпы в нижней части. Вертикальные лопатки статора обеспечивают радиальное направление циркуляционных потоков, полностью устраняют вращения пульпы в камере и возможность образования каких-либо воронок.



Флотационные машины RCS™ (система реакторной камеры) были разработаны для объединения преимуществ чановых флотационных камер и уникальных характеристик аэрационного узла DV™. Применение этих флотационных машин для основной, перечистой и контрольной операций обеспечивает идеальные условия проведения флотационного процесса. Максимальное извлечение и высокая эффективность достигаются за счет тщательной проработки всех элементов флотомашины. Результатом такого подхода является создание конструкции камеры с тремя основными гидродинамическими зонами:

- нижняя зона, в которой за счет очень активного перемешивания обеспечивается равномерное распределение твердого, а также создаются условия для многократного

контакта минеральной частицы и пузыря воздуха, что предопределяет равные возможности перехода в пенный продукт всех имеющихся классов крупности;

- верхняя зона над ротором со значительно меньшей турбулентностью для предотвращения отрыва крупных частиц от пузырьков воздуха;
- неподвижная поверхность пульпы в камере, что обеспечивает спокойную разгрузку пенного продукта в желоба и минимизирует вероятность повторного попадания минеральных частиц из пенного слоя в пульпу.

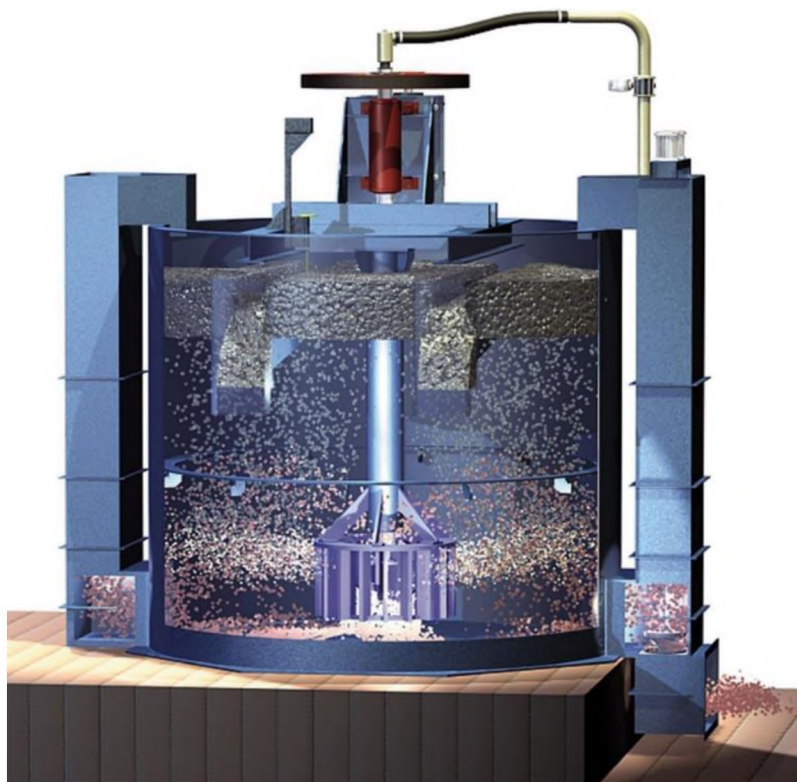
Особенности конструкции чана

Камера представляет собой цилиндрический чан, который имеет низко расположенные патрубки подачи и разгрузки пульпы, что позволяет избегать образования короткозамкнутых потоков.

Модульная конструкция флотомашины значительно упрощает транспортировку и монтаж. Флотационная машина RCS™

Конструкция флотационной камеры спроектирована таким образом, чтобы надежно удерживать аэрационный узел и электродвигатель, не допуская вибраций и раскачек. Также камера является опорой для площадки техобслуживания и элементов технологического прохода, который установлен вдоль каскада флотомашин. В случае дополнительных требований по охране окружающей среды верхняя часть камеры может быть полностью закрыта для предотвращения попадания в воздух рабочей зоны сверхмелких частиц и вредных испарений;

Благодаря особенностям конструкции аэрационного узла гуммирование необходима только в центральной части чана флотомашины. Приемный и разгрузочный карманы На флотомашине RCS™ применяется традиционная конструкция приемных, промежуточных/разгрузочных карманов. Регулирующие пробковые клапаны нисходящего потока Дарт расположены на уровне днища камеры.



Из индивидуальных флотационных машин RCS™ формируются каскады, путем соединения флотационных камер между собой при помощи промежуточных патрубков, каскады при помощи фланцев разгрузочного (промежуточного) карманов объединяются во флотационные нитки.

Модульная конструкция флотомашин значительно упрощает монтаж и сборку. Технологический проход обеспечивает доступ ко всем узлам приводов для обслуживания. Разгрузка пенных желобов на одну сторону значительно упрощает компоновку флотационных ниток.

Основным достоинствами флотома шины RCS™, производства Metso Minerals являются:

- модульная конструкция флотома шины значительно упрощает транс портировку и монтаж;
- конструкция пересечных пенных желобов «перекрестного потока» обеспечивает оптимальный режим пеносъема и транспортировки пен ного продукта;
- клапана Дарт обеспечивают более точное и надежное управление уровнем пульпы в камере.

12.4. Колонные флотомашины

Первый проект флотомашин, в которой применяется концепция колонной флотации, был создан Тауном и Флинном в 1919 году. Согласно их разработке, воздух подавался в нижнюю часть колонной флотомашины через пористую пластину. В последующие десятилетия на обогатительных фабриках флотомашины импеллерного типа заменили машины колонного типа из-за отсутствия эффективных и надежных воздухораспределителей для генерации мелких пузырьков и из-за отсутствия автоматических систем управления на ранних колонных флотационных машинах (Rubinstein, 1995). В 1967 году канадцы Бутен и Уилер повторно применили колонные флотомашины для переработки минералов, добавив в пену промывочную воду, чтобы не допустить уноса гидрофильных материалов с флотирующим продуктом. К концу 1980-х годов колонные флотомашины стали проверенной технологией в горно-обогатительной отрасли.

Колонные флотомашины состоят из высокого чана, в котором происходит сепарация пены и пульпы, системы аэрации, системы регулирования уровня пульпы, системы промывочной воды, разгрузочной барометрической трубы и комплекта управляющих КИП, помимо соединений трубопроводов для питания, концентрата и хвостов. Типовая флотомашин колонного типа изображена на Рис.



В верхнюю треть колонной флотомашины подают пульпу, а в нижнюю секцию с большой скоростью подается воздух. Затем пульпа течет вниз и сталкивается с поднимающимися воздушными пузырьками. Подобный противоток способствует задержанию частиц в пульпе. Кроме того, энергичная подача воздуха обеспечивает образование небольших пузырьков и способствует их контакту с рудой, что приводит к сбору гидрофобных частиц.

Нагруженные пузырьки поднимаются и образуют толстый пенный слой в верхней части колонной флотомашины. Этому способствует ее форма — диаметр флотомашины меньше ее высоты. Непосредственно над верхней частью колонной флотомашины система аккуратно распределяет воду над пеной, в результате чего большая часть уносимого гидрофильного материала смывается обратно в пульпу. Толщина пены и подобный процесс промывки обеспечивают лучшее обогащение руды в пене, улучшая качество обогащения и извлечения. Пена, богатая гидрофобным материалом, разгружается в желоба. При прямой флотации эта пена соответствует концентрату. Гидрофильные частицы стекают вниз и покидают колонную флотомашину через барометрическую трубу, включающую систему регулирования уровня. Эти частицы соответствуют сгущенному материалу и (в случае прямой флотации) хвостам. На Рис. 2 проиллюстрирован процесс флотации внутри колонной флотомашины.

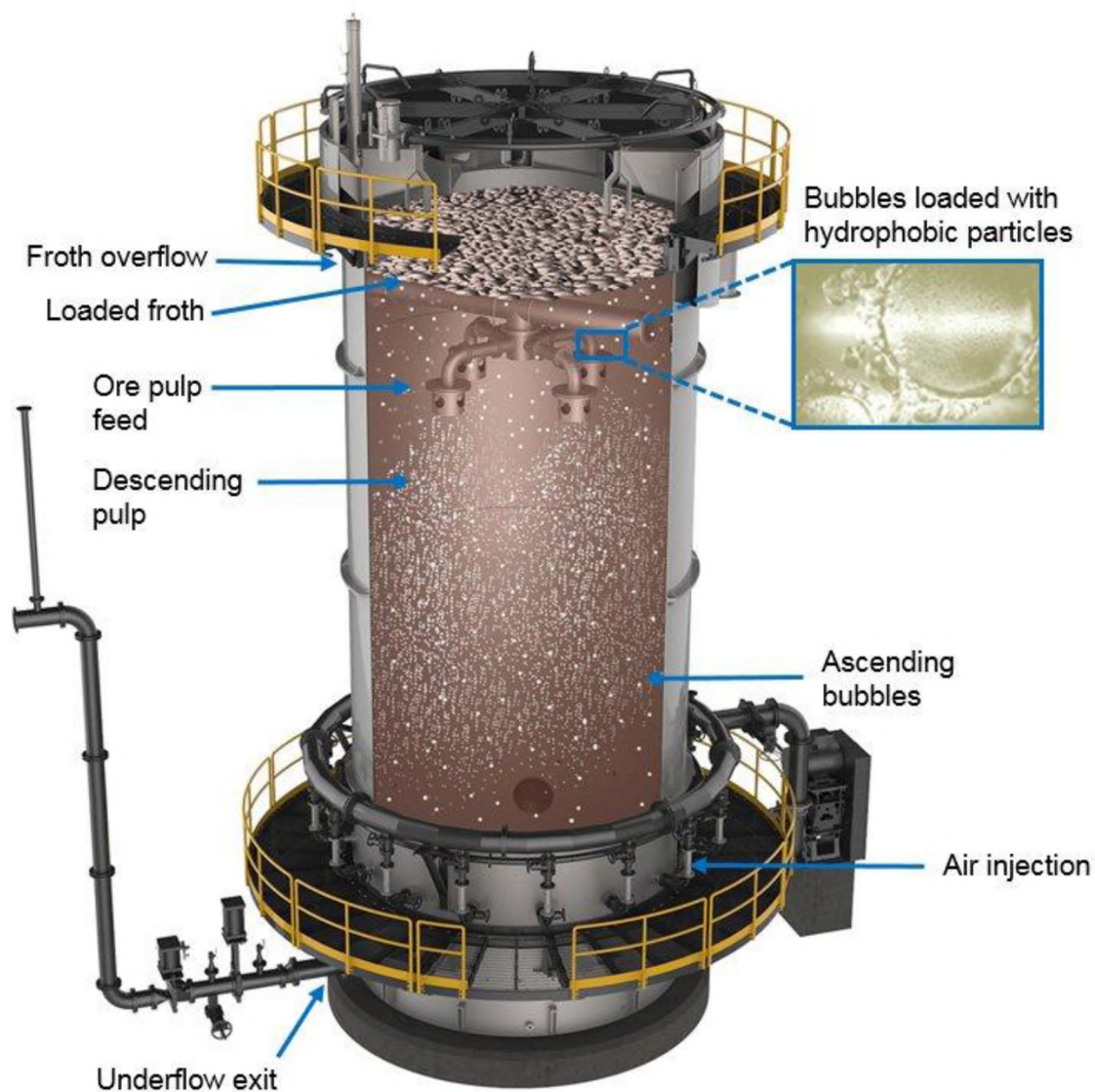
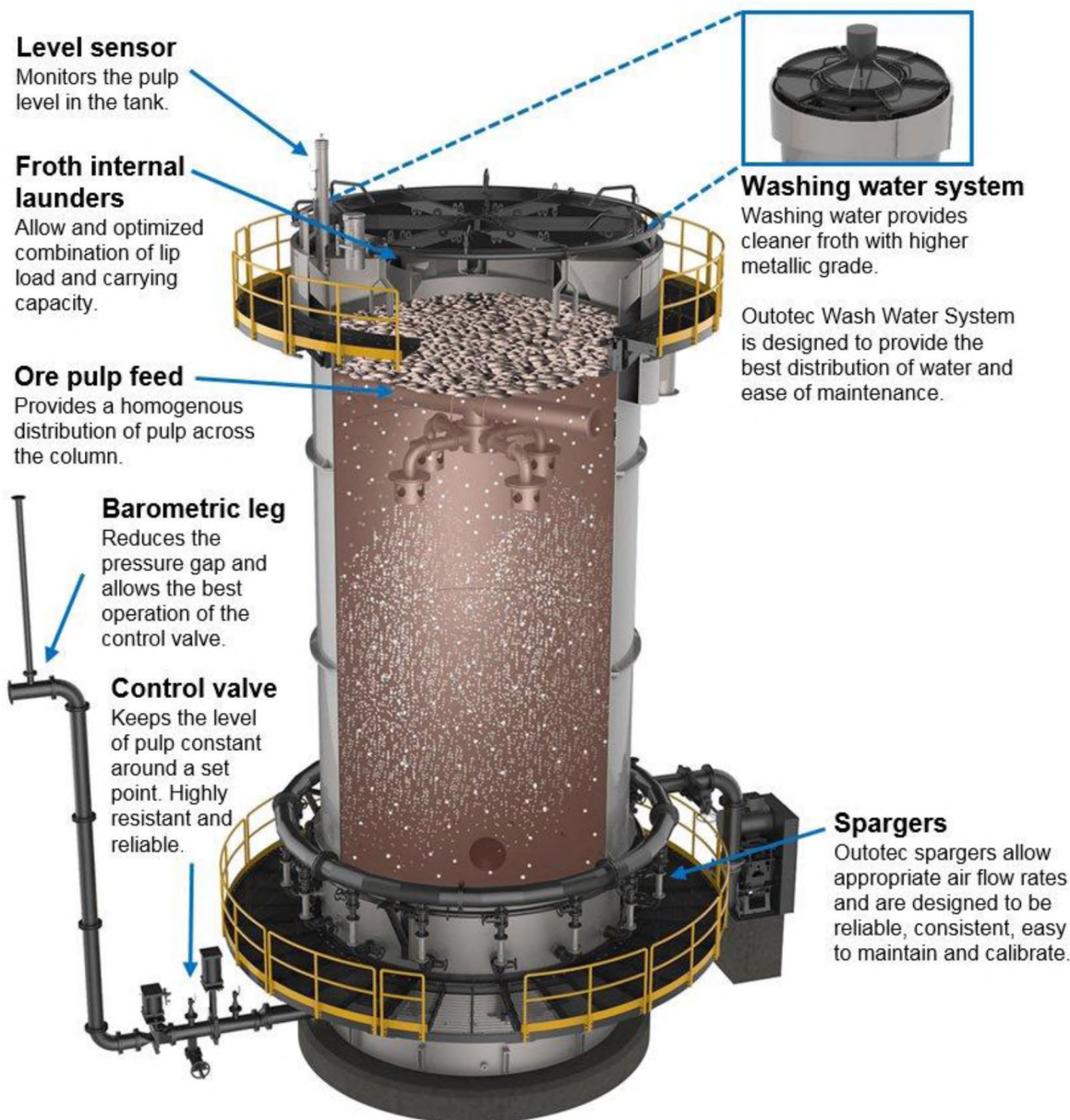


Рисунок 2. Процесс флотации в колонной флотомашине

Как правило, колонные флотомашины подходят для руд с размером частиц менее 150 мкм. Частицы большего размера обычно слишком тяжелы для того, чтобы их можно было поддерживать во взвешенном состоянии. Пределы крупности могут варьировать в зависимости от плотности руды. Более легкие минералы, такие как фосфат, пригодны для колонной флотации при бóльших размерах частиц.

Физически, колонная флотация управляется путем регулирования уровня пульпы/пены, расхода и давления воздуха, расхода промывочной воды. Помимо этих аспектов также возможно изменение реагентного режима для достижения желаемых характеристик. Правильное сочетание всех этих факторов для конкретной руды обеспечивает оптимальное обогащение минерального сырья.

Поскольку колонные флотомашины не имеют систему механической агитации, они отличаются оптимальным энергопотреблением. Благодаря этому флотомашины колонного типа хорошо подходят для переработки рудной мелочи с целью получения пены, богатой гидрофобным материалом. Основные особенности колонной флотомашины представлены на Рис. 4.



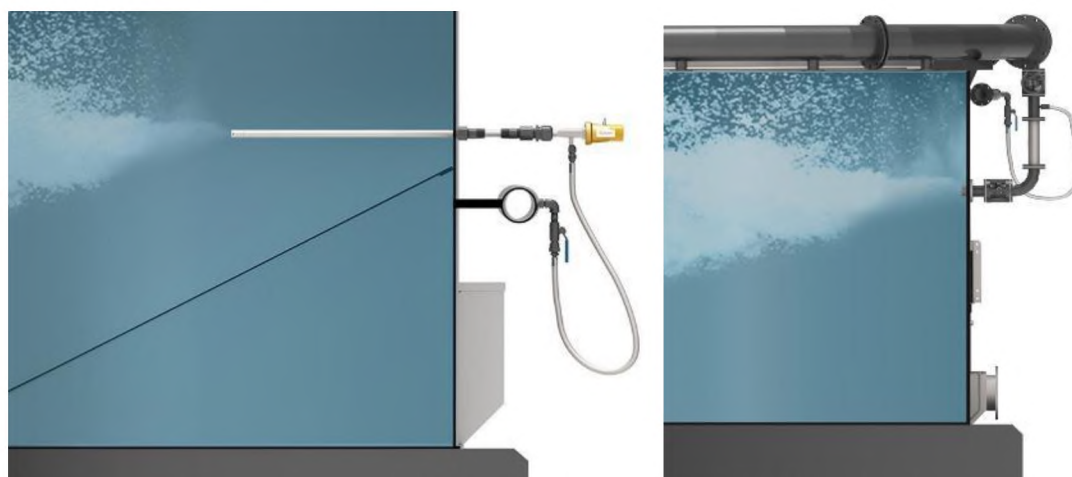
Система аэрации является наиболее важной частью колонной флотомашины. Для достижения наилучшей работы флотомашины следует соблюдать следующие условия:

- Надлежащий расход воздуха для руды и флотомашины;
- Небольшой размер пузырьков;
- Хорошее распределение воздуха по всей колонной флотационной машине.

В 1980-х годах первые промышленные колонные флотомашины демонстрировали нестабильные результаты из-за использования устаревших аэраторов, большинство из которых было основано на перфорированных пластинах или трубах. С 1990-х годов в системы аэрации вносились усовершенствования, направленные на предотвращение закупорки, износа и перерывов в техпроцессе.

Последнее решение Outotec SonicSparger™ представляет собой передовую систему распределения воздуха и помогает достичь наилучших характеристик флотации. Эта система безопасна, стабильна, надежна, проста в обслуживании и не требует останова колонной флотомашины для осмотра или техобслуживания. Существует два типа системы SonicSparger: SonicSparger Vent и SonicSparger Jet. Для модернизации существующих

колонных флотомашин с целью улучшения результатов флотации могут использоваться оба типа системы.



Outotec SonicSparger Jet и Outotec SonicSparger Vent

При обратной флотации колонные флотомашин используются для удаления тонкой пустой породы выборочным способом, гарантируя высокое извлечение основного минерала в сгущенный продукт. Например, при переработке железной руды колонные флотомашин обычно используются для удаления кремнезема.

При прямой флотации колонные флотомашин используются главным образом на этапах перечистки благодаря своей способности производить пену высокого качества с тонким материалом. Наиболее распространенная схема включает в себя основную флотацию в механических камерах и перечистку в колонных флотомашин после доизмельчения промежуточных концентратов. Такой тип схемы позволяет свести к минимуму затраты на измельчение. Механические флотомашин используются на крупном питании, с размером частиц, достаточным для обеспечения высокого извлечения при флотации. На этом этапе образуется промежуточный и невысвобожденный концентрат, обычно со значительно меньшей массой, чем исходное питание. Затем доизмельчается только концентрат основной флотации, что приводит к снижению затрат на измельчение. Продукт доизмельчения дополнительно подвергается обогащению в колонных флотационных машинах, которые больше подходят для тонкоизмельченных минеральных частиц.

Эта схема может полностью меняться в зависимости от типа руды, размера частиц и требований к продукту. Если размер частиц руды подходит для колонной флотации, возможно применение различных контуров: от использования только механических камер до использования только колонн, а также их сочетаний. На Рис. представлены некоторые реальные примеры контуров.

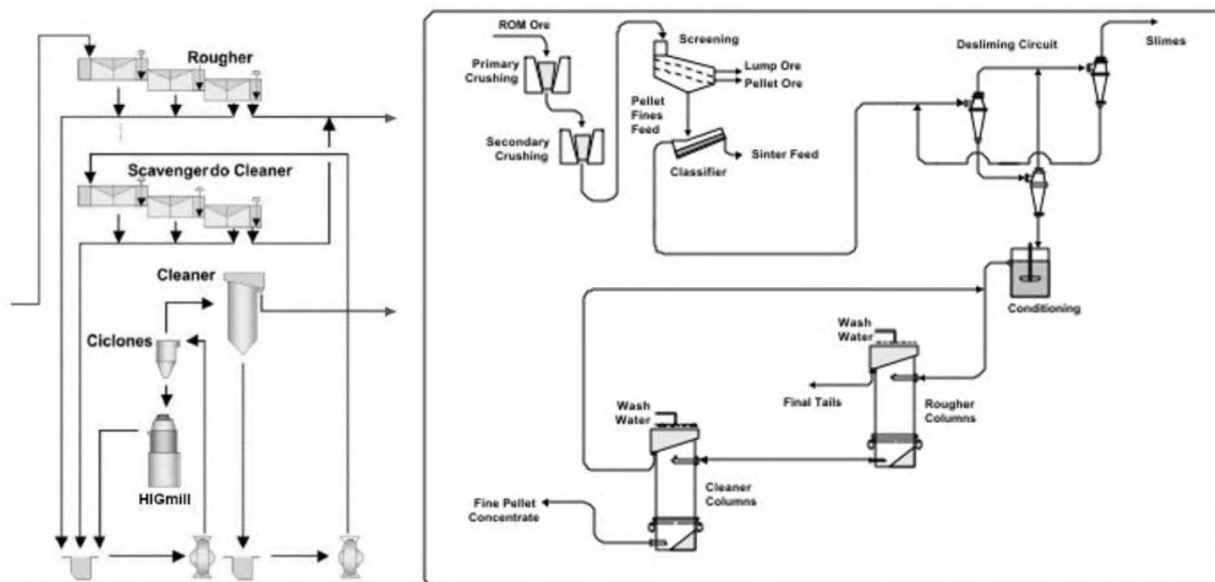


Схема процесса при использовании колонных флотомашин на этапах перерешетки и схема процесса при использовании колонных флотомашин на этапах основной и перерешетной флотации

Наличие колонной флотации в портфеле Оутотек позволяет компании предоставить полный и оптимальный пакет решений для флотации. Наилучший вариант или сочетание флотомашин для конкретного проекта можно определить после проведения технической и экономической оценки.

