



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**

**«ОТХОДЫ В ДОХОДЫ: КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА
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. Николаева Н.В.



ПЕРВОЕ ВЫСШЕЕ ТЕХНИЧЕСКОЕ УЧЕБНОЕ ЗАВЕДЕНИЕ РОССИИ

**САНКТ-ПЕТЕРБУРГСКИЙ
ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

1 Общие положения

1.1 Цель программы:

Цель программы – приобретение знаний в области обращения с различными видами отходов, в том числе техногенными и твердыми коммунальными отходами, что особенно актуально в условиях мегаполиса, а также формирование понимания важной роли правильного обращения с образующимися отходами в настоящее время.

1.2. Основные задачи программы

- **получение дополнительных знаний в области** обращения с различными видами твердых отходов (ТО), в частности об их переработке с учетом последних мировых достижений.
- **получение дополнительных знаний в области комплексной** переработки отходов с применением современных конструкций и аппаратов для получения дополнительных товарных продуктов.

1.3 Категория слушателей:

Студенты, аспиранты обучающиеся по направлениям подготовки, связанным с перерабатывающей промышленностью.

1.4 Планируемые результаты обучения

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

- способность выбирать и разрабатывать «зелёные технологии» обогащения и переработки твердых отходов;
- способность владеть навыками разработки планов мероприятий по снижению нагрузки на окружающую среду
- способность разрабатывать проектные инновационные решения по переработке твердых отходов с учетом требований цифровизации и автоматизации;
- способность выполнять экспериментальные и лабораторные исследования на современном оборудовании по мировым методикам;

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:

- формирования планов мероприятий по защите компонентов окружающей среды;
- техногенного потенциала отходов горно-металлургического комплекса и комплексного использования отходов горнорудной и металлургической промышленности;
- современного состояния и уровня развития процессов переработки отходов, обеспечивающих комплексное и рациональное извлечение всех ценных компонентов и снижающих экологическую нагрузку;
- взаимосвязи и функционального назначения комплексов по переработке и обогащению твердых отходов.

Развить умения:

- по разработке проектных инновационных решений по переработке твердых отходов различного состава;
- выявлять приоритетные направления работ для снижения воздействия на компоненты окружающей среды;
- по использованию современных информационных технологий и автоматизированных систем проектирования производств по переработке твердых отходов;
- по геолого-промышленной оценке отходов и техногенных образований.

Приобрести навыки:

- оценки нагрузки, оказываемой предприятиями по переработке природного сырья, на основные компоненты природной среды;
- использования методик при изучении технологических свойств техногенного сырья и других видов твердых отходов;
- применения методов оценки строения, химического и минерального состава земной коры, при решении задач по рациональному и комплексному освоению георесурсного потенциала недр;
- освоения техногенных месторождений 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. Комплексное использование сырья и отходов	2	2	-	-	-	-	-
2	Модуль 1. Технологические аспекты рациональной переработки отходов	12	8	4	-	-	-	-
3	Модуль 2. Тестирование измельчаемости отходов	30	8	-	20	-	2	-
4	Модуль 3. Комплексная переработка отходов	18	10	-	6	-	2	-
5	Итоговая аттестация	6	-	-	-	4	-	2
	Всего	68	28	4	26	4	4	2

1.8 Объем программы и виды учебной работы:

Вид учебной работы	Часы
Лекционные занятия	28
Практические занятия	4
Лабораторные занятия	26
Выездные мастер-классы	4
Итоговая аттестация	2
Всего очных занятий	64
Самостоятельная работа, включая подготовку к итоговой аттестации	4
Общий объем программы	68

2. Содержание обучения:

2.1 Содержание обучения по программе:

Наименование разделов профессионального модуля, тем	Содержание учебного материала	Объем часов
Введение. Комплексное использование сырья и отходов	<ul style="list-style-type: none"> • Основные понятия о переработке отходов, и источниках их накопления. • Мировая практика переработки техногенного сырья различного состава. 	2
Модуль 1. Технологические аспекты рациональной переработки отходов	<ul style="list-style-type: none"> • Техногенный потенциал отходов горно-металлургического комплекса • Комплексное использование отходов горнорудной и металлургической промышленности. • Оценка состояния и управление эколого-технологическими системами при переработке вторичного сырья. • Технические и технологические аспекты переработки отходов горно-металлургической промышленности. 	12
Модуль 2. Тестирование измельчаемости отходов	<ul style="list-style-type: none"> • Определение индекса абразивности Бонда AI. • SMC тест. • Схемы измельчения и дробления. Производительность мельниц по руде, расчетному классу. Факторы, определяющие производительность мельниц. Определение измельчаемости руды. Определение оптимальной тонины помола руды. • Техничко-экономические показатели измельчения. Выбор типа и размера мельниц для работы в заданных условиях. • Кинетика измельчения. Уравнения кинетики измельчения. Измельчаемость полезных ископаемых. • Вертикальные, башенные мельницы. Струйные мельницы. • Мельницы ISA-mill. Устройство, область применения. Принцип действия, особенности конструкции и эксплуатации. 	30

Наименование разделов профессионального модуля, тем	Содержание учебного материала	Объем часов
Модуль 3. Комплексная переработка отходов	<ul style="list-style-type: none"> • Классификация по флотуемости. • Технология исследования минерального сырья на обогатимость флотационными методами обогащения. • Определение оптимальных условий процесса флотации методом крутого восхождения. • Испытание полезных ископаемых на обогатимость гравитационными методами обогащения. • Магнитное фракционирование. Обогащение на высокоградиентном сепараторе. 	18

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 (зачету):

1. Что представляют собой отходы (общее определение)?
2. Основные цели, достигаемые при вовлечении отходов в процесс рециклинга?
3. Что обозначает термин «экологическое нормирование»?
4. Как можно классифицировать техногенные массивы?
5. Дайте определение «система управления отходами (СУО)»?
6. Что является объектами СУО?
7. Решение каких задач включает в себя проблема обращения с отходами?
8. Что такое твердые бытовые отходы (ТБО)?
9. Чем полигон для захоронения ТБО отличается от свалки?
10. Перечислите основные геоэкологические индикаторы.
11. Что обозначает термин «горный техногинез»?
12. Какие основные факторы определяют степень трансформации химического состава природных вод в результате горнопромышленного техногинеза?
13. Дайте определение «класс опасности»?
14. Перечислите возможные варианты переработки золотосодержащих отходов.
15. Перечислите возможные варианты переработки углеродсодержащих отходов.
16. Основные технологические направления при изучении обогатимости отходов горно-металлургического комплекса?
17. На чем основано извлечение цветных металлов из потока отходов в процессе электродинамической сепарации?
18. Какое электрическое поле необходимо создать в образце цветного металла для его

- извлечения из потока отходов в процессе электродинамической сепарации?
19. Когда применяется ручная сортировка твердых отходов?
 20. В чем цель термической переработки отходов?
 21. Что такое сжигание отходов?
 22. Что такое газификация отходов?
 23. Что такое пиролиз отходов?
 24. Какая технология сжигания ТБО, чаще всего применяемая в практике их термической переработки
 25. В чем отличие процессов обогащения в потоках, текущих по наклонным поверхностям от отсадки и тяжелосредной сепарации?
 26. Какие процессы обогащения в потоках, текущих по наклонным поверхностям известны?
 27. Опишите принцип действия концентрационного стола.
 28. Укажите область применения концентрационных столов.
 29. В чем преимущества и недостатки концентрационных столов?
 30. Как «борются» с недостатками концентрационных столов?