ЛЕКЦИЯ №13 «ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ОТРАСЛИ»

Основные тенденции развития современного горно-металлургического комплекса России определяются необходимостью широкого вовлечения в переработку труднообогатимых руд и антропогенного (техногенного) минерального сырья, которые характеризуются низким содержанием ценных компонентов, тонкой (вплоть до эмульсионной) вкрапленностью минеральных комплексов и близкими технологическими свойствами слагающих их минералов. На сегодняшний день на крупнейших российских горно – обогатительных предприятиях наметился ряд серьезных противоречий между существующей минерально-сырьевой базой и состоянием техники, технологии и организации первичной переработки минерального сырья. С учетом динамики мировых цен на конечную продукцию минерально-сырьевого комплекса освоение многих находящихся на государственном балансе месторождений твердых полезных ископаемых с использованием имеющихся в арсенале традиционных технологий в ближайшей перспективе может оказаться нерентабельным. В категорию забалансовых, по оценкам экспертов ГКЗ, может перейти: 34 % свинцовых, – 49 % оловянных, 34 % магнетитовых, от 15 до 30 % титановых, медных, вольфрамовых, апатитовых руд и угля.

Для регионов с развитой горнодобывающей промышленностью и обогатительными производствами наиболее характерными являются проблемы, связанные с наличием хвостохранилищ, отходов обогатительного производства, терриконов, горных отвалов. Необходимо проведение экологической реабилитации территорий, подверженных негативному воздействию объектов горноперерабатывающей промышленности. В рамках

реализации таких мероприятий будут востребованы технологии комплексной и глубокой переработки техногенного минерального сырья.

Основные потери ценных компонентов в цикле от добычи руды до получения конечной продукции связаны с процессами первичной переработки твердых полезных ископаемых и, как правило, составляют от 10 до 30 %. Ввиду сложности вещественного состава для труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья эти показатели могут оказаться значительно выше. Необходимость повышения полноты и комплексности освоения месторождений твердых полезных ископаемых, обеспечения высокой рентабельности современного минерально-сырьевого комплекса страны, улучшения экологической ситуации в горнопромышленных регионах определяет актуальность проведения поисковых исследований в направлении интенсификации существующих и создания новых высокоэффективных технологий извлечения ценных компонентов из труднообогатимого минерального сырья. Формирование новых научных подходов к первичной переработке минерального сырья в Российской Федерации открывает следующие возможности:

- повышение конкурентоспособности продукции и технологий отечественного минерально-сырьевого комплекса;
- техническое перевооружение горноперерабатывающей отрасли на базе инновационных технологий;
- решение общих экологических проблем, характерных для предприятий и регионов с интенсивной добычей минерально-сырьевых ресурсов.

В краткосрочной перспективе основными направлениями развития в данной области являются:

- совершенствование физических и физико-химических методов и методологии прогнозной минералогической оценки труднообогатимого и малоиспользуемого минерального сырья;
- создание высокоэффективных энергосберегающих технологий рудоподготовки и селективной дезинтеграции тонковкрапленных руд и техногенного минерального сырья сложного вещественного состава [1];
- повышение контрастности свойств минералов и вмещающих пород за счет различных физико-химических и энергетических воздействий;
- создание экологически безопасных сухих технологических процессов обогащения, а также технологий комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья природного и техногенного происхождения на основе сочетания эффективных методов обогащения с гидрометаллургией.

Совершенствование физических и физико – химических методов и методологии прогнозной минералогической оценки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья

Среди основных критериев повышения эффективности минералогических исследований следует выделить:

- расширение применения методов экспрессной оценки технологических свойств минерального сырья;
- расширение возможностей применения количественных методов минералогического анализа;
- повышение качества прогноза обогатимости различных видов минерального

сырья, в первую очередь нетрадиционного;

- расширение возможностей минералого-технологической оценки физических, химических и механических свойств геоматериалов на наноуровне;
- разработку достоверных методов анализа нетрадиционных форм соединений цветных, благородных и редких металлов;
- современное методическое и метрологическое обеспечение всех видов измерений и определений.

Поисковые исследования целесообразно сосредоточить в трех приоритетных направлениях.

Совершенствование исследовательской аппаратуры, прежде всего прецизионной и высокотехнологичной, позволяющей расширить сферу минералого-технологических исследований:

- широкое оснащение электронных и оптических микроскопов системами автоматического анализа изображений, позволяющими проводить количественный минералогический анализ;
- создание современных аппаратов для проведения экспрессного морфоструктурного анализа природного и техногенного минерального сырья;
- разработка эффективных методик оптической, электронной и сканирующей зондовой микроскопии при исследовании поверхностных фазовых изменений минералов на микро- и наноуровне в результате окисления, энергетических методов воздействия и сорбции флотационных реагентов;
- совершенствование способов пробоподготовок – ки и параметров микроскопических наблюдений малоразмерных кислородсодержащих и органических объектов на массивных минеральных подложках.

Экспрессная минералого-технологическая оценка труднообогатимого минерального сырья с использованием автоматического оптико-геометрического анализа изображений позволит:

- проводить количественную оценку структурно-фазовых характеристик труднообогатимого минерального сырья для прогноза его обогатимости на ранних стадиях исследований;
- изучать фазовые превращения тонкодисперсной вкрапленности сульфидных и нерудных минералов в процессе хранения отходов в хвостохранилищах и отвалах при определении технологической возможности вовлечения их в промышленное освоение;
- создать системы сертификации и единую электронную библиотеку сертификатов природного минерального сырья и технологических продуктов его переработки для обеспечения рационального освоения ресурсов старых и новых горнопромышленных регионов на основе автоматизированных систем.

Актуализация существующих нормативно-методических документов, разработка и апробация новых методик анализа труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья:

- комплекта нормативно-методических документов по минералого-технологической оценке различных видов природного (руды черных, цветных, благородных, редких металлов, нерудное сырье) и техногенного (шлаки металлургического производства, шламы, хвосты обогащения и пр.) минерального сырья;
- общей методики, отражающей основные требования к проведению

прогнозной минералого-технологической оценки твердых полезных ископаемых на разных стадиях геологического изучения и освоения месторождений, регламентирующей необходимые и достаточные состав и объем минералого-аналитических исследований;

- методики морфоструктурного (оптико-геометрического) анализа с применением современных систем анализа изображения, совмещенных с оптическими и электронными микроскопами, рентгеномографами, позволяющими количественно оценивать гранулометрический состав, морфометрические характеристики минералов, их распределение в руде и продуктах обогащения;

- методики комплексной оценки экологических последствий освоения месторождений твердых полезных ископаемых, в том числе вторичной переработки техногенного сырья, направленной на выявление и идентификацию форм нахождения вредных компонентов, характера их локализации и возможности миграции в депонирующих средах.

Разработка, апробация и утверждение современных нормативно-методических документов позволят проводить исследования на качественно новом уровне, получать достоверные количественные результаты и проводить минералого-технологическую оценку сырья на всех стадиях изучения и освоения месторождений твердых полезных ископаемых.

Интеграция минералого-аналитических и технологических методов исследования:

- внедрение систем автоматического анализа изображений для оперативного контроля над процессами рудоподготовки, включая операции дезинтеграции и рентгенорадиометрической сепарации;

- использование при технологических испытаниях (автоклавное и биологическое выщелачивание, пиро- и гидрометаллургия) труднообогатимых руд в качестве контрольных высокоразрешающих минералого-аналитических методов и технических средств, позволяющих экспрессно оценивать технологические свойства ультрадисперсных кластерных структур и трудноскрывааемых минеральных комплексов.

Интеграция минералого-аналитических и технологических методов исследования позволит научно обосновать принципиально новые технологии уль – тратонного диспергирования, модификации и активации свойств поверхности минералов, извлечения микро-наноразмерных фаз ценных компонентов из труднообогатимых руд (пород) и синтеза функциональных наноматериалов (нанокерамики, искусственных кристаллов с заданными свойствами и т. д.).

Располагаемые ресурсы для проведения поисковых исследований в данном направлении:

- аппаратная база, включающая современное оборудование, и высококвалифицированный персонал ведущих российских центров компетенции;

- существующее метрологическое и нормативно-методическое обеспечение минералого-аналитических работ;

- аккредитованные Федеральным агентством по техническому регулированию и метрологии (Рос – стандарт) минералогические лаборатории ИГЕМ РАН, ФГУП «ВИМС», ФГУП «ЦНИИгеолнеруд», ЗАО «Механобр инжиниринг».

Создание энергосберегающих технологий рудоподготовки и селективной дезинтеграции труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья

Среди основных критериев роста эффективности рудоподготовки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья следует выделить:

- предельно возможное снижение энергозатрат и затрат материальных ресурсов в традиционных процессах дробления и измельчения;
- обеспечение селективного раскрытия минеральных агрегатов для полноты последующего извлечения ценных компонентов;
- значительное снижение затрат энергии на разрушение и раскрытие минеральных комплексов за счет применения нетрадиционных энергетических методов воздействия;
- предварительное формирование нескольких технологических типов кондиционной руды для последующего обогащения или непосредственного использования в качестве товарного продукта;
- значительное сокращение количества горной массы, поступающей на дезинтеграцию.

Поисковые исследования могут быть сосредоточены в трех приоритетных направлениях.

Развитие процессов дробления и измельчения минерального сырья с созданием задела для высокоэффективных технологий рудоподготовки, которые при предельно возможном снижении энергетических затрат и затрат материальных ресурсов могут обеспечить селективное раскрытие минеральных агрегатов и наиболее полное извлечение ценных компонентов из труднообогатимого минерального сырья.

Глубокие исследования необходимы здесь прежде всего для получения новой информации о физике и механике разрушения горных пород как на макро-, так и на микроуровне, определения оптимального вида нагружения для образования новых поверхностей раздела, выяснения роли кристаллических и межкристаллических дефектов и использования их как микроконцентраторов напряжений для облегчения условий формирования трещиноватой структуры. Это потребует применения современных высокотехнологичных методов исследований, в том числе рентгеновской микротомографии с высокой разрешающей способностью для массовых опытов, фиксирующих динамику изменения состояния элементарного объема вещества в условиях различных видов нагрузок [3].

Проведение исследований обусловит появление новых возможностей при разработке и внедрении: циклично-поточных технологий в сочетании с интенсивной взрывной отбойкой; технологий стадийного дробления и измельчения; технологий рудного полу – самоизмельчения с предварительным дроблением или последующим додробливанием фракций критической крупности в конусных дробилках вибрационного типа или валках высокого давления; технологий тонкого и сверхтонкого дробления [1].

В процессе их реализации ожидаются значительное снижение затрат на горнотранспортные работы и уменьшение крупности исходной руды при отработке месторождений открытым способом (карьеры глубиной более 400 – 500 м); интенсификация стадийного дробления на действующих предприятиях со снижением крупности конечного продукта в 1,4 – 1,6 раза; обеспечение высокого уровня производительности обогатительных фабрик на крупных и суперкрупных месторождениях твердых полезных ископаемых с использованием оборудования большой единичной мощности; высокоэффективное и энергосберегающее получение продуктов

крупностью – 3 + 0 мм, наиболее эффективной для технологий кучного выщелачивания.

Исследование нетрадиционных энергетических методов дезинтеграции минеральных комплексов с обоснованием возможности использования методов энергетических воздействий для различных видов сырья и разных стадий его переработки и созданием задела для разработки высокоэффективных энергосберегающих технологий и оборудования для дезинтеграции и вскрытия труднообогатимых тонковкрапленных руд в процессах измельчения и гидрометаллургии.

В этом направлении целесообразно продолжить исследования влияния обработки сырья мощными электромагнитными наносекундными импульсами при небольшом расходе электроэнергии (2 – 3 кВт·ч/т) на селективную дезинтеграцию и вскрытие тонковкрапленных минеральных комплексов. Здесь имеются перспективы повышения извлечения благородных металлов при цианировании, в операциях доводки черновых концентратов на центробежных концентраторах, при дообогащении хвостовых продуктов.

Повышение эффективности рудоподготовки и дезинтеграции за счет предварительной концентрации полезного компонента с созданием задела для интенсификации методов и модернизации оборудования, использующего ядерно-физические свойства минерального вещества в качестве основы для распознавания состава и последующего разделения кусковой горной массы.

Применение радиометрических методов при сортировке и обогащении руд с низким содержанием ценного компонента позволит на начальной стадии переработки: удалить от 30 до 70 % отвального продукта, который может быть использован в качестве товарного сырья для других целей – как строительный материал, закладка и т. д.; в 1,3 – 1,9 раза повысить содержание ценных компонентов в продуктах, поступающих на дальнейшее обогащение; в 1,2 – 1,5 раза снизить количество отходов и вовлечь в переработку забалансовые руды.

Располагаемые ресурсы для проведения поисковых исследований в данном направлении:

– лабораторная база и высококвалифицированный персонал ведущих российских технологических центров, специализирующихся на вопросах рудоподготовки, среди которых следует выделить Горный университет, НПК «Механобр-техника» и ЗАО НПО «РИВС»;

– фундаментальный задел в области энергетических воздействий, созданный в последние годы в ИПКОН РАН;

– аппаратная база и значительный опыт проведения исследований в области предварительной концентрации минерального сырья – ФГУП «ВИМС», ОАО «ВНИИХТ», ФГУП «ЦНИГРИ».

Создание новых экологически безопасных сухих технологических процессов обогащения и технологий комплексной и глубокой переработки труднообогатимого минерального сырья природного и техногенного происхождения на основе комбинирования методов обогащения и гидрометаллургии

Расход воды в качестве технологической среды в процессах обогащения составляет 5 – 10 м³ на тонну руды, что обуславливает ее ежегодное потребление более 2 млрд м³, значительная часть которого приходится на обогащение железных руд и угля.

Применение воды при обогащении руд обусловлено необходимостью диспергирующего воздействия среды на тонкоизмельченные минеральные частицы,

подвергаемые сепарации с использованием гравитационных, центробежных, магнитных или электрических полей.

Снижение качества добываемых полезных ископаемых обуславливает вовлечение в переработку тонковкрапленных руд, которые перед обогащением необходимо измельчать до крупности менее 500 мкм. В настоящее время практически отсутствуют методы сепарации частиц такой крупности без применения дисперсионной среды – воды. Процессу разделения тонких минеральных частиц в силовых полях препятствуют силы сухого трения между частицами.

Необходимость использования технологической воды в процессах обогащения тонковкрапленных руд порождает не только проблему дефицита воды и тем самым отрицательного воздействия на окружающую среду, но и ряд технико-экономических проблем:

- высокие энергозатраты на процессы разделения фаз и обезвоживания продуктов обогащения;
- высокие энергозатраты на перекачку суспензий, содержащих 5–20 % твердой фазы;
- большие капитальные затраты и эксплуатационные расходы на строительство и поддержание сложных гидротехнических сооружений – хвостохранилищ;
- большие затраты на системы очистки технологических вод, сбрасываемых в окружающую среду.

Перечисленные выше издержки составляют до 40 % себестоимости концентратов, производимых горно-обогатительными предприятиями.

Поэтому задача снижения расхода воды при обогащении полезных ископаемых, а еще лучше – исключения использования технологической воды в обогатительных процессах, весьма актуальна во всем мире.

Перспективным направлением решения поставленной задачи является использование эффекта псевдосжижения тонковкрапленных минеральных порошков с помощью различных физико-механических воздействий, обеспечивающих нейтрализацию сил сухого трения между частицами без использования полярной дисперсионной среды, т. е. воды.

Целесообразно исследовать различные способы псевдосжижения тонкодисперсных минеральных порошков, позволяющие осуществить последующее разделение минеральных компонентов этих порошков по их физико-химическим свойствам. Далее должны быть созданы технологии и экспериментальные образцы оборудования для экологически безопасного сухого обогащения бедных тонковкрапленных руд. Определенные усилия в этом направлении уже предпринимаются, в частности удалось решить проблему снижения крупности слабомагнитных руд, подвергаемых магнитной сепарации, до 0,5 – 5 мм без использования воды (НПК «Механобр-техника»).

Среди основных критериев роста эффективности процессов обогащения труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья при комбинировании с гидрометаллургическими методами следует выделить:

- обеспечение высокого сквозного извлечения ценных компонентов с получением готовой продукции, конкурентоспособной на мировом рынке;
- максимальную комплексность использования сырья, содержащего минеральные агрегаты, которые невозможно разделить на минеральные фазы

обогащительными методами;

– высокую рентабельность при соответствии современным требованиям по энергоемкости, экологической безопасности и комплексности извлечения ценных компонентов.

Поисковые научные исследования следует сосредоточить в следующих приоритетных направлениях.

Разработка рациональных приемов получения коллективных концентратов и вскрытия упорных руд гидрометаллургическими методами с созданием задела для совершенствования существующих и разработки новых технологий переработки труднообогатимого минерального сырья природного и техногенного происхождения на основе рационального комбинирования обогащительных процессов с гидрометаллургией.

Проведение исследований определяет возможность создания новых и совершенствования традиционных:

– сорбционно-экстракционных технологий извлечения ценных компонентов из продуктивных растворов при переработке урановых и комплексных руд;

– комбинированных экологически безопасных технологий чанового и кучного выщелачивания золотосодержащих руд с применением автоклавов и биологического окисления;

– комбинированных технологий комплексной переработки тонковкрапленных полиметаллических и медно-никелевых руд сложного состава;

– комбинированных технологий комплексного извлечения ценных компонентов из природных минерализованных и шахтных вод.

Технологии интенсификации процессов подземного, кучного и чанового выщелачивания ценных компонентов позволят вовлекать в промышленную эксплуатацию бедные упорные руды и техногенное сырье, содержащие минеральные агрегаты, которые невозможно разделить на минеральные фазы в процессе обогащения.

На основе новых комбинированных технологий обогащения руд редких металлов следует ожидать расширения сырьевой базы редких металлов за счет вовлечения в эксплуатацию бедных и забалансовых руд, а также освоения нетрадиционных, ранее не использовавшихся видов сырья, в том числе и техногенного. Научное обоснование технологических схем обогащения бедных редкометалльных руд в сочетании с химико-металлургическими процессами обеспечит высокое комплексное извлечение ценных компонентов и представляющих промышленную ценность нерудных минералов с выходом товарных продуктов не менее 80 %.

Исследования новых методов и способов извлечения ценных компонентов из труднообогатимого минерального сырья с созданием новых экологически безопасных технологических процессов комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья.

Разработка процессов комплексной переработки труднообогатимых свинцово-цинковых и медьсодержащих руд с низким содержанием ценных компонентов гидрометаллургическим методом с использованием в качестве вскрывающих агентов фторида и хлорида аммония может обеспечить извлечение цинка до 97 %, свинца до 95 %, железа до 95 %, меди до 98 %. Внедрение фторидных технологий переработки минерального сырья позволит эффективно извлекать ценные компоненты из бедных окисленных никелевых и марганцевых руд.

Обоснование химико-электрохимических процессов бесцианидного выщелачивания благородных металлов даст возможность решить основную проблему переработки упорных руд, в которых золото микронных размеров тесно ассоциировано с сульфидами железа и не может быть эффективно извлечено цианистым выщелачиванием. Высокое извлечение благородных металлов обеспечивается за счет использования кислых хлорид-гипохлоритных растворов, полученных химико-электрохимическим методом, с одновременной электрохимической поляризацией золотосодержащих сульфидов. Данный способ извлечения благородных металлов из труднообогатимого минерального сырья имеет следующие преимущества перед цианистым процессом: большую концентрацию окислителя в растворе, обеспечивающую высокую скорость процесса выщелачивания и перехода золота в раствор в виде хлоридных комплексов; возможность получения солянокислых растворов, из которых удобно выделять золото электролизом; возможность переработки ряда упорных для цианирования золотосодержащих материалов, в том числе углистых, медистых, мышьяковистых и других, а также разделения золота и серебра при их осаждении из солянокислых растворов.

Научное обоснование эффективных технологических процессов извлечения благородных металлов и других товарных продуктов из низкосортных углей и отходов их переработки может обеспечить:

- попутное извлечение благородных металлов и получение других ценных товарных продуктов,
- повышение эффективности использования низкосортных углей на основе их комплексной пере – работки с полным использованием энергетического и товарного потенциала,
- снижение экологической нагрузки на окружающую среду вследствие дополнительной очистки дымовых выбросов и утилизации технологических отходов.

Достижение требуемого качества создаваемой научной и научно-технической продукции будет обеспечиваться наличием лабораторной базы и высококвалифицированного персонала в ведущих российских технологических центрах, специализирующихся на вопросах комбинирования обогатительных процессов и гидromеталлургии, обоснования новых методов и процессов переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья, среди которых следует выделить Горный университет, ЗАО НПО «РИВС», ВНИИХТ, Гинцветмет, ЗАО «Механобр инжиниринг», НПК «Механобр-техника», ИПКОН РАН, МИСиС и др.

Выводы

Результаты поисковых научных исследований будут являться научно-техническим заделом для разработки инновационных технологий, реализация которых позволит вовлечь в переработку труднообогати – мое сырье природного и техногенного происхождения и даст возможность повысить извлечение ценных компонентов на 5–10 %, получать высококачественную продукцию, конкурентоспособную на мировом рынке, снизить энергоемкость производства, увеличить производительность труда в 2 – 3 раза и восполнить дефицит по ряду стратегических металлов.

МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАНЯТИЙ

1. ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ: «КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ И ИХ РАСЧЕТ В ПРОЦЕССАХ СЕПАРАЦИИ» ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1.1. Определения и формулы для расчета

К основным технологическим показателям относятся: выход продукта, массовая доля (содержание) расчетного компонента и извлечение его в продукт, эффективность обогащения.

Все эти показатели - величины относительные, т.е. они представляют собой отношение каких-либо двух величин, выраженное в долях единицы или процентах.

Под расчетным понимают компонент (металл, минерал, золу, любую другую примесь), по которому рассчитывают показатели и оценивают операции обогащения.

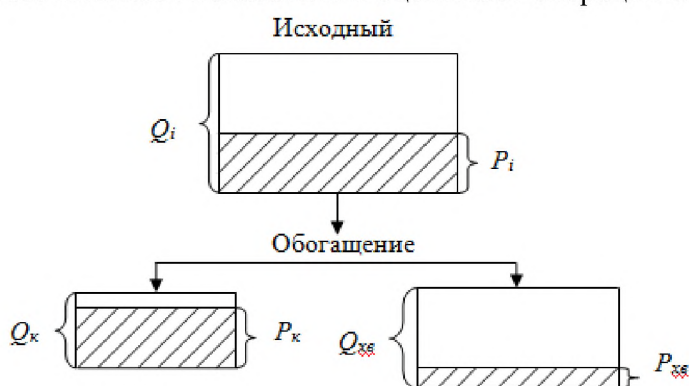


Рис. 1.1. К определению технологических показателей обогащения

Выход продукта γ_i - отношение массы продукта Q_i к массе перерабатываемого исходного материала $Q_{исх}$ за тот же период времени:

$$\gamma_i = \frac{Q_i}{Q_{исх}} \quad \text{или} \quad \gamma_i = \frac{Q_i}{Q_{исх}} \cdot 100 \quad (1.1)$$

Зная γ_i и $Q_{исх}$, можно определить Q_i - массу продукта, полученную в единицу времени:

$$Q_i = \gamma_i \cdot Q_{исх} \quad \text{или} \quad Q_i = \frac{\gamma_i}{100} \cdot Q_{исх} \quad (1.2)$$

Массовая доля (содержание) β_i расчетного компонента в продукте - отношение массы расчетного компонента в продукте P к общей массе этого же продукта Q :

$$\beta_i = \frac{P_i}{Q_i} \quad \text{или} \quad \beta_i = \frac{P_i}{Q_i} \cdot 100 \quad (1.3)$$

Зная β_i и Q_i , можно определить массу расчетного компонента в продукте в единицу времени:

$$P_i = \beta_i \cdot Q_i \quad \text{или} \quad P_i = \frac{\beta_i}{100} \cdot Q_i \quad (1.4)$$

При работе обогатительных фабрик β контролируют специальным анализом.

Извлечение расчетного компонента в продукт ε_i - отношение массы расчетного компонента в продукте P_i к массе того же компонента в исходном материале $P_{исх}$:

$$\varepsilon_i = \frac{P_i}{P_{исх}} \quad \text{или} \quad \varepsilon_i = \frac{P_i}{P_{исх}} \cdot 100 \quad (1.5)$$

Все технологические показатели обогащения взаимосвязаны. Очевидно, что

$$Q_i = Q_k + Q_{хв} \quad (1.6)$$

Это выражение называют уравнением баланса по продуктам обогащения. Аналогично, уравнение баланса по количеству ценного компонента будет выглядеть следующим образом:

$$P_i = P_k + P_{хв} \quad (1.7)$$

Разделив обе части уравнения (1.6) на Q_i и умножив на 100, получим уравнение баланса по выходам продуктов обогащения

$$\gamma_k + \gamma_{хв} = 100 \% \quad (1.8)$$

Эффективность обогащения E - отношение приращения массы полезного компонента в концентрате в данном, реальном случае обогащения $(\Delta P_k)_{р.об.}$ к приращению массы полезного компонента в концентрате в случае идеального обогащения $(\Delta P_k)_{ид.об.}$ когда в концентрат выделяется весь полезный компонент:

$$E = \frac{(\Delta P_k)_{р.об.}}{(\Delta P_k)_{ид.об.}} \quad \text{или} \quad E = \frac{(\Delta P_k)_{р.об.}}{(\Delta P_k)_{ид.об.}} \cdot 100 \quad (1.9)$$

Оба приращения вычисляются как разность между массой полезного компонента в концентрате и массой этого же компонента в исходном материале, взятом в количестве, равном массе концентрата.

Все технологические показатели связаны друг с другом, если абсолютные показатели (массы продуктов, исходного материала и расчетного компонента в них) неизвестны, то относительные технологические показатели могут быть рассчитаны по данным химического анализа исходного материала и продуктов обогащения.

Если после обогащения получаем два продукта, то выход одного из них (например, концентрата)

$$\gamma_k = \frac{\beta_{исх} - \beta_{хв}}{\beta_k - \beta_{хв}} \quad \text{или} \quad \gamma_{хв} = \frac{\beta_k - \beta_{исх}}{\beta_k - \beta_{хв}} \cdot 100 \quad (1.10)$$

где $\beta_{исх}$, β_k и $\beta_{хв}$ - содержание расчетного компонента соответственно в исходном материале, концентрате и хвостах, полученных после обогащения.

Извлечение расчетного компонента в любой продукт обогащения, независимо от получаемого числа продуктов, при известном его выходе

$$\varepsilon_i = \frac{\gamma_i \cdot \beta_i}{\beta_{исх}} \quad \text{или} \quad \varepsilon_i = \frac{\gamma_i \cdot \beta_i}{\beta_{исх}} \cdot 100 \quad (1.11)$$

Уравнение баланса по извлечению компонента в продукты обогащения:

$$\varepsilon_k + \varepsilon_{XB} = 100 \% \quad (1.12)$$

В литературе можно встретить также такие показатели:

Степень концентрации компонента K – отношение массовой доли компонента в продукте обогащения к массовой доле компонента в исходной руде.

Степень сокращения (C) – отношение массы исходного продукта к массе полученного концентрата.

Степень концентрации и степень сокращения могут быть определены по выражениям:

$$K = \beta_k / \beta_{исх} \quad (1.13)$$

$$C = Q_i / Q_{исх} = 100 / \gamma_k \quad (1.14)$$

Качество концентрата при максимальном извлечении металла, в соответствии с формулой В. И. Кармазина, зависит от рассмотренных параметров следующим образом:

$$\beta_k = \alpha + K_p \cdot K_c \cdot K_n \cdot (\beta_t - \alpha), \quad (1.15)$$

где α, β_k, β_t – содержания металла в исходном продукте, концентрате и теоретическое содержание металла в минерале; K_p – коэффициент раскрытия (например, отношение количества свободных зерен к общему количеству минерала в исходной руде); K_c – коэффициент эффективности сепарации; K_n – $d_{изм}/d_{вкр}$ – коэффициент измельчения (переизмельчения).

В случае, когда $K_p = 1$ (только свободные рудные минералы) и $K_n = 1$ (размер зерен после измельчения равен размеру вкраплений), коэффициент контрастности свойств разделяемых минералов резко возрастает и разделение идет идеально – $K_c = 1$, то $\beta = \beta_t$, а измельчение металла (или минерала) будет равно 100 %. Но даже при идеальной сепарации ($K_c = 1$) качество концентрата β определяется уровнем раскрытия и измельчения – K_p и K_n . В случае достижения полного раскрытия и идеальной сепарации 100 %-ные показатели будут достигнуты, если в процессе подготовки руда будет полностью раскрыта без переизмельчения, т.е. $K_n = d_{изм}/d_{вкр} = 1$. В случае переизмельчения ($K_n < 1$), в свою очередь, снижается коэффициент сепарации ($K_c < 1$), т.е. при высоком содержании тонких классов очень трудно поддерживать коэффициент эффективности сепарации на уровне единицы.

Граничная интерпретация вышеизложенного иллюстрируется с помощью рис.1.2. На кривых обогатимости содержание магнитного минерала в сростках почти прямо пропорционально отражает изменение их магнитных свойств, таким образом, K_m зависит от раскрытия зерен магнитных и немагнитных минералов. Это можно достаточно убедительно видеть на рис. 1.3., представляющем идеализированный случай.

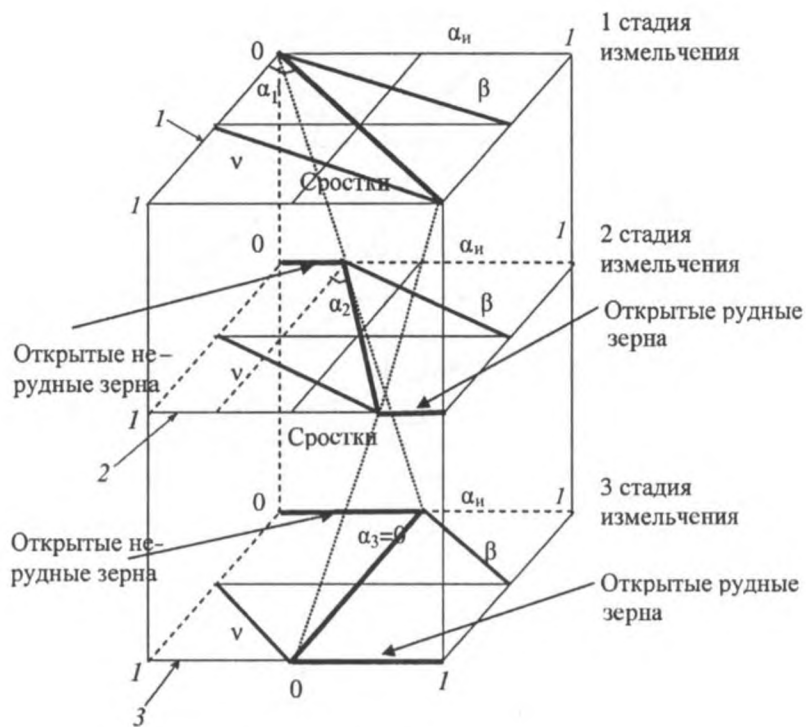


Рис. 1.3. Взаимосвязь степени раскрытия и потенциальных параметров обогащения в идеализированных вариантах: 1 – нераскрытый материал (сростки); 2 – полураскрытый материал; 3 - полностью раскрытый материал (свободные зерна разделяемых материалов). Коэффициент раскрытия $K_p = 1 - \operatorname{tg} \alpha$, причем α изменяется от 45° до 0 , а K_p – 0 до 1

В реальном случае чувствительность сепаратора определяется среднеквадратичным отклонением содержаний извлекаемого минерала от граничного; иными словами – чем острее пик кривой распределения содержаний на границе разделения, тем выше чувствительность сепаратора и выше коэффициент избирательности разделения (рис. 1.4.).

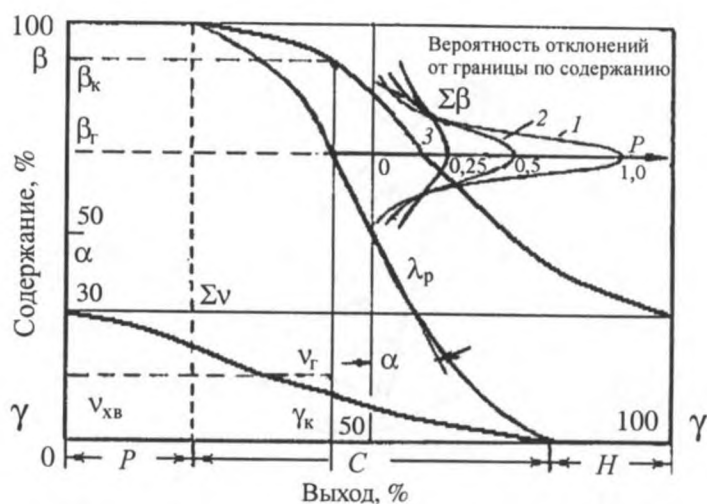


Рис. 1.4. Взаимосвязь степени раскрытия и потенциальных параметров обогащения: λ_p - граничное содержание сростков; β_r, v_r - содержание металла в концентрате и в хвостах при идеальной вероятности разделения на границе (руда) – $P = 1$; при распределении содержания на границе 1 – эффективная сепарация, 2 –

удовлетворительная и 3 – плохая (большое засорение концентрата бедными сростками, а хвостов - богатыми)

По мере приближения к границе разделения на кривой λ (кривая элементарных фракций) коэффициент контрастности свойств K_m стремится к нулю, а эффективность процесса достигает максимума ($d\eta/d\gamma=0$) и с ростом выхода γ в дальнейшем снижается.

Повышение степени раскрытия минералов по мере измельчения, с одной стороны, связано с увеличением контрастности свойств разделяемых зерен, а с другой стороны, эта же эффективность начинает снижаться за счет ухудшения условий сепарации при переизмельчении материала. В этом случае необходимо добиваться высокой селективности раскрытия, т.е. максимальной степени раскрытия минералов при минимальной степени измельчения руды.

Эффективность обогащения для данного исходного материала при известном выходе концентрата и извлечении в него полезного компонента

$$E = \frac{\varepsilon_k - \gamma_k}{1 - \beta_{исх} / \beta_{мин}} \quad (1.16)$$

где $\beta_{исх}$ и $\beta_{мин}$ - массовая доля (содержание) полезного компонента соответственно в исходном материале и полезном минерале. При смешивании нескольких продуктов выход их смеси (суммарного продукта) $\gamma_{см}$ и извлечение в него расчетного компонента $\varepsilon_{см}$ рассчитывается как сумма выходов (или извлечений) смешиваемых продуктов:

$$\gamma_{см} = \sum_{i=1}^N \gamma_i \quad (1.17)$$

$$\varepsilon_{см} = \sum_{i=1}^N \varepsilon_i \quad (1.18)$$

где N - число смешиваемых продуктов; γ_i и ε_i - соответственно выход и извлечение каждого смешиваемого продукта.

При проверке расчетов по формулам (1.17) и (1.18) следует учитывать, что $\gamma_{исх}$ и $\varepsilon_{исх}$ всегда равны единице или 100 %. Массовая доля (содержание) расчетного компонента в смеси определяется как средневзвешенная величина с учетом масс смешиваемых продуктов (просто суммировать данные или определять содержание как среднеарифметическую величину нельзя):

$$\beta_{см} = \frac{\sum_{i=1}^N \gamma_i \beta_i}{\sum_{i=1}^N \gamma_i} \quad (1.19)$$

где β_i - массовая доля (содержание) расчетного компонента в каждом смешиваемом продукте.

1.2. Задачи на расчет технологических показателей обогащения полезных ископаемых

Задача 1. Рассчитать выход никелевого концентрата, массовая доля никеля в котором равна 10 %. На фабрику поступает руда с массовой долей никеля 3,2 %, Извлечение никеля в концентрат 82 %.

Ответ: 26,24 %.

Задача 2. Рассчитать выход медного концентрата, если массовая доля в нём меди 20 %, а на фабрику поступает руда с массовой долей металла 1,5 %. Извлечение меди в концентрат 90 %.

Ответ: 6,75 %.

Задача 3. Определить, сколько тонн концентрата в сутки выдаёт фабрика, если выход концентрата 3 %, а производительность фабрики 1 500 т руды в сутки.

Ответ: 45 т.

Задача 4. Сколько мешков в сутки необходимо для затаривания концентрата, если производительность фабрики по руде 10 000 т/сутки, выход концентрата 0,3 %, вместимость одного мешка 50 кг?

Ответ: 600 шт.

Задача 5. Найти выходы концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с содержанием меди 1,5 %, а после обогащения получаются два продукта: концентрат с содержанием меди 20 % и хвосты с содержанием меди 0,1 %.

Ответы: 7,04 и 92,96 %.

Задача 6. Определить выход концентрата и хвостов, если фабрика перерабатывает руду с массовой долей свинца 1 %, и в результате обогащения получаются два продукта: концентрат с массовой долей свинца 50 % и хвосты с массовой долей свинца 0,1 %.

Ответы: 1,8 и 98,2 %.

Задача 7. Рассчитать выход и извлечение свинца в концентрат, если фабрика перерабатывает в сутки 20 000 т руды с содержанием свинца 2,5 %, и получает 900 т концентрата с содержанием свинца 50 %.

Ответы: 4,5 и 90 %.

Задача 8. Рассчитать выход концентрата, если 10 000 т руды получено 9 000 т хвостов.

Ответ: 10 %.

Задача 9. Найти производительность фабрики по руде, если фабрика выдаёт в сутки 1 000 т концентрата при выходе 2,5 %.

Ответ: 40 000 т/сутки.

Задача 10. Определить суточную производительность фабрики, если фабрика производит в сутки 500 т концентрата при выходе 1,0 %.

Ответ: 50 000 т/сутки.

Задача 11. Определить содержание полезного компонента в хвостах, если из 1 000 т руды с содержанием полезного компонента 0,8 % в процессе обогащения получено 13 т концентрата при извлечении 90 %.

Ответ: 0,081 %.

Задача 12. Рассчитать извлечение металла в концентрат, если фабрика имеет производительность по руде 10 000 т/сутки, перерабатывает руду с содержанием металла 2 %, при этом получает 500 т концентрата в сутки с массовой долей в нём металла 30 %.

Ответ: 75 %.

Задача 13. Определить выход хвостов, если из 1 000 т руды получено 10 т концентрата.

Ответ: 99 %.

Задача 14. Производительность фабрики 10 000 т/сутки. Фабрика перерабатывает мерную руду с массовой долей меди 2 %; в медном концентрате массовая доля меди 20 %, в хвостах – 0,1 %. Определить извлечение меди в концентрат, хвосты, выходы этих продуктов и массу продуктов.

Ответы: $\gamma_{\text{кт}} = 9,5 \%$,

$\varepsilon_{\text{кт}} = 95 \%$, $Q_{\text{кт}} = 950$ т/сутки, $\gamma_{\text{хв}} = 90,5 \%$, $\varepsilon_{\text{хв}} = 5\%$, $Q_{\text{хв}} = 9 050$ т/сутки.

Задача 15. Установить потери никеля в медном концентрате, если содержание никеля в нём 1,0 % и выход медного концентрата 10 %. Содержание никеля в исходной руде 3 %.

Ответ: 3,33 %.

2. ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ: «РАСЧЕТ СХЕМ РУДОПОДГОТОВКИ. СОВРЕМЕННЫЙ ПОДХОД»

2.1. Дробильное оборудование

2.1.1. Выбор и расчет щековых и конусных дробилок для крупного дробления

Для крупного дробления руд применяют щековые дробилки с простым качанием щеки и конусные дробилки крупного дробления. Только для легко дробимых материалов (мягких известняков, углей, солей) устанавливают ударные дробилки - роторные или молотковые.

Выбранная дробилка должна удовлетворять следующим условиям: 1) быть пригодной для дробления руды определенных физических свойств (для влажных и глинистых руд щековые дробилки предпочтительнее конусных; 2) наилучшим образом удовлетворять условиям эксплуатации (щековые дробилки проще по конструкции, для установки требуют меньшей высоты, поэтому предпочтительнее для установки в подземном руднике, однако они обязательно должны загружаться питателем и имеют меньшую производительность по сравнению с конусной дробилкой крупного дробления с приемным отверстием той же ширины); 3) иметь размеры приемного отверстия, достаточные для свободного приема максимального куска руды; 4) иметь выпускную щель, обеспечивающую заданную крупность дробленого продукта; 5) обеспечивать заданную производительность при операции крупного дробления одной или, в крайнем случае, двумя дробилками. Окончательно тип и размер дробилки выбирают на основании технико-экономического сравнения.

Минимальный типоразмер дробилки определяется шириной ее приемного отверстия B , которая должна быть не меньше $(1,1-1,15) D_{\text{max}}$ (где D_{max} - максимальная крупность кусков исходной руды).

Необходимая ширина выходной щели дробилки

$$i = \frac{d_{\text{H}}}{Z_{\text{H}}}, \quad (2.1)$$

где d_H – номинальная крупность разгрузки дробилки (размер отверстия сита, на котором остается 5 % материала); Z_H – коэффициент (степень) закругнения.

Номинальную крупность приближенно можно принимать равной требуемой крупности дробления. Значения Z_H находят по типовым характеристикам крупности дробленых продуктов [5, рис.2.1 и 2.2] или по опытным данным.

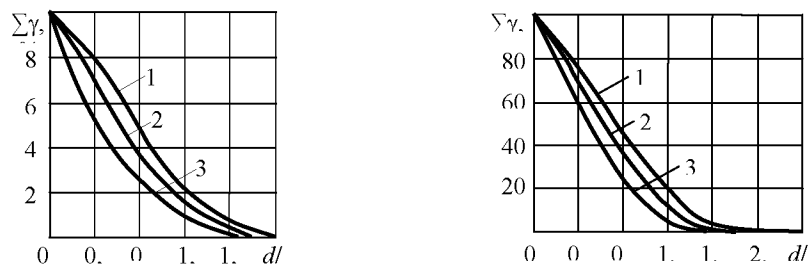


Рис.2.1. Типовые характеристики крупности дробленого продукта щековых и конусных дробилок крупного дробления 1 – твердые руды; 2 - руды средней твердости; 3 – мягкие руды

В зависимости от крепости руды Z_H принимает следующие значения:

Руда	Мягкая	Средней крепости	Крепкая
Дробилки:			
конусные	1,15	1,40	1,55
щековые	1,35	1,55	1,65

Производительность дробилок определяется обычно по данным каталогов, паспортов машиностроительных заводов или ГОСТов. Эмпирические или полуэмпирические формулы, приводимые в учебниках и справочниках, могут дать для конкретных типоразмеров значительные отклонения от каталожных производительностей, рекомендуемых заводами, потому что результаты расчетов по ним обязательно должны сопоставляться с опытными или каталожными. Предполагается, что каталожные производительности в какой-то мере усредняют достигнутые в практике результаты. Производительность щековых и конусных дробилок крупного дробления по каталогу приведена в табл.2.1 и 2.2.