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 ЮНЕСКО: «Отходы в доходы: комплексная переработка 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: пневмо - механическая флотационная машина с автоматическим снятием пенного продукта, фирма «Laarmann» (Лаарманн) модель LaarmannFlotationBenchTestMachine; испытательный ударный тест падающего груза. Фирма «JKTechPtyLtd», модель JK DropWeightTester; лабораторная мельница для тонкого и сверхтонкого измельчения. Фирма «XstrataTechnology» (Экстрата Технолоджи) модель M4 IsaMill; установка для определения индекса абразивности в соответствии со стандартом Ф.С. Бондафирма «Laarmann» (Лаарманн), модель LM-VAT1000; концентрационный стол, фирма «Holman» (Холман) модель 800 (Англия) 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

№	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
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
«Отходы в доходы: комплексная переработка полезных ископаемых»

Рабочая программа дисциплины (модуля)
«Отходы в доходы: комплексная переработка полезных ископаемых»
1. Структура дисциплины (модуля)

№ п/п	Наименование дисциплины (модуля)/наименование тем дисциплины (модуля)	Всего, час	в том числе				Форма контроля
			ЛК	ПР	СР	ЛБ	
2	<i>Модуль 1. Технологические аспекты рациональной переработки отходов</i>	12	8	4	–	–	текущий
2.1.	<i>Техногенный потенциал отходов</i>	2	2	–	–	–	–
2.2.	<i>Комплексное использование отходов горнорудной и металлургической промышленности</i>	4	2	2	–	–	–
2.3.	<i>Современные технологии в переработке техногенного сырья</i>	2	2	–	–	–	–
2.4.	<i>Оценка техногенных образований</i>	2	–	2	–	–	–
2.5	<i>Обработка данных инженерного эксперимента</i>	2	2	–	–	–	–

2. Матрица формирования профессиональных компетенций

№ п/п	Наименование тем дисциплины (модуля)	Кол-во часов	Профессиональные компетенции
1	Техногенный потенциал отходов	2	способность владеть навыками разработки планов мероприятий по снижению нагрузки на окружающую среду
2	Комплексное использование отходов горнорудной и металлургической промышленности	4	способность рассчитывать системы по обеспечению экологической и промышленной безопасности при производстве работ по переработке твердых отходов и техногенного сырья
3	Современные технологии в переработке техногенного сырья	2	способность владеть навыками выявления необходимости, разработки и внедрения систем обеспечения экологической и промышленной безопасности при производстве работ по переработке твердых отходов

№ п/п	Наименование тем дисциплины (модуля)	Кол-во часов	Профессиональные компетенции
4	Оценка техногенных образований	2	способность владеть навыками разработки планов мероприятий по снижению нагрузки на окружающую среду
5	Обработка данных инженерного эксперимента	2	способность выбирать и рассчитывать основные технологические параметры эффективного и экологически безопасного производства работ по переработке отходов.

3. Содержание дисциплины (модуля)

Модуль 1.

Технологические аспекты рациональной переработки отходов.

(12 часов.)

Модуль включает 8 часов лекций, 4 часа практических занятий.

В раздел включены:

– лекции «Техногенный потенциал отходов», «Комплексное использование отходов горнорудной и металлургической промышленности»; «Современные технологии в переработке техногенного сырья».

– практические занятия «Оценка комплексности использования полезных ископаемых»; «Оценка техногенных образований»

Содержание лекций и практических занятий.

Техногенное сырье в системе горно-металлургического производства и его экологическая оценка. Классификация отходов горно-металлургического комплекса. Особенности освоения техногенных месторождений полезных ископаемых. Методы оценки техногенного воздействия на окружающую среду. Комплексное использование отходов горнорудной и металлургической промышленности. Оценка состояния и управление эколого-технологическими системами при переработке вторичного сырья. Горный техногенез отходов горно - металлургического комплекса. Оценка нагрузки, оказываемой предприятиями по переработке природного сырья, на основные компоненты природной среды. Технические и технологические аспекты переработки отходов горно-металлургической промышленности.

4. Перечень занятий семинарского типа

№	Наименование занятия семинарского типа	Вид занятия	Кол-во час.
1	Оценка комплексности использования полезных ископаемых	практическое занятие	2
2	Оценка техногенных образований	практическое занятие	2

5. Учебно-методическое обеспечение дисциплины

Модуль 1. «Технологические аспекты рациональной переработки отходов»

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>
3. Шубов Л.Я., Ставровский М.Е., Олейник Л.Я. Технология твердых бытовых отходов. М.: Альфа-М: ИНФРА-М, 2011. — 400 с.
[https://share-knigi.cf/1815-tehnologiya-othodov/;](https://share-knigi.cf/1815-tehnologiya-othodov/)
<https://books.academic.ru/book.nsf/65984515/Технология+твердых+бытовых+отходов.>
4. Шубов Л.Я., Ставровский М.Е., Олейник Л.Я. Технология отходов. М.: Альфа-М: ИНФРА-М, 2011. — 352 с. <https://bazarknig.ru/book/713420;>
<https://bazarknig.ru/book/713420.>
5. Черноусов, П.И. Рециклинг. Технологии переработки и утилизации техногенных образований и отходов в черной металлургии [Электронный ресурс]: учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва: МИСИС, 2011. — 428 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/2075.> — Загл. с экрана.
6. Техногенные ресурсы и инновации в техноэкологии. / Под ред. Е.М. Шелкова, Г.Б. Мелентьева. — М: ОИВТ РАН, 2008. — С. 352.