Таблица 2.1

Производительность щековых дробилок с простым качанием щеки

Тип и основные размеры, мм	Пределы регулирования выходной щели, мм	Производительность, м ³ /ч
ЩДП 600 × 900	70 - 160	35 - 80
ЩДП 900 × 1200	95-165	130-230
ЩДП 1200 × 1500	105 - 195	230-400
ЩДП 1500 × 2100	135-225	450-750
ЩДП 2100 × 2500	250	1100

Производительность конусных дробилок крупного дробления

Тип и основные размеры B/i , мм	Производительность, м ³ /ч	Тип и основные размеры B/i , мм	Производительность, м ³ /ч
ККД 500/75	275	ККД 1500/200	2300
ККД 900/100	350	ККД 1500/180	2100
ККД 900/140	540	ККД 1500/215	2460
ККД 900/150	580	ККД 1500/230	2620
ККД 1200/120	610	ККД 1500/250	2790
ККД 1200/150	795	КРД 700/75	480
ККД 1350/160	1070	КРД 900/100	880
ККД 1500/160	1630		
ККД 1500/180	1900		

При выборе конусных дробилок надо иметь в виду, что дробилки изготавливаются с определенным размером выходной щели и регулирование щели предусмотрено только для компенсации износа футеровок. Для промежуточных размеров выходной щели производительность щековых дробилок находят прямолинейной интерполяцией:

$$Q_i = Q_{\max} - \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{i_{\max} - i_{\min}} \cdot (i_{\max} - i) \quad (2.2)$$

или

$$Q_i = Q_{\min} + \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{i_{\max} - i_{\min}} \cdot (i - i_{\min}), \quad (2.3)$$

где Q_{\max} и Q_{\min} – максимальная и минимальная производительность дробилки выбранного размера по каталогу, м³/ч; i_{\max} и i_{\min} – максимальная и минимальная ширина выходной щели, мм; i – требуемая ширина выходной щели, мм.

В каталогах производительность дробилок Q_k обычно дается для руд средней крепости с насыпной плотностью $\rho_n = 1,6$ т/м³ (плотность в монолите $\rho = 2,7$ т/м³). Для руд с другими физическими свойствами должны быть введены поправки – на крепость руды K_f , на ее влажность K_w , крупность $K_{кр}$ и на насыпную плотность K_p (табл. 2.3).

С учетом всех поправок производительность дробилки

$$Q_{др} = Q_k \cdot K_p \cdot K_f \cdot K_w \cdot K_{кр}, \quad (2.4)$$

где $Q_k = Q_o \cdot \rho_n$; Q_o – объемная производительность дробилки по каталогу, м³/ч.

Коэффициент

$$K_p = \frac{\rho_n}{1,6} \approx \frac{\rho}{2,7}, \quad (2.5)$$

где ρ_n – насыпная плотность руды, т/м³; ρ – плотность руды в монолите, т/м³; 1,6 и 2,7 – насыпная плотность и плотность средней руды, т/м³.

Расчет производят и для щековых, и для конусных дробилок крупного дробления; окончательно дробилку выбирают на основании технико-экономического сравнения таких расчетов

Поправочные коэффициенты на условия дробления

Параметр	Характеристика руды							
	Мягкая (некрепкая)		Средней твердости (средней крепости)		Твердая (крепкая)		Весьма твердая (особо крепкая)	
Крепость пород по шкале Протодяконова f	5-10		10-15		15-18		18-20	
Поправочный коэффициент на крепость руды K_f	1,2		1,0		0,95		0,90	
Влажность руды W , %	4	5	6	7	8	9	10	11
Поправочный коэффициент на влажность руды K_W	1	1	0,95	0,9	0,85	0,8	0,75	0,65
Отношение номинальной крупности руды к ширине приемного отверстия D_n/B	0,3	0,4	0,5		0,6	0,7	0,85	
Поправочный коэффициент на крупность руды $K_{кр}$	1,5	1,4	1,3		1,2	1,1	1	

2.1.2. Пример выбора и расчета дробилки крупного дробления

Выбрать конусную или щековую дробилку для дробления крепкой руда влажностью 5 %, с насыпной плотностью $1,8 \text{ т/м}^3$, крупностью 800-0 мм. Номинальная крупность дробленого продукта 250 мм. В операцию дробления поступает 1500 т/ч руды.

Порядок расчета:

1. Определяем необходимую ширину приемного отверстия:

$$B = (1,1 \div 1,15)D_{\max} = (1,1 \div 1,15)800 = 880 \div 900 \text{ мм.}$$

2. Рассматриваем вариант установки щековой дробилки ЩДП 9×12 , минимальный типоразмер которой обеспечивает необходимую нам ширину приемного отверстия.

3. Определяем требуемую ширину выходной щели дробилки по формуле (2.1). Значение Z_n находим по вышеприведенным опытным данным. Ширина $i = 250/1,65 = 151 \approx 150 \text{ мм.}$

Дробилка типа ЩДП 9×12 может быть отрегулирована на требуемый размер щели.

4. Из табл. 2.1 берем объемную производительность дробилки данного размера и определяем интерполяцией каталожное значение для требуемой щели 150 мм по формуле (2.2):

$$Q_o = 230 - \frac{230 - 130}{165 - 95} \cdot (165 - 150) = 210 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

5. Определяем искомую массовую производительность дробилки и число дробилок с учетом условий дробления в соответствии с формулой (2.4):

$$Q_{др} = 210 \cdot 1,6 \frac{1,8}{1,6} \cdot 0,95 \cdot 1 \cdot 1 = 360 \text{ т/ч.}$$

Значения поправочных коэффициентов на условия дробления находим по табл.2.3 и по формуле (2.5). Следовательно, для заданной производительности 1500 т/ч необходимо

установить четыре дробилки ЩДП 9×12, но это значение явно завышено, поэтому необходимо рассмотреть другой вариант с установкой более крупной дробилки.

6. Рассматриваем вариант установки дробилки ЩДП 15×21. Согласно табл.2.1 при требуемом размере щели 150 мм ее производительность будет равна 490 м³/ч или с учетом условий дробления и насыпной плотности руды 838 т/ч, т.е. для заданной производительности нужно будет установить всего две дробилки (1500/838 = 1,8 ≈ 2), что допустимо.

Расчет объемной и массовой производительности выполняют так же, как и для дробилки ЩДП 9×12.

7. Рассматриваем вариант с конусной дробилкой крупного дробления. Ширина приемного отверстия *B*, как рассчитано выше, должна быть не менее 880-900 мм. Следовательно, можно принять как минимальный типоразмер дробилку ККД-900.

8. Определяем ширину выходной щели. При требуемой крупности дробленого продукта 250 мм ширина выходной щели

$$i = \frac{250}{Z_n} = \frac{250}{1,55} = 161 \approx 160 \text{ мм,}$$

где $Z_n = 1,55$.

9. Выбираем размер дробилки для требуемых значений *B* и *i* определяем ее производительность. По табл.2.2 находим, что к установке можно принять дробилку ККД 900/150 с производительностью $Q_o = 580$ м³/ч. С учетом условий дробления и насыпной плотности определяем массовую производительность данной дробилки по формуле (2.4):

$$Q_{др} = 580 \cdot 1,6 \cdot \frac{1,8}{1,6} \cdot 0,95 \cdot 1 \cdot 1 = 992 \text{ т/ч.}$$

10. Для заданной производительности потребное число дробилок $n_{др} = 1500/992 = 1,51$, т.е. достаточно установить две дробилки.

11. Сведем данные расчета в табл.2.4 для технико-экономического сравнения вариантов и окончательного выбора на его основании типа дробилки.

Таблица 2.4

Результаты расчета дробилок крупного дробления

Тип дробилки	<i>i</i> , мм	$Q_{др}$, т/ч	<i>n</i>	Коэффициент загрузки $K_з = Q_{исх}/nQ_{др}$	Масса дробилки, т		Установочная мощность дробилки, кВт	
					одна	все	одна	все
ЩДП 15×21	150	838	2	0,89	260	520	250	500
ККД 900/160	160	992	2	0,76	150	300	250	500

К установке принимают тот тип дробилки, который имеет больший коэффициент загрузки, меньшую массу и более низкую установочную мощность. В данном примере технико-экономическое сравнение не показывает явного преимущества щековых дробилок, поэтому к установке следует принять конусную дробилку, как обычно рекомендуют поступать в таких случаях из-за более благоприятных условий эксплуатации конусных дробилок по сравнению со щековыми.

2.1.3. Расчет конусных дробилок среднего и мелкого дробления

Расчет конусных дробилок среднего и мелкого дробления так же, как и дробилок крупного дробления, сводится к определению производительности дробилки выбранного

размера при нужной ширине выходной щели. Размер конусных дробилок среднего и мелкого дробления определяется диаметром основания дробящего конуса, от которого зависит и ширина приемного отверстия B . Последняя не должна быть меньше $(1,1-1,15) D_{\max}$.

Необходимая ширина выходной щели определяются по формуле (6.1). Значения коэффициента (степени) закругнения Z_H находят для дробилок среднего дробления по табл.2.6, для дробилок мелкого дробления по табл.2.7, зная требуемую номинальную крупность дробления d_H .

Объемную производительность дробилок при работе в открытом цикле определяют по паспортным данным по формуле

$$(Q_0)_{др} = (Q_0)_к \cdot K_f \cdot K_w \cdot K_{кр}^x, \quad (2.6)$$

где $(Q_0)_к$ – производительность дробилки по каталогу при требуемой ширине выходной щели i , м³/ч, принимается или рассчитывается для промежуточных размеров выходной щели интерполяцией по данным табл.2.6 и 2.7; K_f , K_w – принимают по данным табл.6.3; $K_{кр}^x$ – поправочный коэффициент на крупность руды при дроблении с предварительным грохочением

D_H/B	0,8	0,6	0,3		
$K_{кр}^x$	1,0	1,05	1,1		
при дроблении без предварительного грохочения					
D_H/B	0,8	0,65	0,55	0,45	0,35
$K_{кр}^x$	1,0	1,1	1,2	1,3	1,4

Таблица 2.6

Степень закругнения и расчетная производительность в открытом цикле конусных дробилок среднего дробления, м³/ч

Дробилка	Ширина выходной щели i , мм	Степень закругнения $Z_H = d_H/i$ для руд			Дробление руд					
		мягких	средней крепости	крепких	с предварительным грохочением			без предварительного грохочения		
					мягких	средней крепости	крепких	мягких	средней крепости	крепких
КСД-1200	10	1,4	1,65	1,85	45	40	35	55	50	40
	20	1,2	1,4	1,6	70	65	50	90	85	65
	30	1,2	1,4	1,6	90	80	65	120	110	85
	50	1,2	1,4	1,6	125	115	90	195	180	140
КСД-1750	15	1,6	1,9	2,15	130	115	90	160	145	110
	25	1,35	1,6	1,8	165	150	115	225	206	155
	30	1,35	1,6	1,8	190	175	135	250	230	175
	60	1,35	1,6	1,8	325	295	230	495	450	345
КСД-2200	15	2,25	2,7	3,0	240	220	165	270	245	190
	25	1,7	2,0	2,25	300	270	210	370	335	260
	30	1,7	2,0	2,25	330	305	235	410	375	290
	60	1,7	2,0	2,25	550	505	385	780	710	545

Расчет $(Q_0)_к$ интерполяцией для промежуточных размеров выходной щели производят по формулам (2.2) или (2.3).

При работе конусных дробилок мелкого дробления в замкнутом цикле с грохотом учитывают снижение при этом средней крупности питания, производительность дробилки в этом случае

$$Q_з = (Q_0)_{др} \cdot K_з, \quad (2.7)$$

Таблица 2.7

Степень закрупления и расчетная производительность конусных дробилок мелкого дробления при дроблении в открытом цикле с предварительным грохочением, м³/ч

Дробилка	Ширина выходной щели i , мм	Степень закрупления $Z_H=d_H/i$ для руд			Дробление руд		
		мягких	средней крепости	крепких	мягких	средней крепости	крепких
КМД-1200	3	2,8	3,35	3,75	30	25	20
	8	1,45	1,75	1,95	40	35	25
	12	1,2	1,45	1,6	45	40	30
КМД-1750	5	2,75	3,3	3,7	85	80	60
	9	1,85	2,2	2,45	100	90	70
	15	1,45	1,75	1,95	125	115	85
	20	1,35	1,6	1,8	145	130	100
КМД-2200	5	4,1	4,9	5,5	160	150	115
	10	2,5	3,0	3,35	190	175	135
	15	2,0	2,4	2,7	225	205	155
	20	1,8	2,15	2,4	255	235	180

где $(Q_0)_{др}$ – производительность той же дробилки, работающей в открытом цикле, определенная по формуле (2.6), м³/ч; $K_з$ – коэффициент относительного изменения производительности дробилок при переходе их на работу в замкнутом цикле.

Коэффициент $K_з$ зависит от отношения размера отверстия грохота a к номинальной крупности продукта дробления d_H :

a/d_H	0,3	0,5	0,7	0,9	1,0
$K_з$	1,4	1,3	1,2	1,1	1,0

Массовую производительность дробилки находят, умножая ее объемную производительность на насыпную плотность: $Q_{др} = (Q_0)_{др} \cdot \rho_H$.

2.1.5. Пример расчета конусной дробилки среднего дробления

Определить производительность и число дробилок для дробления крепкой руды, влажностью 6 %, насыпной плотностью 2 т/м³. Крупность исходной руды 200-0 мм, крупность продукта дробления 60-0 мм. В дробление поступает материал без предварительного грохочения в количестве 1400 т/ч.

Порядок расчета:

1. Определяем необходимую ширину приемного отверстия дробилки:

$$B = (1,1 \div 1,15)D_{\max} = (1,1 \div 1,15)200 = (200 \div 225) \text{ мм.}$$

2. По [табл. 2.8] выбираем дробилку с ближайшей большей шириной приемного отверстия; подходит дробилка КСД–1750 Гр ($B = 250$ мм, $i = 25 - 60$ мм).

3. По табл.2.6 находим степень закругнения Z_H для крепкой руды и дробилки КСД–1750 и по формуле (2.1) определяем ширину выходной щели для получения требуемой крупности дробленого продукта 60 мм:

$$i = \frac{60}{1,8} = 33 \text{ мм.}$$

4. Определяем интерполяцией по формуле (2.2) объемную производительность выбранной дробилки КСД–1750 Гр для требуемой выходной щели 33 мм по данным табл.2.6:

$$(Q_0)_K = 345 - \frac{345 - 175}{60 - 30}(60 - 33) = 188 \text{ м}^3/\text{т.}$$

5. Определяем массовую производительность выбранной дробилки с учетом условий дробления:

$$Q_{др} = (Q_0)_K \cdot \rho_H \cdot K_f \cdot K_W \cdot K_{кр}^x = 188 \cdot 2 \cdot 0,95 \cdot 0,95 \cdot 1 = 340 \text{ т/ч}$$

Значения K_f и K_W находим по табл.2.3 для крепкой руды и влажности 6 %, $K_{кр}^x$ – по вышеприведенным данным для $D_H / B = 200 / 250 = 0,8$.

6. Определяем число дробилок, необходимое для обеспечения заданной производительности:

$$n_{др} = \frac{Q_{исх}}{Q_{др}} = \frac{1400}{340} = 4,1 \approx 4.$$

Такое большое число дробилок практически устанавливать нерационально, поэтому в реальных условиях надо переходить на следующий размер 2200 мм.

2.1.6. Пример расчета конусной дробилки мелкого дробления

Определить производительность дробилки для дробления мягкой руды влажностью 8 %, насыпной плотностью $1,8 \text{ т/м}^3$. Крупность исходной руды 70-0 мм, крупность продукта дробления 20-0 мм. Дробилка работает в замкнутом цикле с грохотом; размер отверстия сита 20 мм. В дробилку поступает 850 т руды.

Порядок расчета:

1. Определяем необходимую ширину приемного отверстия дробилки:

$$B = (1,1 \div 1,15)D_{\max} = (1,1 \div 1,15)70 = 77 \div 81 \text{ мм.}$$

2. По [табл. 2.9] выбираем дробилку КМД–1750Т, которая имеет необходимую нам ширину приемного отверстия 80 мм.

3. По табл. 2.6 находим степень закругления z_n для мягкой руды и дробилки КМД-1750 и по формуле (2.1) определяем ширину выходной щели при требуемой крупности дробленого продукта:

4.

$$i = \frac{20}{1,45} = 13,8 = 14 \text{ мм.}$$

4. Определяем интерполяцией по формуле (2.3) объемную производительность выбранной дробилки КМД-1750 т при работе ее в открытом цикле для выходной щели 14 мм по данным табл.2.7:

5.

$$(Q_0)_K = 100 + \frac{125-100}{15-9}(14-9) = 121 \text{ м}^3/\text{ч.}$$

6. По формуле (2.6) и (2.7) определяем объемную производительность выбранной дробилки КМД-1750 т с учетом условий дробления при работе ее в замкнутом цикле:

$$Q_3 = (Q_0)_K \cdot K_f \cdot K_W \cdot K_{кр}^x \cdot K_s = 121 \cdot 1,2 \cdot 0,85 \cdot 1 \cdot 1 = 123,4 \text{ м}^3/\text{т},$$

где значения K_f и K_W находим по табл.2.3; $K_{кр}^x$ и K_s – по вышеприведенным данным.

7. Определяем массовую производительность выбранной дробилки:

$$(Q_3)_{др} = Q_3 \cdot \rho_n = 123,4 \cdot 1,8 = 222 \text{ т/ч.}$$

8. Находим число дробилок, необходимое для обеспечения заданной производительности:

$$\frac{Q_{пост}}{(Q_3)_{др}} = \frac{850}{222} = 3,8 \approx 4.$$

В реальном проектировании при окончательном выборе следует принимать дробилки наибольшего размера с целью сокращения их общего числа. При этом получается существенная экономия в объеме зданий и стоимости строительства. Таким образом, для больших фабрик, независимо от размера поступающего куска, нужно принимать дробилки КСД-2200 и КМД-2200. Применение дробилок КСД-3000 и КМД-3000, имеющих производительность приблизительно в два раза большую, чем дробилки 2200 мм, можно рекомендовать для особо крупных фабрик при крупности продукта замкнутого цикла не меньше 16 мм.

Таблица 2.8

Основные параметры конусных дробилок среднего дробления

Параметры	КМД-1200		КМД-1750		КМД-2200 (стандарт. тип)		КМДТ-2200		КМДТ-2200А		КМД-2200СТ		КМД-2500		КМД-3000	
	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр
Форма исполнения	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр
Диаметр основания дробящего конуса D , мм	1200	1750	1750	1750	2200	2200	2200	2200	2200	2200	2200	2200	2500	3000		
Ширина приемного отверстия на открытой стороне B , мм	50	80	130	130	100	100	140	100	100	100	100	180	150			
Наибольший размер кусков в питании a_{max} , мм	40	70	100	100	80	80	110	80	80	80	80	150	120			
Диапазон регулирования ширины выходной щели в фазе сближения профилей b_0 , мм	3-12	5-15	9-20	9-20	5-15	5-15	10-20	5-15	5-15	5-15	5-15	6-15	6-20			
Объемная производительность (для руды средней крепости в открытом цикле) $m^3/ч$, не менее	24	85-110	95-130	95-130	150-210	160-220	220-260	-	-	-	-	150	160			
Частота колебаний дробящего конуса n_0 , мин ⁻¹	260	260 (245)		224		242	242	242	269	308	200	185				
Угол нутания ϵ , градус	2,17	2		2		2	2	2	2	1,6	2	1,5				
Общее усилие пружины МН, не менее	20	25		40		-	-	-	-	-	40	45				
Параметр D^2/n_0 , м ² ·мин	374	795 (750)		1090		1170	1700	1300	1500	1250	1665					
Мощность электродвигателя, кВт, не более	75	160		250		250	250	320	320	320	400					
Масса дробилки без электродвигателя и смазочной системы, т, не более	24	47		98		98	98	-	-	-	140	235				

Таблица 2.9

Основные параметры конусных дробилок мелкого дробления

Параметры	КСД-600		КСД-900		КСД-1200		КСД-1750		КСД-2200		КСД-2500		КСД-3000	
	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр
Форма исполнения	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр	Т	Гр
Диаметр основания дробящего конуса D , мм	600	600	900	900	1200	1200	1750	1750	2200	2200	2500	2500	3000	3000
Ширина приемного отверстия на открытой стороне B , мм	50	75	75	130	125	185	200	250	275	350	335	450	475	600
Наибольший размер кусков в питании, мм	40	60(80)	60	100(120)	100	150	160	200(215)	250	300	270	360	380	500
Диапазон регулирования ширины выходной щели в фазе сближения профилей b_0 , мм	5-15 (3-13)	12-35 (12-25)	5-20	15-40	10-25	20-50	15-30	25-60	15-30	30-60	15-45	45-65	25-50	50-80
Объемная производительность (для руды средней крепости в открытом цикле) $m^3/ч$, не менее	5-15 (6-18)	12-35 (19-32)	8-40 (9-45)	30-45 (36-62)	38-85	70-105	90-180	160-300	170-340	340-580	-	480-660	-	750-1200
Частота колебаний дробящего конуса n_0 , мин ⁻¹	(350)		(330)		(260)		(260)		(224)		200		(185)	
Мощность электродвигателя $N_{дв}$, кВт, не более	30		55		75		160		250		320		400	
Масса дробилки без электродвигателя и смазочной системы, т, не более	5 (3,7)		12,5 (10,3)		24 (27)		53 (50)		98 (90)		-		200	

1. ЛАБОРАТОРНОЕ ЗАНЯТИЕ: «ТЕСТ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАБОЧЕГО ИНДЕКСА СТЕРЖНЕВОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ Ф. БОНДА (RWI).»

Для расчёта удельных энергозатрат (кВтч/т) на сокращение крупности материалов с последующим выбором оборудования осуществляют тесты по стандартным методикам, разработанные Ф. Бондом. Тесты по оценке энергозатрат на стержневое измельчение производят в стержневой мельнице Бонда (см. рис. 3.1).

Цель работы – освоить методику определения рабочего индекса Бонда для шаровой мельницы.

Основные понятия:

Рабочий индекс шарового измельчения Бонда - это энергетический показатель, характеризующий сопротивляемость материала шаровому измельчению.