Рабочая программа дисциплины (модуля)

«Отходы в доходы: комплексная переработка полезных ископаемых»

1. Структура дисциплины (модуля)

№ п/п	Наименование дисциплины (модуля)/наименование тем дисциплины (модуля)	Всего, час	в том числе				Форма контроля
			ЛК	ПР	СР	ЛБ	
3	Модуль 2. Тестирование измельчаемости отходов	28	8	-	-	20	текущий
3.1.	<i>Современное оборудование для дробления и грохочения техногенного сырья. Перспективы развития дробильного оборудования</i>	2	2	-	-	-	-
3.2.	<i>Современное оборудование для классификации и измельчения техногенного сырья. Перспективы развития измельчительного оборудования</i>	2	2	-	-	-	-
3.3.	<i>Обзор современных методик для определения физико – механических свойств техногенного сырья</i>	2	2	-	-	-	-
3.4.	<i>Обзор программ по моделированию и расчету технологических схем</i>	2	2	-	-	-	-
3.5.	<i>Тест для определения абразивности (AI)</i>	8	-	-	-	8	-
3.6.	<i>SMC тест</i>	4	-	-	-	4	-
3.7.	<i>Тест сверхтонкого измельчения по технологии IsaMill™</i>	8	-	-	-	8	-

2. Матрица формирования профессиональных компетенций

№ п/п	Наименование тем дисциплины (модуля)	Кол-во часов	Профессиональные компетенции
1	Современное оборудование для дробления и грохочения техногенного сырья. Перспективы развития дробильного оборудования	2	владеть методами рационального и комплексного освоения георесурсного потенциала недр
2	Современное оборудование для классификации и измельчения техногенного сырья. Перспективы развития измельчительного оборудования	2	владеть методами рационального и комплексного освоения георесурсного потенциала недр
3	Обзор современных методик для определения физико – механических свойств техногенного сырья	2	способность выбирать и разрабатывать технологические системы рудподготовки и обогащения твердых отходов различного состава
4	Обзор программ по моделированию и расчету технологических схем	2	способность выбирать и разрабатывать технологические системы рудподготовки и обогащения твердых отходов различного состава
5	Тест для определения абразивности (АИ)	8	способность на основе анализа вещественного состава полезного ископаемого самостоятельно составлять план и проводить исследования, получать новые научные и прикладные результаты
6	SMC тест	4	способность на основе анализа вещественного состава полезного ископаемого самостоятельно составлять план и проводить исследования, получать новые научные и прикладные результаты
7	Тест сверхтонкого измельчения по технологии IsaMill™	8	способность на основе анализа вещественного состава полезного ископаемого самостоятельно составлять план и проводить исследования, получать новые научные и прикладные результаты

3. Содержание дисциплины (модуля)

Инновационные технологии в рудоподготовке (28 час.)

Модуль включает 10 часов лекций и мастер-классов и 20 часов лабораторных занятий. В модуль включен один *выездной мастер-класс* по теме:

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

– лекции «Современное оборудование для дробления и грохочения техногенного сырья. Перспективы развития дробильного оборудования», «Современное оборудование для классификации и измельчения техногенного сырья. Перспективы развития измельчительного оборудования»; «Обзор современных методик для определения физико – механических свойств техногенного сырья»; «Обзор программ по моделированию и расчету технологических схем».

– лабораторные занятия «Тест для определения абразивности (AI)», «SMC тест», «Тест сверхтонкого измельчения по технологии IsaMill™»

Содержание лекций, мастер-классов и практических занятий.

Измельчительное оборудование. Типы мельниц и классификаторов. Принцип действия. Мельницы с центральной и периферической разгрузкой, мельницы с разгрузкой через решетку. Стержневые мельницы. Мельницы мокрого и сухого самоизмельчения, рудногалечные мельницы. Аэродинамические мельницы. Схема устройства и принцип действия центробежных и вибрационных мельниц. Механика измельчающей среды барабанных мельниц. Скоростные режимы - каскадный, водопадный, сверхкритический. угол отрыва шаров. Критическая скорость вращения мельниц. Эксплуатация барабанных мельниц. Степень заполнения объема мельниц дробящей средой. Насыпной вес шаров, стержней, дробящей гальки в мельнице. Нагрузка дробящей среды. Уравнения гранулометрических характеристик шаров в мельнице при регулярном питании шарами одного размера. Открытый и замкнутый циклы измельчения. Стадиальное измельчение. Процесс образования циркулирующей нагрузки. Основное уравнение для плотности пульпы. Определение циркулирующей нагрузки. Схемы измельчения. Производительность мельниц по руде, расчетному классу. Факторы, определяющие производительность мельниц. Определение производительности мельниц. Шаровое хозяйство. Ремонт мельниц. Организация труда. Техничко-экономические показатели измельчения. Выбор типа и размера мельниц для работы в заданных условиях. Кинетика измельчения. Уравнения кинетики измельчения. Измельчаемость полезных ископаемых. Вертикальные, башенные мельницы. Струйные мельницы. Мельницы ISA-mill. Устройство, область применения. Принцип действия, особенности конструкции и эксплуатации.

4. Перечень занятий семинарского типа

№	Наименование занятия семинарского типа	Вид занятия	Кол-во час.
1	Тест для определения абразивности (AI)	лабораторное занятие	8
2	SMC тест	лабораторное занятие	4
3	Тест сверхтонкого измельчения по технологии IsaMill™	лабораторное занятие	8

5. Выездной мастер-класс

№	Наименование занятия семинарского типа	Вид занятия	Кол-во час.
1	Инновационные технологии в переработке отходов (на базе НПК «Механобр-техника» (АО))	Выездной мастер - класс	4

6. Учебно-методическое обеспечение дисциплины

Модуль 2. «Тестирование измельчаемости отходов»

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>

Рабочая программа дисциплины (модуля)
«Отходы в доходы: комплексная переработка полезных ископаемых»
1. Структура дисциплины (модуля)

№ п/п	Наименование дисциплины (модуля)/наименование тем дисциплины (модуля)	Всего, час	в том числе				Форма контроля
			ЛК	ПР	СР	ЛБ	
4	<i>Модуль 3. Комплексная переработка отходов</i>	16	10	-	-	6	текущий
4.1.	<i>Современные технологии для удаления металлических примесей из техногенного сырья. Современные магнитные сепараторы</i>	4	4	-	-	-	-
4.2.	<i>Современные технологии для гравитационного обогащения. Разделение минеральных частиц с использованием современных аппаратов для гравитационного обогащения</i>	4	4	-	-	-	-
4.3.	<i>Изучение закономерностей разделения материала на концентрационном столе <i>Holman</i> и концентраторе <i>Knelson</i></i>	4	-	-	-	4	-
4.4.	<i>Перспективы развития технологий флотационного обогащения</i>	2	2	-	-	-	-
4.5.	<i>Исследование флотации техногенного сырья с применением современных флоторагентов</i>	2	-	-	-	2	-
5	<i>Итоговая аттестация</i>	6	2	-	4	-	ИТОГОВЫЙ

2. Матрица формирования профессиональных компетенций

№ п/п	Наименование тем дисциплины (модуля)	Кол-во часов	Профессиональные компетенции
1	Современные технологии для удаления металлических примесей из техногенного сырья. Современные магнитные сепараторы	4	способность выбирать технологию обогащения полезных ископаемых, составлять необходимую документацию
2	Современные технологии для гравитационного обогащения. Разделение минеральных частиц с использованием современных аппаратов для гравитационного обогащения	4	способность использовать и развивать теоретические основы традиционных и новых разделов в области обогащения полезных ископаемых
3	Изучение закономерностей разделения материала на концентрационном столе Holman и концентраторе Knelson	4	способность выполнять экспериментальные и лабораторные исследования, интерпретировать полученные результаты
4	Перспективы развития технологий флотационного обогащения	2	способность проводить тестирование минерального сырья на обогатимость с использованием различных методов обогащения
5	Исследование флотации техногенного сырья с применением современных флотореагентов	2	способность выполнять экспериментальные и лабораторные исследования, интерпретировать полученные результаты

3. Содержание дисциплины (модуля)

Исследование минерального сырья на обогатимость (16 час.)

Модуль включает 12 часов лекций и мастер-классов и 6 часов лабораторных занятий.

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

- Разработка технологий переработки отходов (на базе НПК «Механобр-техника» (АО) или ГУП «Водоканал Санкт-Петербурга»);
- лекции «Современные технологии для удаления металлических примесей из техногенного сырья», «Современные магнитные сепараторы», «Перспективы развития технологий флотационного обогащения», «Современные технологии для гравитационного обогащения», «Разделение минеральных частиц с использованием современных аппаратов для гравитационного обогащения».
- лабораторные занятия «Изучение закономерностей разделения материала на концентрационном столе Holman и концентраторе Knelson», «Исследование флотации техногенного сырья с применением современных флотореагентов».

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

Движение потоков воды по наклонной плоскости. Особенности движения минеральных зерен в струе воды, текущей по наклонной плоскости. Классификация

аппаратов и область их применения.

Концентрация на столах. Теоретические основы расслоения материалов на столах. Виды концентрационных столов. Факторы, влияющие на работу столов, и регулировка процесса. Выбор и расчет концентрационных столов.

Основные факторы, определяющие результаты флотации. Влияние свойств обогащаемого полезного ископаемого. Условия, определяющие оптимальную крупность измельчения полезных ископаемых перед флотацией. Особенности флотации тонких классов и крупных частиц, основные пути повышения селективной флотации тонких шламов и флотационного извлечения крупных частиц.

Влияние плотности пульпы на основные технологические показатели: извлечение, содержание полезного компонента в концентрате, расход реагентов, продолжительность флотации, производительность флотомашин, удельные расходы энергии. Представления о средних плотностях пульпы в операциях флотации. Влияние аэрации пульпы, интенсивности ее перемешивания и съема пены, продолжительности флотации, температуры и скорости потока пульпы на основные технологические и технико-экономические показатели процесса. Состав жидкой фазы пульпы, его влияние на показатели процесса. Способы улучшения состава жидкой фазы пульпы. Реагентный режим. Очередность и способы подачи реагентов. Схемы флотации и основные принципы их построения. Типовые схемы их преимущества и недостатки. Обратное водоснабжение. Получение дополнительных видов товарной продукции при переработке техногенного сырья различного состава. Нетрадиционные отходы и их переработка.

4. Перечень занятий семинарского типа

№	Наименование занятия семинарского типа	Вид занятия	Кол-во час.
1	Изучение закономерностей разделения материала на концентрационном столе Holman и концентраторе Knelson	лабораторное занятие	4
2	Исследование флотации техногенного сырья с применением современных флотореагентов	лабораторное занятие	2

5. Выездной мастер-класс

№	Наименование занятия семинарского типа	Вид занятия	Кол-во час.
1	Разработка технологий переработки отходов (на базе НПК «Механобр-техника» (АО) или ГУП «Водоканал Санкт-Петербурга»)	Выездной мастер - класс	4

6. Учебно-методическое обеспечение дисциплины

Модуль 3. «Комплексная переработка отходов»

1. Верхотуров М.В. Гравитационные методы обогащения: учебник для вузов - М.: МАКС Пресс, 2006. – 352 с.

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%91%20160217%2F%D0%92%2036%2D854050443<.>

2. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения [Текст]: 2-е изд. М.: Недра, 1993 (1980). (Печатный экземпляр 29 экз.).

3. Современные технологии переработки техногенного сырья/под общей ред. Генерального директора ОАО «Уралмеханобр», к.т.н. К.В. Булатова и д.т.н. Г.И.

Газалеевой: Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых – ОАО «Уралмеханобр», 2019 – 200 стр. (Печатный экземпляр).

4. Кусков В.Б. Гравитационные методы обогащения. Конспект лекций для студентов специальности 090300 [Текст]: /СПбГТИ, 2001 г. (84 экз).

5. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Т. 1. Обогащительные процессы. - М.: Горная книга, 2018. - 420 с., и пред. издания 2006. (Печатный экземпляр).

6. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Т. 2. Технологии обогащения полезных ископаемых. - М.: Горная книга, 2017. - 312 с., и пред. издания 2006. (Печатный экземпляр).

7. 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=static_req&bns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=33%2E4%D1%8F73%2F%D0%9E%2D21%2D667610266<.>

8. 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>

Приложение 2
к образовательной программе –
«Международная специальная краткосрочная
«Отходы в доходы: комплексная переработка полезных ископаемых»

ВВЕДЕНИЕ

По мере истощения запасов разрабатываемых месторождений, приоритетным, а в некоторых случаях и единственным источником ценных компонентов могут стать отходы как горнопромышленных производств, так и бытовые (техногенные объекты). При этом следует иметь в виду, что такие техногенные объекты, представляя собой крупный резерв сырья для извлечения металлов и других полезных компонентов, одновременно являются очагами локального или регионального загрязнения окружающей среды. Накопленные в отвалах и хвостохранилищах массы отходов при средней высоте слоя 20 м занимают площадь более 1300 км². Негативное воздействие на окружающую среду проявляется на территории, в десятки и более раз превышающей площадь, занимаемую отходами. Значительная часть отчуждаемых земель находится в промышленно развитых районах, нередко граничит или входит в состав населённых пунктов и крупных городов.

Основные закономерности, связанные с переработкой отходов такого состава, базируются на опыте использования некондиционного сырья или сложного по составу сырья природного происхождения. В России, как державе с крупнейшей сырьевой базой, имеется значительный опыт по вовлечению в сферу производства не только кондиционного сырья, но и низкокачественных материалов природного и техногенного происхождения.

Основными поставщиками вторичных сырьевых ресурсов, содержащих редкие, благородные и цветные металлы, являются: металлургическая, химическая, электро- и радиотехническая, авиационная и космическая промышленности, машино- и судостроение, предприятия военно-промышленного комплекса. Кроме того, значительное количество вторичного сырья поступает из сфер бытового и промышленного потребления.

Отходы – это продукты, образовавшиеся как побочные, бесполезные или нежелательные в результате производственной и непроизводственной деятельности человека и подлежащие утилизации, переработке или захоронению.

Так же можно классифицировать:

- Бытовые, промышленные и сельскохозяйственные отходы;
- Твердые, жидкие и газообразные отходы.

Некоторые виды вторичного сырья, содержащего редкие, благородные и цветные металлы, представлены в табл. 1. На различных стадиях технологического процесса переработки природного сырья (руды) образуются промышленные отходы, которые в большинстве случаев являются вторичными сырьевыми ресурсами. Так, отходы 1 типа в основном содержат металл и компоненты, присутствующие в исходном сырье или введенные с реагентами в процессе его обогащения и переработки. Данные виды отходов не создают проблем при сортировке и утилизации, которая, как правило, осуществляется на том же предприятии.