Необходимые оборудование и материалы – сухая, дробленая до -3,35 мм руда, струйный сократитель, стандартный набор сит шкалы Тайлера, вибрационный ситовой анализатор, технические весы, мерный цилиндр объемом 1000 мл, шаровая мельница Бонда.

Порядок выполнения работы

Определение рабочего индекса шарового измельчения Бонда производится в стандартной мельнице (рис. 1.1) в стандартных условиях. Протокол проведения тестирования находится в Приложении А.



Рис. 1.1 Шаровая мельница Бонда

Схема тестирования на рабочий индекс стержневого измельчения представлена в соответствии с рисунком 1.2.

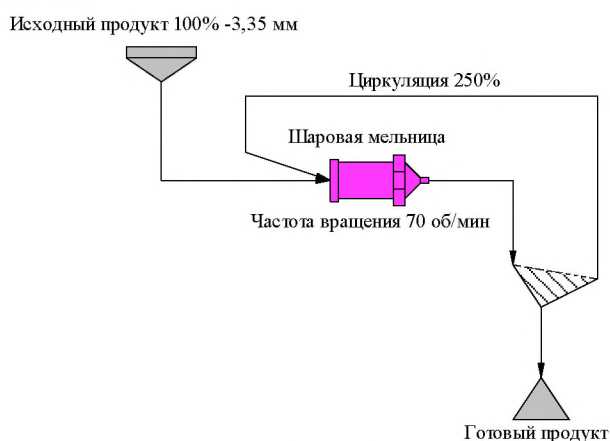


Рис. 1.2. Схема тестирования на рабочий индекс шарового измельчения Бонда

Лабораторная шаровая мельница Бонда имеет внутренний диаметр 305 мм и длину барабана 305 мм, гладкую футеровку с закругленными углами. Шаровая загрузка, весом приблизительно 20,125 кг состоит из шаров с диапазоном диаметров от 15,5 до 36,8 мм общим количеством 258 шт (43 шара Ø36,8 мм; 67 шаров Ø29,7 мм; 10 шаров Ø25,4 мм; 71 шар Ø19,1 мм; 94 шара Ø15,5 мм). Скорость вращения барабана мельницы является стандартной и составляет 70 об/мин.

Методика проведения теста состоит в следующем:

1. Исходный продукт дробится до крупности -3,35 мм с использованием стадийального дробления.
2. Представительно отобранная дроблёная руда крупностью -3,35 мм засыпается в 1000 мл цилиндр до отметки 700 мл, встряхивается на виброплоскости. Процесс повторяется до момента, пока материал не перестает утрамбовываться и его объем не будет равен 700 мл. Результирующая масса руды M взвешивается.

3. Рассчитать массу подрешётного продукта (A) для циркулирующей нагрузки в 250%. Если масса свежего питания равняется 100%, а масса циркулирующей нагрузки равняется 250%, то масса измельчаемого материала в мельнице равняется 350%. Отсюда:

$$A = M/350\% = M/3,5$$

4. Осуществить ситовой анализ питания. Набор сит представлен в Приложении Г. Убедиться, что размер ячейки контрольного сита (как правило, 106 мкм) соответствует набору сит, применяемому для ситового анализа. Масса готового класса в питании каждого цикла обозначается как H .

5. После проверки массы и количества шаров в барабане, поместить загрузку питания M в мельницу.

6. Включить мельницу на N оборотов, для первого цикла N равно 100 об (1 мин 26 с).

7. По окончании помола разгрузить продукт из мельницы, очистить шары и внутреннюю поверхность барабана от оставшегося материала.

8. Просеять продукт измельчения на контрольном сите. Для сокращения времени отсева рекомендуется использовать над контрольным ситом разгрузочное сито (для контрольного сита с ячейкой 106 мкм удобно использовать разгрузочное сито с ячейкой 212 мкм).

9. Взвесить и зарегистрировать массу подрешетного продукта B , продукт промаркировать³ и сохранить.

10. Взвесить надрешётный продукт (D).

11. По формуле $Z=M-D-B$ определить величину операционных потерь, которая не должна превышать 3% от величины M .

12. Отобрать представительную пробу из исходной руды по массе равную $F=M-D$. Эта масса называется свежим питанием цикла.

13. Рассчитать массу готового класса в свежем питании следующего цикла, при этом использовать результаты гранулометрического анализа исходного питания и массу свежего питания цикла:

$$H = \gamma(x_{\max, P}) \cdot F$$

где $\gamma(x_{\max, P})$ – содержание готового класса в исходном материале, %.

14. Рассчитать полученный прирост готового класса в продукте проведенного цикла (в первом цикле $H = \gamma(x_{\max, P}) \cdot M$, т.к. для первого цикла $F=M$):

15.

$$E = B - H$$

16. Рассчитать измельчаемость G :

$$G = E/N$$

17. Добавить свежее питание из п. 12 к надрешётному продукту из п. 10, чтобы получить массу загрузки мельницы M для следующего периода измельчения.

18. Рассчитать число оборотов мельницы N для следующего периода. Для этого необходимо знать:

³Маркировать пробы рекомендуется следующим образом: [Дата / Название теста / Шифр уч.гр. / Шифр пробы / Обозначение пробы / Крупность пробы / Масса пробы], например, [12.10.2021 / тест BWi / ОП-18 / АпР-2030 / Продукт 3 ц. / -106+0 мкм/ Q=613,1 г]

- Массу материала, который должен измельчаться в следующем цикле, чтобы весь подрешетный продукт после измельчения по массе сравнялся с массой A , т.е. численно эта масса равна $A-N_i$;

- Измельчаемость в предыдущем цикле.

$$N_i = (A - N) / G_{(i-1)}$$

где i – номер цикла.

Число оборотов N необходимо округлить до целого.

19. Рассчитать время измельчения в секундах для следующего цикла:

$$t_i = N_i \cdot (60/46)$$

Время измельчения t_i округлить до целых секунд и перевести в мин:сек.

20. Повторить шаги с 5-го по 14-ый. Должны быть проведены по крайней мере пять циклов измельчения.

20. Измельчаемость должна достигнуть равновесной величины ($\pm 2\%$) для, по крайней мере, трёх периодов, а также хотя бы раз изменить направление своей динамики уже находясь в равновесии.

21. Установить G_{rp} , - измельчаемость за последние три периода.

22. Определить гранулометрическую характеристику объединенных подрешетных продуктов трех последних циклов.

23. Определить 80% крупность прохода для продукта P_{80} (из предыдущего пункта) и представительного питания F_{80} (из пункта 4).

24. Рассчитать лабораторный рабочий индекс из следующего выражения

$$BWI_{\text{Test}} = \frac{48,95}{A^{0,23} G_{bp}^{0,82} 10 \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)}, \text{ кВт-ч/т,}$$

где A – крупность лабораторного сита в мкм, G_{bp} – измельчаемость в последних трех циклах (г/об), F_{80} – 80% крупность прохода питания, P_{80} – 80% крупность прохода продукта.

Обработка результатов.

По результатам опытов необходимо сделать вывод о типе руды в плане сопротивляемости шаровому измельчению и оформить отчет в котором, среди прочего, должны быть представлены гранулометрические характеристики питания и продукта измельчения, а также графики изменения измельчаемости и циркулирующей нагрузки от цикла к циклу.

Протокол для тестирования руды на рабочий индекс шарового измельчения Бонда
BWI

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАБОЧЕГО ИНДЕКСА ШАРОВОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ				
1. Общая информация и результаты тестирования				
Исследуемый материал:				
Дата проведения:				
Тестирование выполнил:				
РАБОЧИЙ ИНДЕКС ШАРОВОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ BWI, КВТЧ/Т:				
2. Гранулометрический состав исходной пробы				
Класс крупности, мкм	Масса, г	Выход, %	Суммарный "по минусу"	
			Крупность, мкм	Суммарный выход, %
-3350+2800			3350	
-2800+2360			2800	
-2360+2000			2360	
-2000+1700			2000	
-1700+1180			1700	
-1180+850			1180	
-850+600			850	
-600+425			600	
-425+300			425	
-300+212			300	
-212+150			212	
-150+106			150	
-106+0			106	
Итого			0	
3. Исходная информация о тестируемом материале (до начала измельчения)				
Максимальная крупность исходного материала, мкм			3350	
80% - ая крупность исходного материала (F80), мкм				
Масса 700 мл исходного материала, г				
Насыпная плотность исходного материала, г/см ³				
Максимальная крупность готового класса (P100), мкм			106	
Доля готового класса в исходном материале ($\gamma(x_{max},P)$), %				

4. Протокол проведения тестирования (периодов измельчения)											
№ цикла	Время измельчения		Число оборотов мельницы	Рассев продукта		G, г/об	Циркуляция, %	Масса свежего питания, г	Прирост ГК, г	Расчетный ГК в питанияи, г	Операционные потери, г
	Минут	Секунд		Подрешетный	Надрешетный						
Обозначение	t		N		D	G		F	E	H	Z
Формула	(в сек)=N*60/70		=(A-H)/G			=E/N	=100*(M*V)/B	=M-D	=B-H	=F*(xmax,P)	=M-D-B
1	1	26	100								
2											
...											
5. Гранулометрический состав продукта последних трех периодов											
Класс крупности, мкм	Масса, г	Выход, %	Суммарный "по минусу"								
			Крупность, мкм								
-106+90			106								
-90+75			90								
-75+63			75								
Итого			0								
6. Расчет рабочего индекса шарового измельчения											
80% - ая крупность исходного материала (F80), мкм											
Максимальная крупность готового класса (P100), мкм			106								
80% - ая крупность продукта измельчения (F80), мкм											
Измельчаемость материала в шаровой мельнице, г/об.											
РАБОЧИЙ ИНДЕКС ШАРАВОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ВВ1, кВт/т											

2. ЛАБОРАТОРНОЕ ЗАНЯТИЕ : «ТЕСТ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАБОЧЕГО ИНДЕКСА ДРОБЛЕНИЯ Ф. БОНДА (CWI)»

Цель работы - определение индекса чистой работы дробления Ф. Бонда CWI исследуемого материала.

Основные понятия:

Индекс чистой работы дробления Ф. Бонда (CWI) –показатель, используется для прогнозирования энергетических затрат промышленных дробилок. CWI определяется по результатам разрушения материала в специальной лабораторной установке ударного действия

Аппаратура и ее краткая характеристика: специальная лабораторная установка ударного действия (рис. 2.1), не менее 10 кусков руды крупностью -75+50 мм, штангенциркуль, весы для определения плотности методом гидростатического взвешивания.

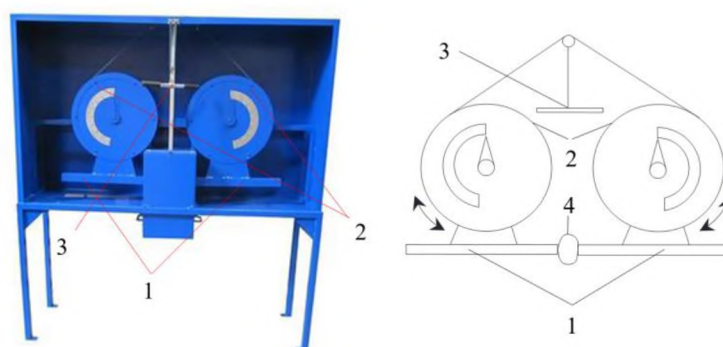


Рис. 2.1 - Установка для определения CWI

1 – молотки (вес каждого -13,6 кг), 2 – колеса, 3 – ручка установки отклонения высоты молотков, 4 – образец для разрушения.

Порядок выполнения работы

1. Каждый кусок нумеруется и на нем проставляются 2 точки (точки удара) таким образом, чтобы соединяющая их линия примерно проходила через центр масс куска и при этом была самой короткой из возможных. Эти точки служат индикатором мест ударов молотами.

2. Расстояние между точками удара для каждого куска измеряются штангенциркулем и вносятся в таблицу в соответствии номера каждого куска.

3. Гидростатическим методом измеряется плотность каждого куска и фиксируется в протоколе проведения испытания. Когда куски будут высушены и их температура сравняется с комнатной, можно приступить к их разрушению.

4. Каждый кусок по очереди помещается между молотками на специальной подставке таким образом, чтобы после разведения маятников молоты ударили в точки ударов, отмеченные на кусках.

5. Маятники разводят на 10 градусов и отпускают, в результате чего боковые грани образца одновременно подвергаются ударному воздействию молотов. Угол разведения маятников постепенно увеличивают с шагом в 5 градусов до тех пор, пока образец не разрушится (разрушившимся считается кусок, наибольший осколок от которого имеет менее 75% массы исходного куска).

6. Угол, при котором произошло разрушение, фиксируется в протоколе проведения испытаний в соответствии номеру образца.

7. Индекс чистой работы дробления Φ . Бонда CWI в кВт·ч/т рассчитывается для каждого разрушенного образца по следующей формуле:

$$CWI = 53,49 \frac{ICS}{\rho}$$

Здесь ICS – ударная энергия, приложенная к 1 мм толщины образца при разрушении, Дж/мм; ρ – плотность образца, г/см³.

Ударную энергию, приложенную к 1 мм толщины образца при разрушении, можно оценить по формуле:

$$ICS = \frac{97,4(1 - \cos \beta)}{L}$$

Здесь β – угол отклонения маятника от вертикали, при котором произошло разрушения образца; L – толщина образца в направлении удара, мм; 97,4 – постоянный для данной установки коэффициент, определяемый в ходе ее калибровки.

За индекс чистой работы дробления CWI материала принимается среднеарифметическое значение всех разрушенных образцов. Протокол проведения тестирования находится в Приложении Б.

Обработка результатов.

По результатам опытов необходимо сделать вывод о крепости руды и оформить отчет.

Протокол тестирования руды CWI

РАБОЧИЙ ИНДЕКС ДРОБЛЕНИЯ, кВтч/т:					
№ образца	Плотность, г/см ³	Толщина в направлении разрушения, мм	Угол разрушения, градус	Удельная ударная энергия, Дж/мм	Рабочий индекс дробимости, кВтч/т
1					
2					
3					
4					
5					
6					
7					
8					
9					
10					
11					
12					
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					
Усреднение результатов тестирования					
Средняя плотность подверженных тестированию образцов, г/см ³					
СРЕДНЕЕ ЗНАЧЕНИЕ РАБОЧЕГО ИНДЕКСА ДРОБЛЕНИЯ, кВтч/т					
Минимальное значение рабочего индекса дробления, кВтч/т					
Максимальное значение рабочего индекса дробления, кВтч/т					

3. ЛАБОРАТОРНОЕ ЗАНЯТИЕ «ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА МЕТОДАМИ ЛАЗЕРНОЙ ДИФРАКЦИИ»

Цель работы - ознакомление с методикой определения гранулометрического состава представительной пробы анализируемого материала путем ее рассева на классы на ситах определенной крупности.

Основные понятия:

Ситовой анализ - один из способов определения содержания в сыпучем материале фракций (классов) частиц определенных размеров, осуществляемый просеиванием пробы через набор сит с различными размерами квадратных или круглых отверстий.

Представительная проба - проба, выделенная по определенным правилам, с составом по крупности, аналогичным всей массе материала.

Гранулометрический состав - характеристика крупности руды и продуктов обогащения, определяемая по содержанию в них классов (зерен) различной крупности.

Класс - часть представительной пробы, полученная после рассева на ситах, включающая зерна с ограниченными размерами.

Крупность класса - размеры отверстий сит, между которыми заключен класс.

Выход класса крупности γ - отношение массы некоторого класса крупности к массе исходной пробы. Выражается в процентах

$$\gamma_{-d_1+d_2} = \frac{Q_{-d_1+d_2}}{Q_{пробы}} \cdot 100 \quad (1)$$

где $Q_{-d_1+d_2}$ - масса класса $-d_1+d_2$ в пробе; $Q_{пробы}$ - масса отобранной пробы для ситового анализа.

Модуль набора сит - отношение размеров отверстий смежных сит в закономерной шкале, то есть постоянное отношение размеров смежных сит. Для мелких сит, применяемых для ситовых анализов небольших навесок, модуль набора сит чаще всего равен $\sqrt{2}=1,41$ или $\sqrt[3]{2}=1,19$. Безмодульным набором сит называется такой набор, в котором отношение размеров смежных сит не является постоянной величиной.

Характеристика крупности - графическое изображение результатов ситового анализа в координатах: выход класса - крупность зерен.

Уравнение Годэна-Андреева-Шумана - аналитическое выражение для определения гранулометрического состава смеси частиц (продукта дробления или измельчения):

$$Y = 100 \left(\frac{x}{K_0} \right)^\alpha \quad (2)$$

где Y - количество материала мельче размера x , т. е. суммарный выход класса по минусу, %; K_0 - модуль крупности (теоретический максимальный размер частицы в продукте, или отрезок на оси крупности при $Y=100$ %); α - модуль распределения, характеризующий материал и метод измельчения, константа, равная тангенсу угла наклона прямой характеристики крупности в логарифмических координатах. Показатель α определяет степень кривизны характеристики: при $\alpha > 1$ кривые суммарных остатков (по плюсу) выпуклые; при $\alpha = 1$ - прямые линии; при $\alpha < 1$ - вогнутые, причем вогнутость их тем больше, чем меньше показатель α .

Уравнение Розина-Раммера - экспоненциально-степенное уравнение для аналитического выражения характеристики крупности:

$$R = 100e^{-bx^n}, \quad (3)$$

где R - суммарный выход класса крупнее x , по плюсу, %; x - размер отверстий сита; b и n - параметры, зависящие от свойств материала и размерности x . В координатах $\lg \lg 100/R - \lg x$ уравнение изображается прямой линией с угловым коэффициентом n . Параметры b и n находятся решением системы уравнений для двух известных (опытных) точек.

Аппаратура. Механический встряхиватель с набором лабораторных сит; струйчатый делитель; технические весы.

Исходный материал. Навеска материала крупностью -2 мм, массой 400-500 г.

Порядок выполнения работы:

1. Взвешивают навеску исходного материала и определяют число сокращений пробы на струйчатом делителе для ее доведения до массы представительной пробы (100-150 г при крупности -2 мм).

2. Пробу сокращают необходимое число раз и взвешивают с точностью до 0,1 г на технических весах.

3. Составляют набор сит с последовательно уменьшающимися отверстиями, начиная с самого крупного (наверху). Нижнее сито вставляют в поддон.

4. Пробу, выделенную сокращением, высыпают на верхнее сито, закрывают крышкой, набор закрепляют в механическом встряхивателе и в течение 10 мин. проводят операцию отсева.

5. Через 10 мин. набор сит снимают, и полученные на ситах классы взвешивают с точностью до 0,1 г. Полученные данные заносят в соответствующие графы таблицы 1.

6. Определяют суммарную массу полученных классов. Если она отличается от массы исходной навески не более чем на 2%, то производят обработку результатов опыта. Если расхождение превышает 2%, опыт переделывают.

7. Аналогично п.4-6 проводят ситовой анализ той же навески материала изменяя время проведения анализа (2 мин., 5 мин., 15 мин.). Данные вносятся в соответствующие графы (табл. 3.1).

Анализ результатов

1. По результатам взвешивания каждого класса определяют по формуле (1) их выходы с точностью до 0,01%, результаты записывают в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Результаты ситового анализа

Крупность класса d , мм	Масса класса Q_i , г	Выход класса γ_i , %	Суммарная характеристика			
			по плюсу		по минусу	
			d , мм	$\Sigma\gamma$, %	d , мм	$\Sigma\gamma$, %
$-d_1+d_2$	Q_1	γ_1	d_1	0	d_1	$\gamma_{-d_1}=100$
$-d_2+d_3$	Q_2	γ_2	d_2	$\gamma_{+d_2}=\gamma_1$	d_2	$\gamma_{-d_2}=\gamma_{-d_1}-\gamma_1$
...	d_3	$\gamma_{+d_3}=\gamma_{+d_2}+\gamma_2$
$-d_{i+1}+d_i$	Q_{i+1}	γ_{i+1}	d_{i+1}	$\gamma_{-d_{i+1}}=\gamma_{-d_i}-\gamma_{i+1}$
$-d_i+0$	Q_i	γ_i	d_i	$\gamma_{+d_i}=\gamma_{+d_{i+1}}+\gamma_{i+1}$	d_i	$\gamma_{-d_i}=\gamma_{-d_{i+1}}-\gamma_{i+1}$
Итого:	ΣQ_i	$\Sigma \gamma_i=100$	0	$100=\gamma_{+d_i}+\gamma_i$	0	0
Время анализа t :						

1. Определяют суммарный выход по плюсу, т.е. выход классов крупнее отверстий данного сита, и суммарный выход по минусу, т.е. выход классов мельче отверстий данного сита.

2. Строят на одном графике (пример построения на рис.3.1) характеристики крупности по плюсу и по минусу в координатах: суммарный выход по плюсу или по минусу (по оси ординат) - размер отверстий сит (по оси абсцисс).

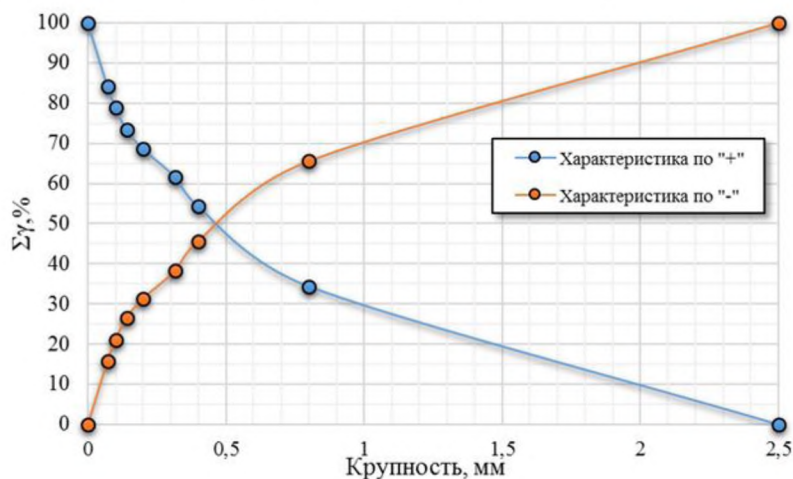


Рис. 3.1. Пример построения гранулометрических характеристик

3. Находят параметры аналитического выражения уравнения Годэна-Андреева-Шумана. Для этого строят логарифмическую характеристику крупности в координатах $\lg d - \lg Y$ (пример построения на рис. 3.2). Показатель α определяют, как тангенс угла наклона прямой.