Таблица 1

Источники и виды вторичных сырьевых ресурсов

Тип	Источник поступления вторичного сырья	Виды вторичного сырья	
		Сфера производств	Сфера потребления
1	Металлургическая, химическая промышленности	Шлаки, шламы, пыли, возгоны, кеки, некондиционные металлы, сплавы, соли, оксиды, золы; маточные и травильные растворы, отработанные электролиты и т. п.	Вышедшее из строя или отработавшее оборудование (насосы, печи, реакторы и т.п.), приборы (измерительные, контролирующие, регулирующие и т. п.).
2	Электронная, радиотехническая, оптическая промышленности	Обрезки, сколы, опилки, обрубки высечка, шлиф-порошки, некондиционные сплавы, соединения, бракованные изделия (модули, микросхемы, приборы и т. п.).	Вышедшее из строя или морально устаревшее технологическое оборудование, приборы, отдельные узлы, кабели, припои с контактов и т. п.

3	Машино- и судостроение, авиационная и космическая промышленности	Стружка, опилки, высечка, твердосплавный режущий инструмент, бракованные узлы изделия и отработанные растворы и т. п.	Выработавшие свой срок или морально устаревшие самолеты, ракеты, корабли, машины, различная военная техника, отдельные узлы, агрегаты и т.п.
4	Бытовая сфера	*	Вышедшая из строя бытовая техника (холодильники, стиральные машины, телевизоры, аудио-и видеоаппаратура, компьютеры, электронагреватели и т. п.), покрытия с контактов, припой, электролампы и радиолампы, полупроводники, микросхемы и т.п.

Более сложными по составу являются отходы 2 и особенно 3 типов, поскольку в их состав могут входить искусственные материалы, отсутствующие в природе, например, пластмасса, резина, бумага. Следует отметить, что отходы могут включать в значительных количествах конструкционные материалы (железо, никель, хром), а также провода (медь, алюминий) и припой (свинец, олово, цинк, серебро и др.). Переработка таких сырьевых источников (отходы 3) вызывает наибольшие трудности и требует создания новых, специальных технологий для обогащения и извлечения ценных компонентов.

Большие проблемы могут возникнуть при переработке отходов, получаемых из побывавших в эксплуатации различных промышленных или бытовых машин, аппаратов, приборов и т. п. Эти проблемы вызваны тем, что в процессе их эксплуатации может существенно изменяться вещественный и фазовый состав вторичного сырья (испарение, взаимная диффузия металлов и др.). Кроме того, в них может происходить накопление токсичных и взрывоопасных веществ. Не исключена также возможность загрязнения отходов продуктами смазки или окисления. Все это вызывает необходимость проведения дополнительных операций, особенно на стадии обогащения и первичной обработки.

Таким образом, в случае использования многокомпонентного вторичного сырья, как правило, разрабатывается несколько альтернативных технологий. В процессе опытно-промышленной проверки уточняются технологические показатели, на основе которых выбирается наилучший вариант технологии.

С каждым годом проблема отходов становится все более серьезной. Промышленной переработке подвергается не более 3 %, остальное вывозится на свалки, хвостохранилища и полигоны для захоронения. Утилизируемые отходы представляют собой серьезный источник загрязнения, однако при правильной организации управления отходами они могут являться неиссякаемым источником ресурсов. Также одним из насущных экономических вопросов настоящего времени выступает вопрос вовлечения в хозяйственный оборот твердых бытовых отходов. Данная проблема связана с тем, что значительная часть отходов является искусственно произведенными материалами, которые не могут быть самостоятельно превращены факторами природной среды в ее естественные компоненты. В то же время отходы являются неисчерпаемым источником вторичных материальных ресурсов, которые весьма эффективно заменяют природные ресурсы в процессе производства. Сложность этой проблемы состоит также в том, что разработка и производство новых материалов, а также изменение ассортимента потребляемой продукции опережают развитие технологий их вторичного использования или утилизации. Особенно это проявляется при утилизации твердых бытовых отходов на мусоросжигающих заводах, где из безобидных и нейтральных материалов могут образоваться высокотоксичные соединения. Следует отметить, что низкий уровень вовлечения в хозяйственный оборот отходов порожден не только технологическим развитием общества, но и сложившимися стереотипами культуры их обращения в быту, а также относительно поздним осознанием необходимости управления ими и отсутствием квалифицированных специалистов. Рыночные теории предполагают в перспективе возможность увеличения использования отходов через экономические регуляторы (рис. 1). Однако в настоящее время ввиду несовершенства рыночного механизма сектор обращения отходов не может регулироваться только рыночными методами, безусловным остается присутствие государства в управлении отходами. Тем не менее проблеме управления вовлечением в хозяйственный оборот отходов уделяется недостаточное внимание.

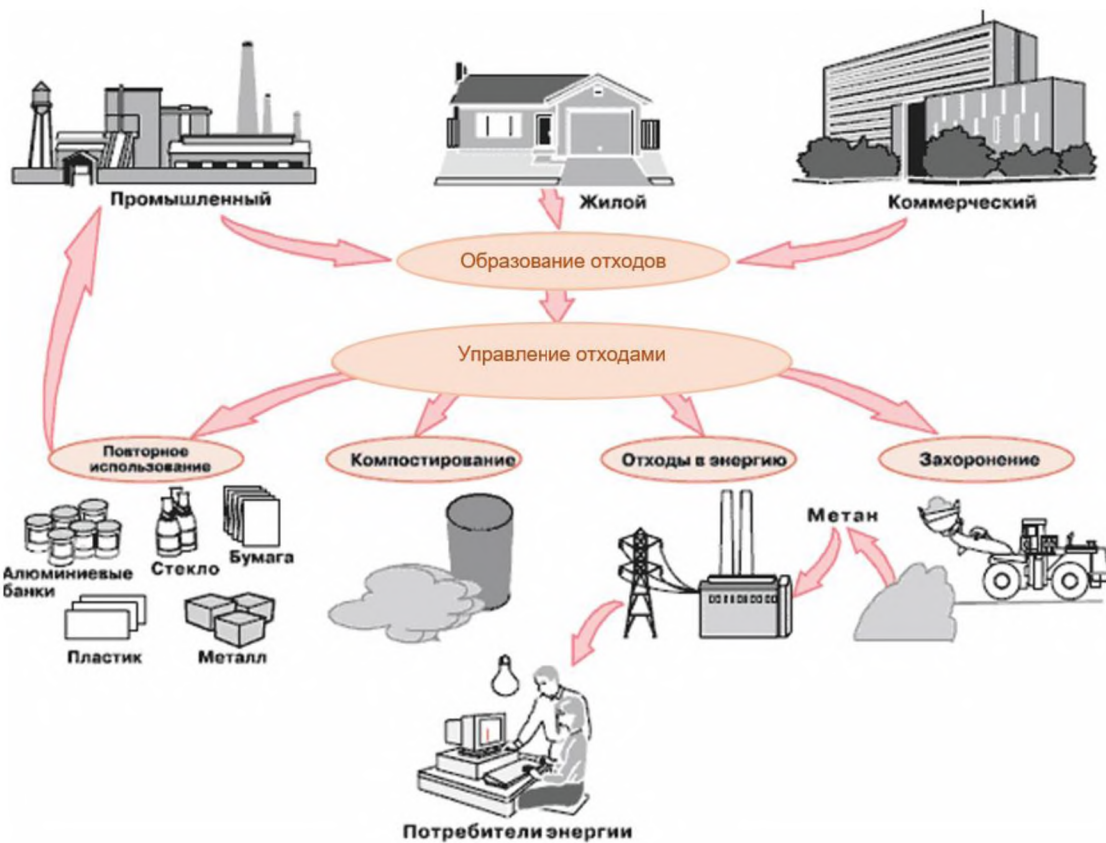


Рис. 1 Схема обращения с отходами

Виды техногенных отходов и места их образования

Выделяют следующие основные категории: минеральные и органические.

Максимальное значение для последующей переработки имеют отходы, относящиеся к техногенным минеральным образованиям. В зависимости от содержания химических элементов выделяют следующие их виды:

- силикатные;
- карбонатные;
- гипсовые;
- железосодержащие.

Дополнительно существует классификация по производящим их сферам промышленности:

- отходы горнодобывающей отрасли (пустые породы, лежалые хвосты обогащения, представляющие ценность, и т. д.);
- металлургические отходы, шлаки или шламы при применении «сухих» или «мокрых» технологий (образующиеся при различных способах получения ферромolibдена и прочих сплавов);
- шлаки и золы ТЭС;
- материалы деревообрабатывающей и бумажной отрасли;
- строительный мусор, бытовые отходы и др.

Утилизация техногенного сырья

Утилизация техногенных отходов - важнейший фактор в увеличении эффективности современных промышленных производств и сохранения сырьевой базы. Помимо этого, переработка несет экологическую составляющую, снижая воздействие на окружающую среду.

Утилизация отработанных материалов имеет сложную организацию в части технологии переработки. Вторично использовать после обработки можно материалы в трех агрегатных состояниях.

Методы утилизации жидких техногенных химических отходов

К жидким химическим выбросам относят сточные воды, образовавшиеся при проведении технологических процессов по добыче и переработке полезных ископаемых, включая промывочные и охлаждающие жидкости. Согласно классификации Всемирной организации здоровья различают следующие виды химических загрязнений жидкостей:

- летучие органические соединения;
- низкотоксичные неорганические вещества;
- смеси углеводородов;
- биогенные соединения;
- особо токсичные вещества (например, тяжелые металлы).

Переработку жидких химических выбросов осуществляют двумя основными способами: рекуперационными (выделение из жидкостей всех имеющих ценность элементов и их последующая обработка) и деструктивными (разрушение загрязненных вод при помощи окисления или восстановления с последующим выделением в виде осадка или газа).

Способы переработки сточных жидкостей представлены в таблице 2.

Таблиц 2

Способы переработки сточных жидкостей

Способ утилизации	Применение
Осаждение	Для выделения твердых веществ из суспензий и шламов (массовая доля до 10-20%)
Фильтрация	Аналогично (для содержания до 80%)
Центрифугование	Аналогично (доля до 99%)
Коагуляция	Первичная обработка для выделения примесей и коллоидных частиц
Флотация	Пенная сепарация эмульгированных и растворенных веществ
Адсорбция на твердых сорбентах	Очищение от углеводов и газов
Ионный обмен	Выделение тяжелых металлов, вредных солей
Обратный осмос	Промывка вод технического назначения
Электродиализ	Разделение сточных вод с солями с получением щелочей и кислот
Нейтрализация	Растворы для травления, кислотные выбросы

Утилизация твердых техногенных отходов

Оперативной утилизации подвергается только малая часть отработанных твердых материалов (около 20%). При этом речь идет о «свежих» образовавшихся отходах, объем техногенного мусора, образованный более 30 лет назад до сих пор не начали перерабатывать. В свою очередь, вторичное применение отработанного мусора может стать серьезной базой сырья химической, строительной, металлургической промышленности.

Переработку техногенных отходов в твердом состоянии рационально использовать для дальнейшего применения материалов в следующих отраслях:

- производство строительных материалов (цемент, кирпич, блоки);
- производство металлов;
- агропромышленный комплекс;
- стекольная;
- химическая и нефтехимическая и т.д.

Для большей доли твердого мусора разработаны современные способы утилизации и переработки.

Применение техногенного сырья в строительстве

Широкое применение промышленные отбросы нашли в качестве сырья для производства строительных материалов. Использование техногенного мусора позволяет удовлетворить до 30-50% потребностей строительства в исходных материалах, себестоимость готовой продукции снижается на 15-20% в сравнении с потреблением натурального продукта.

Характеристики отработанного сырья близки к физическим свойствам природных материалов. Кроме того, доступные методы переработки мусора позволяют получить новые продукты с уникальными эксплуатационными качествами.

Основные виды стройматериалов, получаемые при помощи переработки техногенных отходов, представлены в таблице 3.

Таблица 3

Основные виды стройматериалов, получаемые при помощи переработки техногенных отходов

Сырье	Стройматериал
Шлаковые отходы выплавки чугуна и стали	Портландцемент, наполнители для бетона, шлаковата
Шлаки и шламы производства цветных металлов	Цемент, материалы автоклавного твердения, огнеупоры и теплоизоляция
Отходы ТЭС	Газобетон, гравий, силикатные материалы
Пустые породы, отбросы обогащения	Кирпич, цемент, мин.вата, наполнители для бетона
Отбросы добычи каменного угля	Кирпич, дорожные материалы
Гипсовые отходы	Производство гипса
Дерево	Материалы для отделки, картон, ДВП, ДСП и т.д.
Строительный мусор	Цемент, керамика, наполнители и др.
Прочее (бой стекла, ветошь)	Стекло, теплоизоляция, наполнители и добавки

Применение техногенных отходов в строительстве - главное направление в современной переработке промышленного мусора, которое снижает воздействие на экологию и уменьшает себестоимость готовой продукции.

Основные направления переработки техногенного сырья

Основные направления в области переработки отходов различного состава в краткосрочной перспективе:

1. Обоснование и разработка технологических процессов извлечения ценных компонентов из отходов добычи и переработки полезных ископаемых;
2. Комбинирование физико-химических способов обогащения с химико-металлургическими методами;
3. Обоснование и разработка технологических процессов получения дополнительной готовой продукции из нерудной части отходов добычи и переработки для вторичного использования;
4. Разработка стратегии мотивации утилизации отходов.

Для первого направления наиболее важными задачами являются:

- адаптация процессов и аппаратов обогащения полезных ископаемых к техногенному сырью;
- разработка высокоэффективных и энергосберегающих методов и оборудования для селективного раскрытия минералов техногенного сырья;
- извлечение инертных компонентов из отходов добычи и обогащения руд;
- выщелачивание отходов добычи и обогащения руд на месте их залегания или складирования.