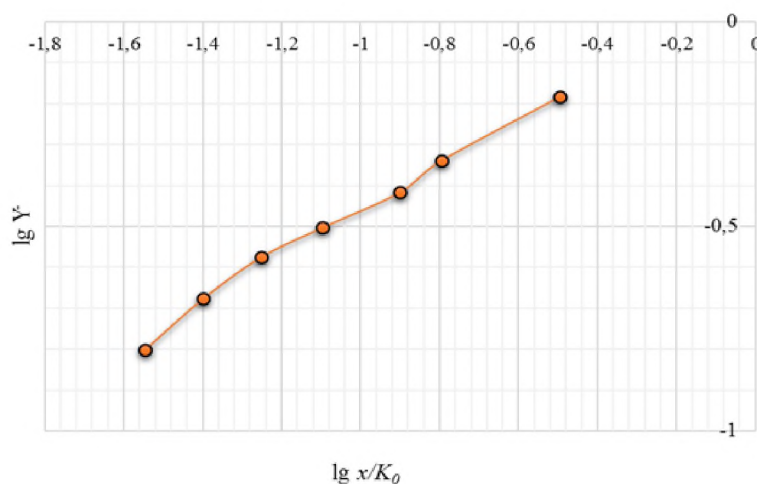


Рис. 3.2. Пример графика для определения параметров уравнения Годэна-Андреева-Шумана

4. Определяют параметры уравнения Розина-Раммлера b и n . Для этого строят прямую в координатах $\lg \lg 100/R - \lg x$ (пример построения на рис. 3.3). Угловым коэффициентом прямой соответствует коэффициенту n . Параметр b находится из уравнения (3) при подстановке данных для любой экспериментальной точки и найденного параметра n .

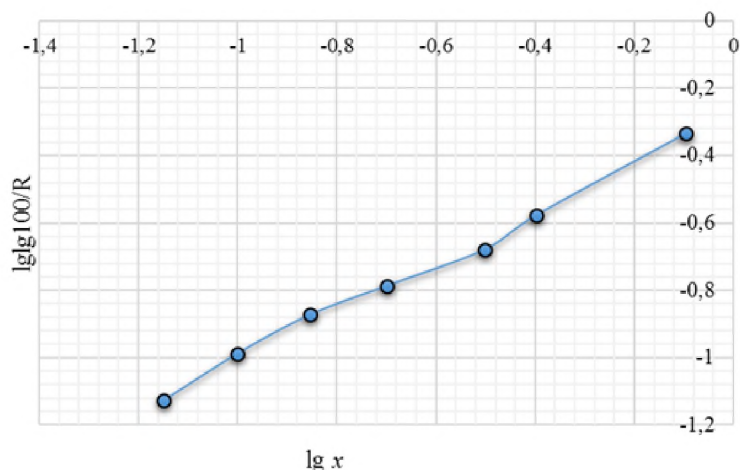


Рис. 3.3. Пример графика для определения параметров уравнения Розина-Раммлера

5. Составляют сводную таблицу, куда вносят данные по выходам, полученным в ходе экспериментальной работы и полученным по уравнениям Годэна-Андреева-Шумана и Розина-Раммлера. Производят анализ результатов и делают вывод о наиболее подходящей модели.

6. Строят гистограмму выходов для трех мелких классов крупности и делают вывод о достаточном времени проведения ситового анализа (рис.3.4)

Использование результатов опытов

Суммарные характеристики «по плюсу» бывают выпуклыми, вогнутыми и прямолинейными. Выпуклая кривая получается при преобладании в материале крупных зерен, вогнутая - при преобладании мелких зерен. Прямолинейная кривая свидетельствует о равномерном распределении в материале зерен по крупности.

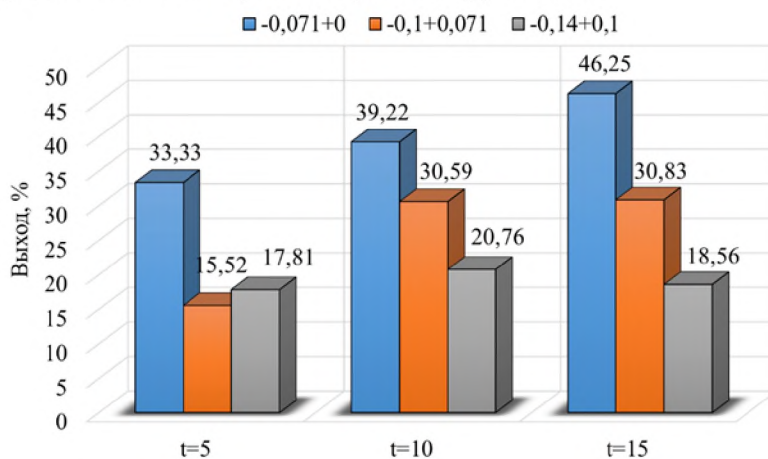


Рис. 3.4. Пример гистограммы выходов классов

По кривой суммарной характеристики можно определить выход любого класса крупности. Для определения выхода узкого класса крупности $-d_{i+1}+d_i$ необходимо провести перпендикуляры из точек d_{i+1} и d_i на оси абсцисс до пересечения с графиком по плюсу или по минусу (рис. 3.5).

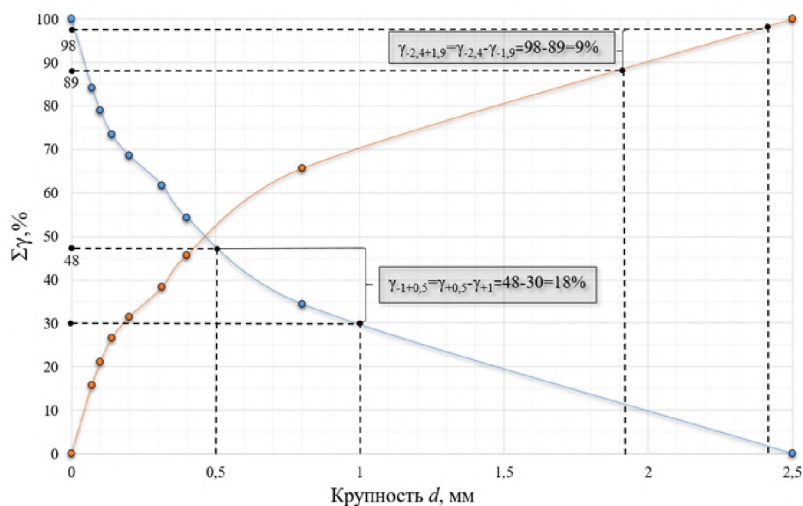


Рис. 3.5. Пример нахождения выхода узких классов крупности

Из точек пересечения проводят прямые линии до пересечения с осью ординат получая соответствующие значения выходов. Разница между значениями полученных выходов и будет искомое значение выхода узкого класса крупности $-d_{i+1}+d_i$.

Аналогичным образом находится выход классов $-d_i$ или $+d_i$. Следует помнить, что график по «+» определяет суммарный остаток на сите (т.е расстояние от оси абсцисс до пересечения с графиком показывает выход класса $+d_i$), а график по «-» определяет суммарный проход через сито (т.е расстояние от оси абсцисс до пересечения с графиком показывает выход класса $-d_i$) (рис.3.6).

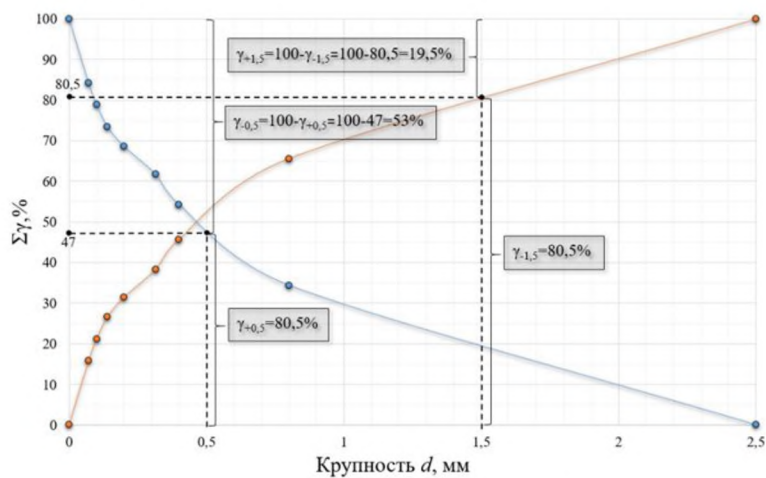


Рис. 3.6. Пример нахождения выхода заданных классов крупности

4. ЛАБОРАТОРНОЕ ЗАНЯТИЕ «ТЕСТ ПО ОБОГАЩЕНИЮ ОКИСЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ НА ВЫСОКОГРАДИЕНТНОМ СЕПАРАТОРЕ SLOn»

Цель работы - изучить влияние диаметра стержня матрицы, величины индукции магнитного поля и частоты пульсации на результаты обогащения слабомагнитной руды на высокоградиентном магнитном сепараторе SLOn 100.

Аппаратура и ее краткая характеристика.

Высокоградиентный магнитный сепаратор SLOn 100; весы; пластиковые ведра 30 л; сушильный шкаф; спринцовка; воронка стеклянная.

Сепаратор SLOn 100 (рис. 4.1) предназначен для обогащения слабомагнитных руд и перечистки немагнитных материалов от вредных слабомагнитных примесей. На данном сепараторе можно достичь величины индукции магнитного поля до 1,2 Тл. Сепаратор SLOn 100, схематически представленный на рис. 4.2, состоит из электромагнитной катушки 4 в центре которой находится ферромагнитная матрица 5. Работа сепаратора является периодической: при включенной магнитной системе материал подается сверху вместе с проточной водой. Немагнитные частицы проходят сквозь всю рабочую зону, в то время как магнитные частицы остаются в матрице, завлеченные магнитным полем. После этого емкость сбора продукта заменяется, отключается электромагнитная система и разгружается магнитный продукт. Отличительной чертой данного сепаратора является система пульсации, периодически проталкивающая весь столб пульпы в противоток её движению, таким образом освобождая немагнитные частицы, которые могут быть захвачены магнитным материалом в области матрицы (рис.4.3).

Исходный материал и условия проведения опытов.

Материалом для опытов обогащения на сепараторе SLOn 100 может служить материал крупностью -200 мкм со слабомагнитным полезным компонентом (например, гематитовые и пр. руды, где магнитный продукт – концентрат) или материал со слабомагнитной вредной примесью (например, удаление полевых шпатов из нефелинового концентрата, где магнитный продукт – хвосты).

Постоянные условия проведения опытов: расход смывной воды 10 л/мин, частота пульсации: 250 мин⁻¹; ток в обмотке катушки (задаётся преподавателем). Переменные условия проведения опытов: тип матрицы.



Рис. 4.1 Сепаратор SLOn 100, вид сверху

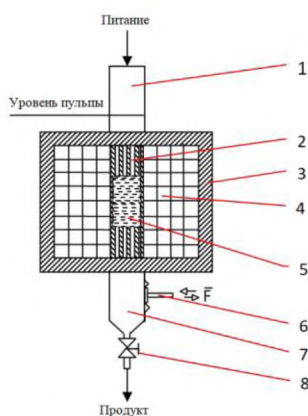


Рис. 4.2 Устройство сепаратора SLon 100

1 – загрузочная камера, 2 – рабочая зона сепаратора, 3 – корпус сепаратора, 4 – катушка, 5 – матрица, 6 – механизм пульсации, 7 – выпускной патрубок, 8 – выпускной кран

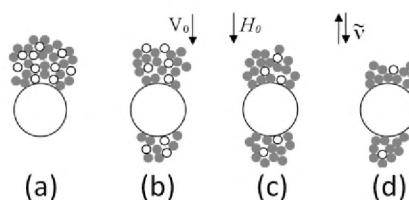


Рис. 4.3 Влияние пульсации на захват немагнитных частиц

(a) – нет пульсации (b) – слабая пульсация (c) – умеренная пульсация (d) – сильная пульсация

Порядок выполнения работы.

Перед выполнением каждого опыта сепарации необходимо подготовить чистые сухие ведра (4 шт.), идентифицирующие листки (магнитный/немагнитный продукт, тип матрицы, индукция магнитного поля, расход промывной воды, частота пульсации, дата эксперимента, группа), наполненную водой спринцовку, предварительно распульпованную пробу (как правило до 20%_{тв}) сухой массой 100-200 г, в зависимости от материала. Поставить под выпускной клапан пустое ведро.

1. Установить матрицу требуемого типа, притянуть загрузочную камеру болтами к корпусу, чтобы прокладка между ними образовала герметичное соединение.
2. Включить подачу охлаждающей воды на панели управления и на сепараторе SLon.
3. Убедиться в отсутствии утечек воды.
4. Включить подачу промывной воды и установить ее расход.
5. Запустить электродвигатель механизма пульсации.
6. Установить частоту пульсации (Гц) на нужное значение (об/мин).
7. Отрегулировать выпускной клапан 8 (рис. 4.2) так, чтобы уровень воды в загрузочной камере 1 установился приблизительно на ее середине и сохранял это положение на протяжении. Этот уровень необходимо поддерживать стабильным на протяжении всего опыта.
8. Включить питание электромагнитной системы.
9. Отрегулировать ток питания на требуемое значение.
10. Поставить ведро для немагнитного продукта под сепаратор SLon.

11. Загрузить распульпованную пробу в загрузочную камеру. Выдержать постоянное время данной операции (от 15 до 30 секунд), смыть все частицы из стакана и со стенок камеры.

12. После того, как жидкость в смотровом окне загрузочной камеры просветлеет, можно сменить ведро на чистое для разгрузки магнитного продукта.

13. Сразу после смены ведра отключить питание электромагнитной системы, полностью открыть выпускной клапан 8 (рис. 4.2), полностью открыть кран промывной воды. После этого с помощью выпускного клапана 8 поднять уровень воды до заполнения смотровой камеры на $2/3$ и сразу же полностью спустить ее. Как правило, для разгрузки магнитного продукта, эту операцию надо повторить 2-3 раза (заполнится одно ведро объемом 30 л).

14. Отключить механизм пульсации.

15. Снять загрузочную камеру 1, вынуть матрицу 5, визуально проверить её на наличие магнитного материала, при необходимости струей воды смыть остатки материала в ведро с магнитным продуктом. В случае сильной забивки матрицы — очистить ее в ультразвуковой ванне.

16. Конечным продуктам обогащения необходимо дать осесть, после чего слить с них воду, собрать, высушить и взвесить.

17. Из продуктов выделить пробы для определения содержания полезного компонента в них (в отдельных случаях эти содержания задаются преподавателем), записать все полученные данные в таблицу 4.1.

Процесс сепарации необходимо провести с тремя диаметрами стержня матрицы при прочих равных условиях, а также при разных величинах индукции магнитного поля и разных частотах пульсации. При этом один опыт может быть общим для трех серий опытов.

Обработка результатов.

По полученным значениям необходимо построить гистограммы эффективности обогащения E , выхода концентрата и извлечения полезного компонента в концентрат от диаметра стержня матрицы, от частоты пульсации и от величины магнитной индукции.

Использование результатов.

По полученным результатам необходимо построить гистограмму содержания полезного компонента, его извлечения в концентрат, выхода концентрата и эффективности обогащения по типам использованных матриц. По гистограмме сделать вывод и оформить отчет.

Результаты эксперимента

№ опыта	Продукт	Q _i , г	N, мин ⁻¹	P _i , Г	γ _i , %	β _i , %	ε _i , %
1	Магнитный		200				
	Немагнитный						
	Исходный						
2	Магнитный		250				
	Немагнитный						
	Исходный						
3	Магнитный		300				
	Немагнитный						
	Исходный						
№ опыта	Продукт	Q _i , г	В, Тл	P _i , Г	γ _i , %	β _i , %	ε _i , %
4	Магнитный		0,8				
	Немагнитный						
	Исходный						
5	Магнитный		1,0				
	Немагнитный						
	Исходный						
6	Магнитный		1,2				
	Немагнитный						
	Исходный						
№ опыта	Продукт	Q _i , г	Ø _{ст} , мм	P _i , Г	γ _i , %	β _i , %	ε _i , %
7	Магнитный		2,0				
	Немагнитный						
	Исходный						
8	Магнитный		3,0				
	Немагнитный						
	Исходный						
9	Магнитный		4,0				
	Немагнитный						
	Исходный						

**5. ЛАБОРАТОРНОЕ ЗАНЯТИЕ «ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИИ
ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД РАЗЛИЧНОГО ГЕНЕЗИСА»**

Общие сведения

Скорость флотации — важная технологическая характеристика процесса. Она характеризует производительность флотационных аппаратов, позволяет судить об изменениях условий флотации и анализировать их влияние на процесс. Анализ закономерностей изменения скорости флотации во времени является весьма перспективным направлением исследования и оптимизации флотации. По результатам анализа можно, например, обосновать оптимальное распределение съема пены по фронту

флотации, сопоставить и оценить флотируемость разных минералов в разных условиях, выявить действие тех или иных факторов флотации.

В последнем случае можно воспользоваться анализом изменения удельной скорости флотации во времени. Расчет значений удельной скорости флотации проводят по уравнению К.Ф. Белоглазова, для вывода которого используют общее уравнение процесса минерализации пузырьков при флотации:

$$dx/dt=Z\varphi_{закр}N(x_0-x), \quad (1)$$

где x - число частиц, закрепившихся на поверхности пузырьков к моменту времени t ; Z - коэффициент пропорциональности; $\varphi_{закр}$ - коэффициент эффективности закрепления; N - число пузырьков в единице объема пульпы, способных минерализоваться; x_0 - число частиц, подлежащих флотации в исходной пульпе.

Скорость dx/dt закрепления частиц на пузырьках пропорциональна числу частиц, способных прилипнуть к пузырькам (x_0-x) , числу пузырьков N и эффективности закрепления частиц на пузырьках $\varphi_{закр}$.

Переносим величину (x_0-x) влево, а dt - вправо и проинтегрировав, получим:

$$\int_0^x dx/(x_0 - x) = \ln[x_0/(x_0 - x)] = Z \int_0^t \varphi_{закр} dt.$$

Деля числитель и знаменатель первого интеграла на x_0 и заменяя x/x_0 через ε (доли ед.), получим:

$$\ln[1/(1 - \varepsilon)] = Z \int_0^t \varphi_{закр} dt. \quad (2)$$

Величина $\ln[1/(1 - \varepsilon)]$ характеризует изменение N или $\varphi_{закр}$ под действием различных факторов и носит название *коэффициента удельной скорости флотации*. Определение кинетики флотации имеет большое теоретическое и прикладное значение, поскольку характеризует развитие процесса флотации во времени в зависимости от различных параметров. Кинетическая модель процесса флотации необходима для разработки научных принципов расчета и конструирования новых флотационных аппаратов, обоснованного проектирования флотационных циклов и схем фабрик с учетом требований к качеству конечной продукции и извлечению ценных компонентов, построения систем управления технологическим процессом флотации в режиме автоматического регулирования. К настоящему времени предложено несколько типов двух- и однофазных моделей флотации.

Двухфазная модель четырех состояний основана на том, что частицы, поступившие в некоторый момент времени во флотационную машину, могут находиться (рис. 5.1) в свободном состоянии в пульпе (состояние 7) или пене (состояние 4), закрепиться на пузырьках в пульпе (состояние 2) или пене (состояние 3), перейти в концентрат (пенный продукт С) или хвосты Z.

Вероятности переходов между состояниями описываются алгебраической системой обыкновенных дифференциальных уравнений (для состояний 1-4):

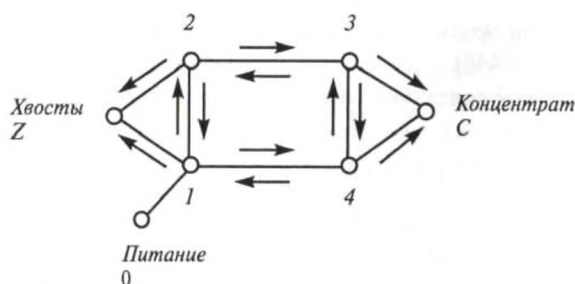


Рис. 5.1. Диаграмма переходов частиц из одного состояния в другое в машине непрерывного действия

$$dM_1/dt = -(K_{21} + K_{41} + K_{z1})M_1 + K_{12}M_2 + K_{14}M_4 + M_0;$$

$$dM_2/dt = K_{21}M_1 - (K_{12} + K_{32})M_2; \quad dM_3/dt = K_{32}M_2 - (K_{43} + K_{c3})M_3 + K_{34}M_4; \quad dM_4/dt = K_{41}M_1 + K_{43}M_3 - (K_{34} + K_{14} + K_{c4})M_4, \quad (3)$$

где: $M_0 - M_4$ - массы частиц в состояниях 0, 1, 2, 3, 4 в момент времени t ; K_i - константы скоростей переходов, представляющих собой вероятности совершения переходов из одного состояния в другое в единицу времени.

При установившемся непрерывном процессе, когда

$dM_i/dt = 0$, где $i = 1 \div 4$, можно найти M_i и извлечение ϵ частиц в концентрат. Модель имеет принципиальное значение - она позволяет выделить и рассмотреть изолированно роль и значение ряда отдельных субпроцессов. Однако практическое применение модели четырех состояний затруднительно из-за большого числа параметров, которые требуется определить для описания кинетики флотации частиц, обладающих даже одинаковой вероятностью переходов (одного класса флотируемости) во флотационной машине.

Недостаток рассматриваемой модели - и отсутствие параметров, характеризующих гидродинамику и конструкцию аппарата.