Второе направление можно расширить, решая следующие задачи:

- создание новых комбинированных методов и оборудования для извлечения полезных компонентов из труднообогатимого техногенного сырья;
- получение коллективных концентратов методами обогащения с последующей их пиро- или гидromеталлургической переработкой.

Для третьего и четвертого направлений наиболее важными задачами являются:

- создание новых композитных материалов из неметаллической части техногенного сырья;
- утилизация хвостов обогащения в составе закладочных смесей при добыче полезных ископаемых;
- переработка и использование техногенного гидроминерального сырья;
- создание каталогов техногенного сырья;
- накопление техногенных запасов для будущих поколений в горных выработках.

ЛЕКЦИЯ №1 «ТЕХНОГЕННЫЙ ПОТЕНЦИАЛ ОТХОДОВ»

Техногенные образования представляют собой новый класс месторождений, которые сформировались в последние столетия в районах горнорудной промышленности в результате интенсивного развития горнодобывающей и металлургической промышленности. Эти образования часто могут являться дополнительным источником разнообразных полезных ископаемых, в частности цветных, редких и благородных металлов, а также строительных материалов. Таким образом, техногенные ресурсы России представляют собой неиспользуемую в должном объеме резервную сырьевую базу перерабатывающих производств.

При добыче, обогащении и переработке руд черных и цветных металлов, горно-химического и угольного сырья образуется огромное количество отходов, отличающихся разнообразием физико-механических, технологических и других свойств.

На стадии добычи руды образуются твердые отходы в виде вскрышных и вмещающих пород, пустых шахтных пород, некондиционных руд. Кроме того, большое количество отходов образуется на предприятиях, обрабатывающих цветные, черные металлы и их сплавы, в виде шламов, стружки, окалины и т.п.; на предприятиях по производству химического волокна – шламы, обогащенные цинком (до 27 %); на предприятиях по получению химических удобрений – пиритные огарки.

Среди отраслей промышленности доминирующими по образованию и накоплению отходов являются угольная, черная и цветная металлургия. Например, на Кольском полуострове во вскрышные отвалы ежегодно поступает до 170 млн. т породы, а на Урале – вскрышных пород только на железорудных месторождениях образуется более 160 млн. т в год.

Проблема образования, накопления, хранения и утилизации отходов является для России крайне острой и затрагивает практически все ее регионы. На данный момент количество не утилизированных отходов по стране оценивается приблизительно в 82 млрд. тонн. При этом если в Европе перерабатывается более 50 % отходов, то в России средний уровень вторичного использования промышленных отходов составляет не более 35 %. Более 75 млн. гектаров земли загрязнено тяжелыми металлами, нефтепродуктами, пестицидами и пр. Скорость прироста отходов ежегодно увеличивается, и за последние несколько лет составила 15-16 %. Основными источниками отходов являются предприятия топливно-энергетического комплекса, горно-металлургической, лесной и деревообрабатывающей промышленности, жилищно-коммунального и сельского хозяйства. Из огромного количества минерального сырья, извлекаемого из природной среды для целей производства, в товарный продукт превращается лишь 1,5-2,0 %. Основная же его масса переходит в промышленные отходы. Так, на территории России накоплены огромные запасы шахтных пород, золошлаковых отходов, других отходов горнорудной, угледобывающей и металлургической отраслей (рис. 1.1).



Рисунок 1.1 – Отвалы пустой породы

В хвостохранилищах горно-обогажительных комбинатов (рис. 1.2) складированы до сотен и десятков тысяч тонн хвостов и отвалных продуктов. Концентрация различных элементов зачастую превышает их содержание в природных месторождениях. Измельченный и технологически переработанный материал активно преобразуется при окислении кислородом воздуха и воды, в результате чего увеличивается подвижность химических элементов, в том числе

тяжелых металлов, и их миграция с водными и воздушными потоками на десятки километров от хранилища. Как следствие, в районе складированных отходов образуются зоны геохимических аномалий, где регистрируются превышения содержаний элементов над фоновыми и предельно допустимыми значениями.



Рисунок 1.2 – Хвостохранилища обогатительных фабрик

Таким образом, в процессе разработки месторождений полезных ископаемых ежегодно добываются и безвозвратно теряются огромные количества забалансовых руд, которые могут быть пригодны для промышленного использования. В связи с этим актуальной становится проблема оценки и учета их складирования.

Причины возникновения техногенных образований, содержащих ценные компоненты в количествах, из которых технологически возможно и экономически целесообразно их извлечение, весьма разнообразны. Основными, по мнению ряда исследователей, являются:

- потери ценных компонентов в продуктах и отходах горно-металлургического передела, которые были не установлены в период отработки месторождения;
- потери ценных компонентов из-за несовершенства существующих на момент отработки технологий их извлечения;
- потери компонентов в технологических цепях химических, металлургических и других производств, когда используемые в производстве ценные компоненты накапливаются в шламах, отстойниках, сбросных водах и т.д.;
- потери ценных компонентов при проведении технологических процессов в зданиях и сооружениях;
- потери ценных компонентов при транспортировке, в районах перегрузки и хранения сырья и готовой продукции;
- накопление ценных компонентов в отвалах вскрышных пород, отходах обогащения, металлургического передела и т.д., для которых на определенный момент не существует эффективных направлений использования и переработки;
- потери ценных компонентов, например, благородных и других металлов, образующиеся в результате ядерных превращений и захораниваемых в отходах производств ядерно-топливного цикла.

Техногенные месторождения являются важным резервом получения дополнительных объёмов минерального сырья и в последнее время привлекают к себе все больше внимания не только из-за своей ресурсной ценности, но также из-за необходимости их ликвидации, как мощных источников загрязнения окружающей среды в районах их расположения. Следовательно, увеличение объёмов утилизации и вовлечение в переработку является актуальной народно-хозяйственной проблемой. Но не все виды отходов представляют собой техногенное сырьё. Часть из них непригодна к переработке при современном уровне развития технологий. К таким отходам относятся, в частности, углекислый газ, и ядерные отходы. Эти отходы подлежат захоронению в

специальных хранилищах (могильниках), в качестве которых используются геологические и техногенные формации, способные хранить и удерживать парниковые газы и ядерные отходы.

В качестве техногенного сырья, из которого могут быть получены в промышленных масштабах полезные продукты, могут рассматриваться следующие виды промышленных и бытовых отходов:

- отходы добычи и сжигания углей – шахтные отвалы и золошлаковые отходы;
- отходы горно-обогатительных предприятий;
- металлургические шлаки;
- нефтесодержащие отходы и буровые шламы;
- промывные и сточные воды предприятий.

Переработка техногенных месторождений не отличается высокой рентабельностью, но позволяет значительно улучшить состояние окружающей среды. Поэтому при принятии решения об освоении таких объектов приоритет должен отдаваться варианту, обеспечивающему наиболее полное использование отходов.