В *двухфазной модели двух состояний* пульпа (фаза p) и пена (фаза f) рассматриваются как идеально перемешиваемые фазы, в каждой из которых частицы находятся только в одном состоянии. Двухфазная модель может быть получена из модели четырех состояний, если в уравнениях системы (3) состояния 1 и 2 заменить одним состоянием p , а состояния 3 и 4 - одним состоянием пены f . Тогда система уравнений, описывающих кинетику флотации в двухфазной модели, будет выглядеть следующим образом:

$$dM_p/dt = -K_{fp}M_p + K_{pf}M_f - K_{zp}M_p + M_0;$$

$$dM_f/dt = -K_{fp}M_p + K_{pf}M_f - K_{cf}M_f;$$

Данной модели присущи те же недостатки, что и предыдущей. Исследование и разработка двухфазных моделей позволят более достоверно учитывать роль процессов, протекающих в пенном слое.

Однофазная модель флотации - наиболее распространенная упрощенная модель, изучению которой посвящено большое число экспериментальных исследований. В этом

случае учитываются частицы только в одном состоянии, т.е. в состоянии свободных частиц в пульпе. Разделив обе части уравнения (1) на x_0 и учитывая, что $x/x_0 = \varepsilon$, получаем:

$$d\varepsilon/dt = Z\varphi_{\text{закр}}N(1-\varepsilon). \quad (4)$$

Если свойства флотируемого минерала и условия флотации постоянны ($\varphi_{\text{закр}} = \text{const}$, $N = \text{const}$), то

$$d\varepsilon/dt = K(1-\varepsilon), \quad (5)$$

т.е. скорость флотации должна быть прямо пропорциональна массе флотируемого материала $(1 - \varepsilon)$ и характеризоваться вероятностью K флотации в единицу времени, отражающей все основные этапы флотационного процесса: столкновение частиц с пузырьком W_c , закрепление на пузырьке $W_{\text{закр}}$, сохранение частиц на пузырьке до выхода в пенный слой $W_{\text{сохр}}$ и удержание их в пене до съема в концентрат W_f .

Интегрируя уравнение (5), получим уравнение (6), известное как уравнение Белоглазова:

$$\varepsilon = 1 - e^{-kt}, \quad (6)$$

где e — основание натуральных логарифмов.

Если часть полезного компонента тесно связана с пустой породой (например, в виде изоморфной примеси, тонкодисперсных включений) или находится в неизвлекаемых минералах, то предельное извлечение будет менее 100 % ($\varepsilon_n < 1$). В этом случае уравнение (5) примет вид

$$d\varepsilon/dt = k(\varepsilon_n - \varepsilon),$$

после интегрирования которого получим:

$$\varepsilon = \varepsilon_n(1 - e^{-kr}). \quad (7)$$

В реальных условиях флотируемость отдельных зерен полезного минерала непостоянна, так как она зависит от многих условий: крупности и формы зерен, состояния их поверхности, наличия тонкодисперсных вкраплений пустой породы или других минералов. Кроме того, часть полезного минерала всегда находится в сростках, состав которых может быть различным. В первую очередь в пену извлекаются наиболее легко флотируемые зерна, поэтому флотируемость остающихся в пульпе частиц непрерывно понижается. Флотируемость зерен изменяется также по ходу процесса вследствие изменения концентрации реагентов в пульпе. Только по этим причинам простейшие уравнения (6) и (7) для реальных условий обычно неприменимы. Кроме того, линейность данных уравнений скорости флотации может быть нарушена флокуляцией частиц в объеме пульпы и процессами, протекающими в зоне пены.

Накопленный экспериментальный материал показывает, что скорость флотации гораздо чаще описывается уравнением

$$d\varepsilon/dt = K(1-\varepsilon)^n = (1-\varepsilon)K'(1-\varepsilon)^{n-1} \quad (8)$$

в котором показатель степени и изменяется от 1 до 6.

Сопоставление уравнения (8) с уравнениями (4) и (5) позволяет считать, что в реальных условиях $\varphi_{\text{закр}}$ и k являются функцией количества и флотуемости оставшихся в пульпе зерен:

$$k \approx \varphi_{\text{закр}} \approx k'(1-\varepsilon)^{n-1} \quad (9)$$

обычно $(n - 1) \geq 1$, то очевидно, что значение k (и $\varphi_{\text{закр}}$) с уменьшением доли в пульпе флотуемых зерен также уменьшается.

Заменяя в уравнении (8) член k' на $f(k)$ - функцию распределения частиц по флотуемости - и интегрируя его, получим:

$$\varepsilon = \int_0^{\infty} (1 - e^{-kt}) f(k) dk. \quad (10)$$

Формально в ряде случаев функцию распределения частиц по флотуемости $f(k)$ можно описать гамма-функцией. Фактически в условиях однофазной модели она зависит в основном от значения вероятности $f(k_i)$, флотации зерен разной крупности.

К настоящему времени показано, что общая кривая кинетики флотации в оптимальном реагентном режиме обычно является суммой кинетических прямых флотации отдельных классов. Значения $f(k_i)$, могут быть определены по полученным экспериментальным данным (углу наклона прямых).

Очевидно, что крупность флотационных классов должна выбираться с учетом гидродинамических параметров, оптимальный реагентный режим - обеспечиваться регулированием расхода реагентов в соответствии с физико-химической моделью процесса, извлечение - рассчитываться на основании уравнения (7) для m классов крупности по уравнению

$$\varepsilon = \sum_{i=1}^m \varepsilon_{n_i} (1 - e^{-k_i t}). \quad (11)$$

Например, для трех классов крупности, доля извлекаемого компонента в которых соответственно α , β , γ , величина:

$$\begin{aligned} \varepsilon = & \varepsilon_{n_1} (1 - \beta - \gamma) (1 - e^{-k_1 t}) + \varepsilon_{n_2} (1 - \alpha - \gamma) (1 - e^{-k_2 t}) + \\ & + \varepsilon_{n_3} (1 - \alpha - \beta) (1 - e^{-k_3 t}). \end{aligned}$$

Использование таких моделей позволяет на основе экспериментально полученных значений $f(k_i)$ для выбранных классов крупности обосновывать оптимальное распределение и число операций в цикле флотации с учетом заданных технологических показателей процесса. Трудность использования более сложных однофазных моделей обусловлена сложностью расчета принятых функций распределения параметров процесса.

Для расчета зависимости процесса от конструкции и характеристики аппарата наиболее подходят модели, включающие в себя массоперенос и обратимость флотационного прилипания.

Уравнение массопереноса для одномерного случая записывается в виде:

$$\partial C / \partial t = -v \partial C / \partial x + D_x \partial^2 C / \partial x^2, \quad (12)$$

где C - концентрация частиц; v - скорость движения потока; x - пространственная координата; D_x - коэффициент диффузии.

Первый член правой части уравнения описывает перенос частиц жидкостью, второй - диффузионный поток, вызванный градиентом концентрации частиц. В случае флотации уравнение (12), описывающее изменение концентрации минеральных частиц, должно быть дополнено членом, характеризующим данный процесс.

Например, для колонного флотационного аппарата можно считать основным для свободных частиц движение сверху вниз, а для закрепленных на пузырьках — снизу вверх и ограничиться учетом осевого перемешивания. Система запишется в виде

$$\partial C_p / \partial t = -K_1 C_p + K_2 C_b / v_p - v_p dC_p / dx + D_p \partial^2 C_p / \partial x^2; \partial C_b / \partial t = K,$$

$$C_p K_2 C_b + v_b dC_b / dx + D_b \partial^2 C_b / \partial x^2,$$

где: C_b, C_p - концентрация частиц соответственно на пузырьках и в пульпе; K_1, K_2 - константы скоростей переходов из пульпы на пузырек и обратно; v_p, v_b - скорость соответственно частиц и пузырьков; D_p, D_b - коэффициенты диффузии частиц и пузырьков в пульпе.

Степень описания флотации предложенными к настоящему времени моделями недостаточна: они не позволяют с необходимой точностью предсказывать результаты флотации. Параметры моделей пока можно определить только экспериментально. Степень совершенства моделей будет возрастать с повышением достоверности аналитического описания гидродинамики флотационных аппаратов, физико-химических условий флотации, скорости процесса минерализации пузырьков и их движения, процессов в пенном слое, материального баланса твердого в камере флотационной машины с учетом скорости минерализации пузырьков, переноса и перемешивания в камере.

Зависимость $\varepsilon=f(t)$ характеризует кинетику флотационного процесса. Производная $d\varepsilon/dt$ равна скорости флотации в данный момент времени и определяется тангенсом угла наклона кривой $\varepsilon = f(t)$. Лабораторные исследования и результаты работы флотационных фабрик показывают, что при предельном извлечении близком единице, для процесса флотации применимо уравнение:

$$d\varepsilon/dt = k (1 - \varepsilon)^p$$

где: k и p - постоянные параметры, зависящие от свойств флотируемого материала и условий флотации.

Физический смысл параметра k - скорость флотации в начальный момент. Опыты флотации в идеальных условиях (узкие классы крупности из мономинеральной пульпы при постоянной концентрации коллектора в пульпе, постоянные крупность и количество подаваемых пузырьков воздуха) показали, что в этих условиях $p = 1$ и формула принимает простой вид:

$$d\varepsilon/dt = k (1 - \varepsilon)$$

После интегрирования и преобразований:

$$\ln[1/(1 - \varepsilon)] = kt$$

Графическая зависимость $\ln[1/(1 - \varepsilon)] = f(t)$ может быть прямой или кривой. Прямолинейная зависимость свидетельствует о том, что скорость флотации в течение всего времени остается постоянной. Коэффициент k равен тангенсу угла наклона линии к оси абсцисс (t).

Цель работы: исследовать влияние расхода собирателя на скорость флотации галенита.

Необходимое оборудование: аналитические весы, пневмо - механическая флотационной машине с автоматическим снятием пенного продукта (фирмы «Laagmann»), вакуум-фильтр, сушильный шкаф.

Порядок выполнения работы

Исследование кинетики флотации галенита проводят на мономинеральной фракции галенита узкого класса крупности (- 0,15 + 0,1мм.). В качестве собирателя используется бутиловый ксантогенат калия, вспенивателя - сосновое масло. Исходная навеска галенита для опыта - 50г.; объем исходной пульпы - 150см³. Порядок загрузки реагентов, время флотации и схема проведения опыта показаны на рисунке 5.2. При проведении эксперимента следует особое внимание обратить на равномерность съема пены в каждом этапе флотации. Формулы для определения объема добавляемых реагентов и расчета основных показателей обогащения приведены в работе 1. Результаты экспериментальных исследований заносятся в таблицу (см. таб. 5.1) и по ним строится график скорости флотации, определяется константа скорости и делается вывод о влиянии расхода собирателя на кинетику флотации.

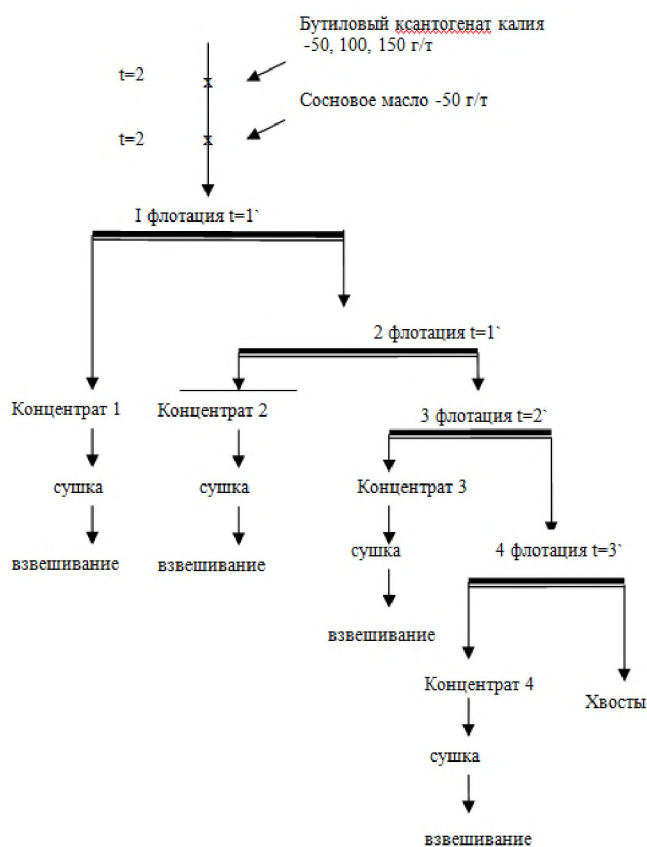


Рис. 5.2. Схема опыта по исследованию кинетики флотации

Таблица 5.1

Результаты опытов по изучению кинетики флотации

Расход собирателя, г/т	Время флотации, мин.	Пр-т	Масса пр-га, г	И-ие галенита в продукт, ε, %	Суммарное из-ие, %	$\ln \frac{1}{1-\varepsilon}$
50,0	1,0	К-т 1				
	1,0	К-т 2				
	2,0	К-т 3				
	3,0	К-т 4				
		Хвосты				
100,0	1,0	К-т 1				
	1,0	К-т 2				
				
200,0	1,0	К-т 1				
	1,0	К-т 2				
				

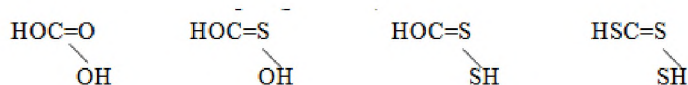
6. ЛАБОРАТОРНОЕ ЗАНЯТИЕ «ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД РАЗЛИЧНОГО ГЕНЕЗИСА С ПРИМЕНЕНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ»

Общие сведения

Основным источником получения тяжелых цветных металлов являются сульфидные руды, в которых кроме сульфидов основного металла почти всегда присутствуют сульфиды железа (пирит или пирротин), что значительно усложняет выбор оптимальной схемы их обогащения. Самым распространенным способом обогащения таких руд является флотация, которая не исключает использование других методов обогащения, но является доминирующим способом. С применением флотации в настоящее время перерабатывают более 90 % руд цветных металлов. Основными собирателями при флотации сульфидов из руд цветных металлов являются **сульфгидрильные собиратели** - ксантогенаты и дитиофосфаты (аэрофлоты): этиловые, изопропиловые, изобутиловые. Сульфгидрильные собиратели являются наиболее эффективными и широко применяются при флотации сульфидных и некоторых окисленных руд цветных металлов. Сульфгидрильные собиратели относятся к ионогенным анионоактивным реагентам. В состав их солидофильной группы входит сульфгидрил – SH. Соединения, содержащие эту группу, образуют производные, в которых водород сульфгидрила замещен на атом металла.

К сульфгидрильным собирателям относятся ксантогенаты (ксантаты), аэрофлоты, меркаптаны и тиофенолы.

Ксантогенаты – это соли ксантогеновых кислот, являющихся производными угольной кислоты, в которой атом кислорода замещен атомом серы (рис. 6.1).



Угольная Моноугольная Дитиоугольная Тритиоугольная
(ксантогеновая)

Рис. 6.1. Ксантогенаты

При замене атома водорода в радикале на группы СН с разным количеством атомов С и Н получается гомологический ряд ксантогеновых кислот. Ксантогеновая – желтородящая (греч.), многие соли ее – ксантогенаты - желтого цвета. Это твердые кристаллические вещества, имеют характерный запах, не обладают пенообразующими свойствами, что позволяет регулировать их расходы в широких пределах без нарушения процесса пенообразования.

Более всего применяют ксантогенаты калия, хорошо растворимые в воде, что обеспечивает точную дозировку их в процессе, равномерное распределение в пульпе. Ксантогенаты неустойчивы в кислой среде, особенно при рН менее 5, при повышении температуры. Хранить их следует в прохладном месте, в сухом виде в закрытой таре. Устойчивость ксантогенатов тем выше, чем длиннее углеводородный радикал. Для флотации сульфидных руд характерна слабощелочная среда. Основные сульфидные минералы: сфалерит (цинковая обманка) ZnS , галенит PbS , англезит $PbSO_4$, ковелин CuS , борнит Cu_2S , CuS , FeS , халькопирит $CuFeS_2$, халькантит $CuSO_4$, пирит FeS_2 , аргентит Ag_2S , прустит Ag_3AsS_3 .

Аэрофлоты – органические производные дитиофосфорной кислоты. Их можно рассматривать как фосфорную кислоту, в которой два атома кислорода замещены двумя атомами серы, а два атома водорода – двумя углеводородными радикалами (рис. 6.2).

В зависимости от строения углеводородного радикала дитиофосфорные кислоты образуют гомологический ряд и являются жидкими аэрофлотами. Наибольшее значение имели крезоловый и ксилоловый аэрофлоты. Обладают некоторыми пенообразующими свойствами. Не применяются из-за токсичности.

Соли щелочных металлов дитиофосфорных кислот дают сухие аэрофлоты. Аэрофлоты применяют, когда необходимо получить сульфидные концентраты цветных металлов (ZnS , CuS , $CuSO_4$), по возможности свободные от черного металла – железа. По действию аэрофлоты слабее ксантогенатов, но более устойчивы в кислых средах, не окисляются в пульпе кислородом воздуха.

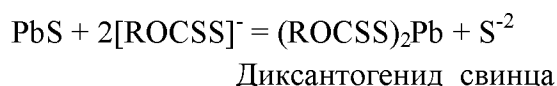
Чаще используется содовый бутиловый аэрофлот (рис. 6.3): два радикала $R = C_4H_9$, один атом водорода в сульфгидриле $-SH$ заменен натрием $-SNa$. Порошок, растворимый в воде, флотирует сульфиды, пенообразующими свойствами не обладает.

Меркаптаны и тиофенолы имеют сильный стойкий и очень неприятный запах. В промышленности не применяются.

Все сульфгидрильные реагенты имеют общий механизм действия, который заключается в сульфидирующем действии на поверхность минерала сульфгидрилом. Основным механизмом взаимодействия является хемосорбция, т.е. закрепление происходит во внутренне обкладке ДЭС. Закрепление собирателя заменяет связи диполей воды с твердой фазой более устойчивыми, энергетически выгодными и прочными связями с молекулами реагента. Происходит образование ксантогената металла.

Д.А. Шведовым была разработана гипотеза взаимодействия. Поверхность свежеизмельченного неокисленного сульфидного минерала имеет свободные электроны. Поэтому на ней не может адсорбироваться отрицательно заряженный анион ксантогената. Но в пульпе сульфидные минералы быстро окисляются кислородом и на их поверхности образуются соединения, состав которых зависит от условий окисления. Например, на поверхности галенита PbS образуется пленка окислов различного состава: $PbSO_4$, PbS_2O_3 , $PbCO_3$ или $HPbO_2$. При этом кислород связывает свободные электроны. Тогда анион

ксантогената вытесняет с поверхности минерала ионы SO_4^{-2} , $S_2O_3^{-2}$, CO_3^{-2} и адсорбируется с образованием более прочной связи с катионом минерала:

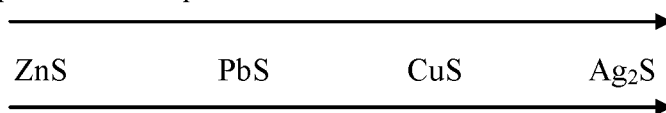


Присутствие на поверхности физически сорбированного диксантогенида - продукта окисления ксантогената – является необходимым условием для химической адсорбции ксантогената. Таким образом, одновременно протекает физическая и химическая адсорбция.

При длительном действии кислорода на поверхности сульфидного минерала образуется толстая окисная пленка, которая ухудшает адсорбцию ксантогената и увеличивает его расход. Обычно расходы ксантогената составляют 30-100 г/т руды.

Диксантогенид имеет низкую растворимость. Наибольшей растворимостью обладают ксантогенаты щелочных металлов (K, Na), затем идут ксантаты щелочно-земельных металлов (Zn, Ca). Ксантогенаты тяжелых металлов малорастворимы (Pb^{+2} , Cu^{+2} , Fe^{+4}). Лучше флотируются ксантогенатами сульфиды тех минералов, на поверхности которых ксантогенаты образуют менее растворимые соединения. Таким образом, наблюдаются следующая закономерность:

Снижение растворимости поверхностных соединений ксантогенатов



Увеличение флотируемости минералов

Прочность закрепления собирателя зависит и от природы аниона решетки минерала.

Для собирательного действия реагента также важно, принадлежит его углеводородный радикал к жирному или ароматическому ряду. У жирного ряда углеводородный радикал открытый, у ароматического – циклический. Действие собирателей с циклическим радикалом, содержащим шесть атомов углерода, близко к действию собирателя с открытым радикалом и двумя атомами углерода.

Химическая связь и величина ее энергии зависят от состава и структуры солидофильной группы. Изменения в составе солидофильной группы дают различия в собирательном действии реагентов. Это связано с изменением энергии химической связи аниона собирателя с катионом решетки минерала. Например, введение второго атома серы

в солидофильную группу ксантогената значительно усиливает его действие. Введение третьего атома серы также увеличивает собирательную способность, но гораздо меньше.

Существенное влияние на свойства собирателей имеет строение центрального ядра солидофильной группы (рис. 6.4). Например, фосфор в составе солидофильной группы дитиофосфатов имеет валентность, равную пяти. Поэтому он сильнее смещает электронное облако серы по направлению к центру молекулы. Кроме того, энергия связи серы с фосфором более сильная, чем с катионом решетки минерала. Растворимость поверхностных соединений в этом случае

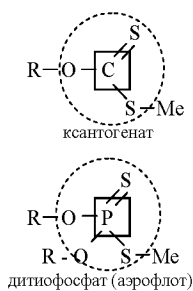


Рис. 6.4. Строение центрального ядра

выше, чем у ксантогенатов. Углерод в солидофильной группе ксантогената имеет валентность равную четырем. Поэтому он меньше смещает электронное облако серы и связь серы с катионом решетки в этом случае сильнее, чем в молекуле дитиофосфата.

Это обуславливает более сильные собирательные свойства ксантогенатов по сравнению с дитиофосфатами.

В качестве пенообразователей на обогатительных фабриках России применяют в основном реагенты: сосновое масло, Т-80 (смесь спиртов пиранового и диоксанового ряда с некоторыми гликолями), ОПСБ (смесь монобутиловых эфиров полипропиленгликолей), МИБК (метилизобутилкарбинол). Как правило, флотацию сульфидов осуществляют в слабощелочной среде, создаваемой содой. Для подавления флотации минералов пустой породы используют жидкое стекло, КМЦ и др.

Цель работы: исследовать влияние расхода реагентов на результаты флотации сульфидных минералов - галенита и халькопирита.

Необходимое оборудование: аналитические весы, пневмо - механическая флотационной машине с автоматическим снятием пенного продукта (фирмы «Laagmann»), вакуум-фильтр, сушильный шкаф.

Порядок выполнения работы

Исследование процесса флотации проводят на искусственной биминеральной смеси, состоящей из галенита (халькопирита) крупностью 100 % класса - 0,14 мм. и кварца крупностью 100 % класса +0,14 мм. В качестве собирателя используется бутиловый ксантогенат калия, депрессора кварца - жидкое стекло, регулятора среды - сода вспенивателя - сосновое масло.

Исходная навеска руды для опыта – 50 г. (25 г. галенита (халькопирита) и 25 г. кварца); объем исходной пульпы - 150 см³.

Исследуется три расхода собирателя: 50, 100 и 150 г/т. После агитации пульпы с регулятором среды необходимо измерить рН. Схема проведения опыта показана на рисунке 6.5.

Результаты экспериментальных исследований заносятся в таблицу (см. таб. 6.1) и по ним строится график зависимости извлечения и содержания галенита (халькопирита) в концентрате от расхода реагентов. По полученным данным делаемся вывод об оптимальном реагентом режиме флотации.

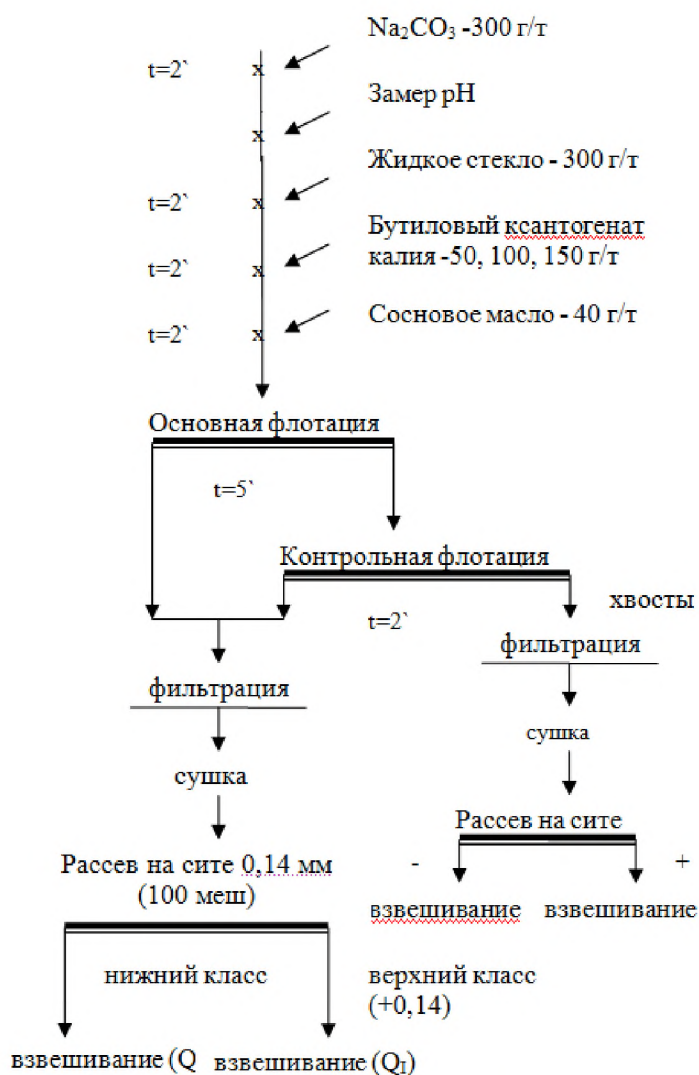


Рис. 6.5. Схема флотации галенита (халькопирита)

Таблица 6.1

Результаты опытов флотации галенита (халькопирита)

N _{оп}	Расход собирателя, г/т	Продукт	Выход продукта		Масса галенита (халькопирита) в продукте, г,	β галенита (халькопирита)%	ε галенита (халькопирита)%
			Q _i , г	γ _i , %			
1	500,0	К-т Хв. Исх.	50	100	25	50	100
2	100,0	К-т Хв. Исх.	50	100	25	50	100
3	150,0	К-т Хв. Исх.	50	100	25	50	100

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ

ВВЕДЕНИЕ

Освоение краткосрочной программы «Горное дело 4.0: Обогащение полезных ископаемых» предполагает формирование у слушателей знаний и практических навыков работы по современным методикам тестирования руд на современном обогатительном оборудовании, анализа и обработки данных с учетом концепции «Индустрия 4.0». В процессе изучения программы слушатели выполняют ряд лабораторных и практических работ, которые составляют основу их практической подготовки. Самостоятельная работа направлена на углубление и закрепление знаний, полученных на лекциях, а также выработку навыков самостоятельного приобретения новых, дополнительных знаний, подготовку к предстоящим учебным занятиям и промежуточному контролю.

Самостоятельная работа позволяет не только приобрести знания, но и подготовиться к лабораторным и практическим занятиям.

ЗАДАНИЯ К САМОСТОЯТЕЛЬНОЙ РАБОТЕ

Самостоятельная работа – обязательная и неотъемлемая часть учебной работы студента, направленная на:

- систематизацию, закрепление, углубление и расширение полученных теоретических знаний и практических умений;
- формирование умений использовать различные информационные источники: нормативную, правовую, справочную документацию и специальную литературу;
- развитие познавательных способностей, творческой инициативы, ответственности и организованности;
- развитие исследовательских умений.

Самостоятельная работа в рамках краткосрочной программы «Горное дело 4.0: Обогащение полезных ископаемых» включает подготовку к лабораторным и практическим занятиям и изучение дополнительных материалов.

ПОДГОТОВКА К ЛАБОРАТОРНЫМ РАБОТАМ

Основная цель лабораторных занятий – связать теоретические знания с практической деятельностью. Углубленное изучение физической сущности процессов обогащения во взаимосвязи разделяющих сил и управляющих воздействий, теоретические и экспериментальные исследования с использованием математических моделей аппаратов и систем, практически реализующих сепарационные процессы, позволяет разработать технологические схемы, обеспечивающие высокую эффективность комплексной переработки и экологичность проектируемых и действующих технологических процессов обогащения полезных ископаемых. При подготовке к лабораторным работам необходимо ознакомиться с методическими указаниями и уяснить:

- цель работы;
- содержание работы;
- правила техники безопасности;
- порядок выполнения работы;

- результаты, которые должны быть получены в процессе выполнения работы;
- требования к отчету по работе.

Результат выполненной лабораторной работы оформляется в виде отчета, который защищается у преподавателя.

Отчет должен содержать:

- титульный лист с указанием темы работы;
- индивидуальное задание;
- краткое изложение теоретического материала;
- результаты выполненных заданий;
- выводы.

ПОДГОТОВКА К ПРАКТИЧЕСКИМ РАБОТАМ

Основная цель практических занятий – закрепить знания, полученные в ходе изучения программы «Горное дело 4.0: Обогащение полезных ископаемых» и на практике изучить процессы обогащения полезных ископаемых.

При подготовке к практическим занятиям необходимо ознакомиться с методическими указаниями и уяснить:

- цель работы;
- содержание работы;
- порядок расчета;
- результаты, которые должны быть получены в процессе выполнения работы;
- требования к отчету по работе.

Результат оформляется в виде отчета, который защищается у преподавателя.

Отчет должен содержать:

- титульный лист с указанием темы работы;
- индивидуальное задание;
- краткое изложение теоретического материала;
- результаты выполненных заданий;
- выводы.

САМОСТОЯТЕЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ДОПОЛНИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Изучать курс рекомендуется по темам, предварительно ознакомившись с содержанием каждой из них по программе. При первом чтении следует стремиться к получению общего представления об излагаемых вопросах, а также отмечать трудные или неясные моменты. При повторном изучении темы необходимо освоить все теоретические положения и подходы к решению практических задач.

Для более эффективного запоминания и усвоения изучаемого материала, полезно иметь рабочую тетрадь (можно использовать лекционный конспект) и заносить в нее основные понятия, новые незнакомые термины и названия, математические зависимости и их выводы и т.п. Весьма целесообразно пытаться систематизировать учебный материал, проводить обобщение разнообразных фактов, сводить их в таблицы. Такая методика облегчает запоминание и уменьшает объем конспектируемого материала.

Изучая курс, полезно обращаться и к предметному указателю в конце книги и к глоссарию (словарю терминов). Пока тот или иной раздел не усвоен, переходить к изучению новых разделов не следует. Краткий конспект курса будет полезен при повторении материала в период подготовки к промежуточной аттестации.

Изучение курса должно обязательно сопровождаться выполнением упражнений и решением задач. Решение задач – один из лучших методов прочного усвоения, проверки и закрепления теоретического материала.

Тематика разделов дисциплины, рекомендуемая к изучению:

1. Введение.
2. Актуальные вопросы переработки минерального сырья.
3. Инновационные технологии в рудоподготовке
4. Исследование минерального сырья на обогатимость
5. Обработка данных и цифровизация в Горном деле

Рекомендуемая литература и источники в сети Интернет:

Модуль 1. Актуальные вопросы переработка минерального сырья

1. Александрова Т.Н. Обогащение полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник/ Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В – Электрон. дан. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с.

http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=402&task=set_static_req&bnstring=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=33%2E4%D1%8F73%2F%D0%9E%2D21%2D667610266<.>

2. Обогащение полезных ископаемых: учеб. пособие [Электронный ресурс]: / К.И. Лукина, В. П. Якушкин, А. Н. Муклакова. — М.: ИНФРА-М, 2017. — 224 с. — (Высшее образование: Специалитет). <http://znanium.com/catalog.php?bookinfo=561064>

1. Обогащение полезных ископаемых [Текст]: метод. указания к практ. занятиям / сост. В. В. Львов. - СПб.: Горн. ун-т, 2014.

http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=402&task=set_static_req&bnstring=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2088796%2F%D0%9E%2D21%2D396885976<.>

2. Обогащение полезных ископаемых. Методические указания по выполнению лабораторных работ. [Электронный ресурс]: Составитель В.Б. Кусков. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный». Заказ 797. С 266. 2014 г. http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=403&task=set_static_req&bnstring=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2089419%2F%D0%9E%2D21%2D223755025<.>

Модуль 2. «Инновационные технологии в рудоподготовки»

1. Е.Е. Андреев, О.Н. Тихонов Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: учебник. - СПб. : 2007. - 439 с.

2. Е.Е. Серго Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: Учеб. для вузов. - М. : Недра, 1985. - 285 с.

3. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / Под ред. О.С.Богданова, В.А.Олевского. - 2-е изд., перераб. и доп. - М. : Недра, 1982. - 366 с.

4. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики / Гл. ред. О.С.Богданов. - 2-е изд., перераб. и доп. - М. : Недра, 1984. - 358 с.

5. Александрова Т.Н. Обогащение полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник/ Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В – Электрон. дан. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с. — Режим доступа: http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=402&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=33%2E4%D1%8F73%2F%D0%9E%2D21%2D667610266<.>

6. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т.2. Технология переработки и обогащения полезных ископаемых [Электронный ресурс] : учеб. — Электрон. дан. — Москва: Горная книга, 2004. — 510 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/3266>

7. Николаев, А.А. Добыча, подготовка и обогащение сырья цветных металлов [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва: МИСИС, 2013. — 53 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/47431>

8. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] : метод. указания по выполнению самост. работ для студентов днев. формы обучения спец. 130405 / сост.: Е. Е. Андреев, В. В. Львов. - СПб. : Горн. ун-т, 2012. - 57 с. — Режим доступа: http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2088281%2F%D0%94%2075%2D075093<.>

9. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] : метод. указания к самост. работе / сост.: Е. Е. Андреев, В. В. Львов, Н. В. Николаева. - СПб. : Нац. минер.-сырьевой ун-т "Горный", 2013. - 85 с. — Режим доступа: http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%92%2045784%2F%D0%94%2075%2D172324<.>

10. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] : метод. указания к практ. занятиям / [сост. В. В. Львов, Н. В. Николаева]. - Санкт-Петербург : С.-Петерб. горный университет, 2016. - 156 с. — Режим доступа: http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%92%2045944%2F%D0%94%2075%2D857499053<.>

11. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] : метод. указания по выполнению лаб. работ для студентов дневной формы обучения спец. 130405 / сост.: Е. Е. Андреев, В. В. Захваткин, В. В. Львов. - СПб. : Горн. ун-т, 2012. - 59 с. — Режим доступа:

http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=set_static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2088282%2F%D0%94%2075%2D190543<.>

12. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Текст] : метод. указания к курсовому проектированию / сост.: В. Б. Кусков, В. В. Львов. - СПб. : Национальный минерально-сырьевой ун-т "Горный", 2015. - 34 с. — Режим доступа: http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=374&task=static_req&bnstring=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%90%2089370%2F%D0%94%2075%2D100177282<.>
13. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению [Электронный ресурс]: Методические указания по выполнению лабораторных работ/ Санкт-Петербургский горный университет. Сост.: В.В. Львов СПб, 2018. 80 с. — Режим доступа: http://ior.spmi.ru/system/files/lp/lp_1543854286.pdf
14. Bond, F.C., 1961. "Crushing and Grinding Calculations Parts I and II", British Chemical Engineering, Vol 6, Nos 6 and 8
15. Bond F. C., "Crushing Tests by Pressure and Impact", Trans AIME, Vol 169, 1947, pp 58-66
16. Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control. Proceedings. Vol. 1. Published by the Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Edited by Andrew L. Mular, Dough N. Halbe, and Derek J. Barratt. 2002
17. A.Gupta and D. S. Yan Mineral Processing Design and Operations. An Introduction. ELSEVIER. 2008
18. Napier-Munn, T J, Morrell, S, Morrison, R and Kojovic, T, 1996. Mineral Comminution Circuits – Their Operation and Optimisation (Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre: Brisbane).
19. Gupta A., Yan D. S. Mineral Processing Design and Operation // Elsevier - 2006, pp. 82-89.
20. Todorovic D. A quick method for Bond work index approximate value determination / Todorovic D., Trumic M., Andric L., Milosevic V., Trumic M. // Physicochem. Probl. Miner. Process. - 2017, №53(1), pp. 321–332.
21. Berry T. F., Bruce R. W. A simple method of determining the grindability of ores // Canadian Mining Journal (July) - 1966, p.41.
22. Horst W. E., Bassarear J. H. Use of simplified ore grindability technique to evaluate plant performance // Trans. SME/AIME 260 - 1976, p. 348.
23. Yap, R., Sepuvela, J., & Jauregui, R. (1982). Determination of the Bond Work Index Using an Ordinary Laboratory Batch Ball Mill. In Mular & Jergensen, Design and Installation of Comminution Circuits. New York. (pp 176-203).
24. Ahmadi R., Shahsavari Sh. Procedure for determination of ball Bond work index in the commercial operations // Minerals Engineering - 2009, Vol. 22, pp. 104–106.
25. Magdalinovich N. A. Procedure for Rapid Determination of the Bond Work Index // International J. Mineral Processing - 1989, Vol. 27, p. 125.
26. Kapur P. C. Analysis of the bond grindability test // Institution of Mining & Metallurgy - 1970, v.79, IV, No. 763, pp. 103-107.
27. Karra V.K., 1981, Simulation of Bond grindability tests, CIM Bull. 74, 195–199.
28. Smith, R., & Lee, K. (1968). A Comparison of Data from Bond Type Simulated Closed Circuit and Batch Type Grindability Tests. American Institute of Mining and Metallurgical Engineers (Vol. 241), 91-99.

29. Gharehgheshlagh Hojjat H. Kinetic grinding test approach to estimate the Ball mill Work index // Physicochemical Problems of Mineral Processing - 2016, 52(1), pp. 342-352.
30. JKTech SMI Technology transfer – Introducing the Bond Ball Lite Test (JKBBL). <https://jktech.com.au/sites/default/files/JKTech%20JK%20Bond%20Ball%20Mill%20Test%20-%20FINAL%20161117%20%28web%29.pdf> (дата обращения 03.12.2019).
31. Lewis K. A. Computer simulation of the Bond grindability test / Lewis K.A., Pearl M. and Tucker P. // Minerals Engineering – 1990, Vol. 3, No. ½, pp. 199-206.
32. MetSuite | Aminpro – Metallurgical Testing and Design - <http://aminpro.com/metsuite/> (дата обращения 13.01.2019).
33. Aksani B., Sonmez B. Technical note simulation of Bond grindability test by using cumulative based kinetic model // Minerals Engineering - 2000, Vol. 13, No. 6, pp. 673-677.
34. Armstrong, D. (1986). An Alternative Grindability Test. An Improvement of the Bond Procedure. International Journal of Mineral Processing (Vol. 16), 195-208.
35. Modified Bond Ball Mill Work Index Test - What is this? - <https://www.911metallurgist.com/grinding/modified-bond-ball-mill-work-index-test-what-is/> (дата обращения 03.01.2020).

Модуль 3. «Исследование минерального сырья на обогатимость»

1. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения [Электронный ресурс] : учеб. — Электрон. дан. — Москва: Горная книга, 2008. — 711 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/3269>. — Загл. с экрана
2. Александрова Т.Н. Флотационные методы обогащения. Методические указания к лабораторным работам. – Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», СПб, 2013;
3. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения: Учебник [Электронный ресурс] : учеб. — Электрон. дан. — Москва : Горная книга, 2016. — 595 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/74374>. — Загл. с экрана.
4. Александрова Т.Н., Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В. Обогащение полезных ископаемых. Учебник. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с.
5. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: Учебное пособие в 2 кн. Т.3. Книга 1. Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва : Горная книга, 2005. — 575 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/3267>. — Загл. с экр
6. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: Учебное пособие в 2 кн. Т.3. Книга 2. Pb, Pb-Cu, Zn, Pb-Zn, Pb-Cu-Zn, Cu-Ni, Co-, Bi-, Sb-, Hg- содержащие руды [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва : Горная книга, 2005. — 470 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/3268>. — Загл. с экрана.
7. Николаев А.А. Физико-химические методы исследований флотационных систем [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва : МИСИС, 2013. — 73 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/47432>. — Загл. с экрана

8. Сорокин М.М. Флотационные методы обогащения. Химические основы флотации [Электронный ресурс] : учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва : МИСИС, 2011. — 411 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/2073>. — Загл. с экрана

9. Федотов К.В., Никольская Н.И. Проектирование обогатительных фабрик. Уч-к для ВУЗов, 2-е изд., М. 2014, 533 с. Федотов, К.В. Проектирование обогатительных фабрик [Электронный ресурс]: учеб. / К.В. Федотов, Н.И. Никольская. — Электрон. дан. — Москва: Горная книга, 2014. — 536 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/72717>.

10. Александрова Т.Н. Обогащение полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: Учебник/ Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В – Электрон. дан. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с.

Модуль 4. «Обработка данных и цифровизация в Горном деле»

1. Александрова Т.Н. Обогащение полезных ископаемых. [Электронный ресурс]: учебник/ Кусков В.Б., Львов В.В., Николаева Н.В – Электрон. дан. РИЦ Национального минерально-сырьевого университета «Горный», Заказ 503. С 144 (ISBN 978-5-94211-731-3), 2015, 530 с.

2. Андреев Е.Е., Тихонов О.Н. Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению: учебник. - СПб.: [Б. и.], 2007. - 439 с.

3. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения: Учебник [Электронный ресурс]: учеб. — Электрон. дан. — Москва: Горная книга, 2016. — 595 с.

4. Верхотуров М.В. Гравитационные методы обогащения [Электронный ресурс]: учебник для вузов - М.: МАКС Пресс, 2006. – 352 с.

5. Кармазин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых [Электронный ресурс]: учеб. / В.В. Кармазин, В.И. Кармазин. — Электрон. дан. — Москва: Горная книга, 2005. — 669 с..

6. Кармазин В.В. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых. Т. 1. Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. - М. : Горная книга, 2017. – 672 с., и пред. издания 2012, 2005.

7. Кравец Б.Н. Специальные и комбинированные методы обогащения : Учеб. Для вузов. – М. : Недра, 1986. – 304 с.

Контрольные вопросы для самопроверки:

1. Что такое тяжелая суспензия?
2. Что такое пенная флотация?
3. Какие флотационные реагенты Вы знаете?
4. Для чего нужны реагенты собиратели?
5. Для чего нужны реагенты вспениватели?
6. Для чего нужны реагенты депрессоры?
7. Какие виды флотомашин Вы знаете?
8. Что такое магнитное обогащение?

9. Какие результаты можно получить после проведения тестовых процедур по определению рабочих индексов дробления, шарового и стержневого измельчения по методике Бонда?

10. Назовите основные тестовые процедуры для определения физико-механических свойств минерального сырья.

11. С какой целью применяются сокращенные тестовые процедуры для определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда?

12. На обогатительных фабриках в основном применяются следующие барабанные мельницы ...

13. В каких единицах измеряются индексы чистой работы Бонда?

14. Назовите наиболее широко используемые тесты для расчета и выбора щековых и конусных дробилок.

15. Что такое показатель флотиремости?

16. Основные факторы, оказывающие влияние на процесс флотации.

17. Вероятность закрепления частицы на пузырьке.

18. Кинетические модели процесса флотации.

19. Назначение и классификация флотационных реагентов.

20. Состояние реагентов в растворе.

21. Методы оценки флотиремости минералов.

22. Флотационное обогащение сульфидных руд.

23. Флотационное обогащение полиметаллических руд.

24. Метод нулевой флотации.

25. Методика тестирования сырья на обогатимость.

26. На каких сепараторах осуществляется магнитное обогащение в среде, заполненной ферромагнитными телами?

27. Какие сепараторы используют для разделения в токопроводящих жидкостях?

28. Для каких руд применяют замкнутые электро-магнитные системы?

29. Какие вещества можно выделить в слабом магнитном поле?

30. Какие вещества можно выделить в сильном магнитном поле?