В связи с истощением сырьевой базы отвалы горнодобывающих и металлургических предприятий привлекают внимание как перспективные источники сырья для различных областей промышленности. Проведенными исследованиями установлено, что в России накоплено более 50 млрд. тонн техногенных отходов, содержание металлов в которых равно, а иногда и превышает их содержание в рудах, извлекаемых в настоящее время из недр и поступающих на обогащение. Особенно, это касается отвалов и хвостохранилищ, которые были сформированы в 40-50-е годы прошлого столетия. В тот период не уделялось должного внимания комплексному изучению и переработке минерального сырья, а кондиции добычи и обогащения были значительно выше современных.

В настоящее время техногенные месторождения практически не перерабатываются. Это связано с тем, что для вовлечения их в переработку с выпуском товарной продукции требуется строительство практически новых технологических линий, которые разработаны в настоящее время, как правило, на уровне лабораторных или полупромышленных образцов и редко доведены до промышленного производства. Отсюда, высокие капитальные затраты на замену существующих производств на новые.

Несмотря на существующие трудности, перспективность использования техногенных объектов очевидна, так как их использование позволяет одновременно решать целый ряд экономических и экологических проблем.

Экономические проблемы:

1. Постоянное повышение стоимости исходного сырья, извлекаемого из недр, в связи с переходом на более глубокие горизонты при разработке месторождений ведёт к снижению содержания ценного компонента в сырье. В последние 30 лет себестоимость добычи и переработки сырья неуклонно растёт на 5-10% в год, несмотря на внедрение новых процессов и автоматизацию производств.

2. Истощение сырьевой базы полезных ископаемых.

3. Снижение темпов добычи полезных ископаемых в связи с постоянным ухудшением горно-геологических условий добычи.

Экологические проблемы:

1. Исключение из хозяйственного оборота больших площадей, занятых отходами горно-металлургического производства.

2. Уничтожение или снижение качества земель из-за пылевых заносов с отвалов и хвостохранилищ.

3. Загрязнение окружающей среды (почв, поверхностных и подземных вод, атмосферного воздуха) тяжёлыми металлами и солями в концентрациях, нередко превышающих предельно допустимые.

1.1 Техногенное сырьё в системе горно-металлургического производства и его экологическая оценка

На каждом из этапов добычи, обогащения и переработки образуются отходы. Эти отходы обычно имеют различные физические и химические свойства, что приводит к различным потенциальным воздействиям на окружающую среду. Количество образующихся отходов, в основном, зависит от вида месторождения и технологии переработки полезных ископаемых. Химический состав отходов варьируется в зависимости от типа вещества и геологии месторождения. Основные виды отходов горнодобывающей промышленности с учетом верхнего слоя почвы и вскрышных пород могут быть классифицированы на две категории (рис. 1.3):

- пустая порода (отвалы пустой породы). Пустая порода – это горная порода, залегающая вблизи или в границах рудного тела (полезного ископаемого), извлекаемая из недр вместе с рудой (углем и т.п.), но не содержащая полезного ископаемого или содержащая его в концентрации ниже бортовой. Пустая порода, как правило, хранится неопределенный срок на полигонах, которые по экономическим причинам, связанным с транспортными издержками, находятся в непосредственной близости от месторождения. Количество горнопромышленных отходов, которые могут храниться в отвалах пустой породы значительно и в основном зависит от селективности метода добычи;

- хвосты (отходы переработки). Технологические процессы сильно различаются в зависимости от типа вещества, добычи и уровня техники и технологий на этапе проектирования горного предприятия. Эти предприятия производят различные виды отходов, которые могут включать:

- водные растворы,
- взвеси тонко измельченных частиц, которые подверглись одному или нескольким видам физической или химической обработки, и которые, часто, содержат один или несколько видов промышленных добавок (ксантаты, смешанные соли, крахмал и т.д.);
- в некоторых случаях, выбросы в атмосферу.

На протяжении многих лет, крупность отходов менялась в соответствии с технологическим прогрессом, от нескольких сантиметров с большим содержанием ценного компонента до микрон с очень низким содержанием ценного компонента.

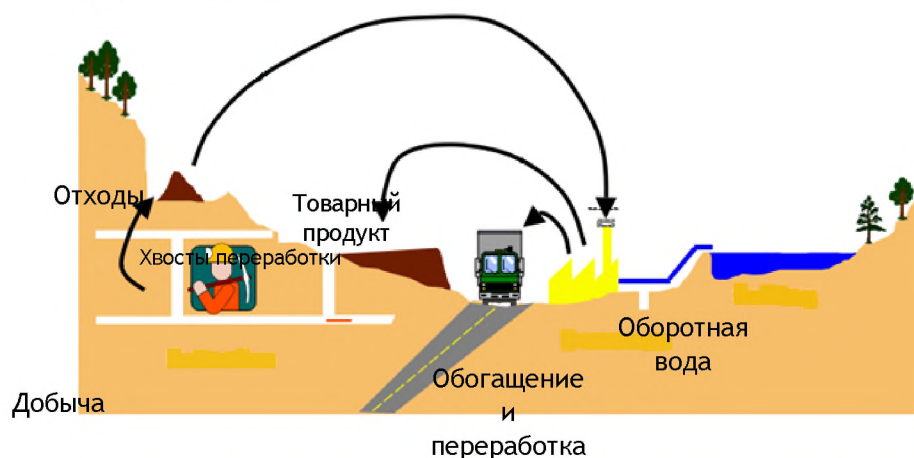


Рисунок 1.3 – Различные виды отходов деятельности горнодобывающей промышленности

Можно упомянуть еще два типа «отходов» из-за необходимости их рационального использования:

- временные запасы руды. Временные запасы руды не являются отходами и, как правило, они размещаются в отвалах рядом с карьером или рудником. Эти руды характеризуются более низким содержанием, чем в среднем по месторождению;

- шлаки. Как было сказано ранее, все эти отходы негативно влияют на экологию.

Сегодня экология раскрывает новые ориентиры и направления развития производства, что должно стать импульсом для разработки новых технологических решений и новых тенденций во взаимодействии производства и природы. Это возможно лишь в том случае, если будет построена система и механизмы управления экологическими процессами, если управление будет ориентировано не на производство как таковое, а на производство экологическое. Это производство, построенное на приоритетах обеспечения цивилизованной жизнедеятельности человека через обогащение природы, т.е. через развитие тех качеств природы, которые позволяют человеку чувствовать себя частью этой природы. Теоретической основой рационального природопользования явилось учение академика В.И. Вернадского о биосфере и ноосфере, который первым эту идею возвёл до концепции ноосферы или устойчивого развития (Sustainable development).

Основными чертами экологического производства являются:

Целевая установка на факторы интеграции и гармонии взаимоотношения человека и природы.

Диверсифицированное производство по критерию безотходности производственных процессов.

Производство с развитой научной компонентой, позволяющей находить экологически благоприятные технологии.

Экологическая среда цивилизованного рынка, главный фактор экономического успеха – экологичность продукции.

Экологическая культура персонала, базирующаяся на образовании и новом образе жизни.

Экологическое качество – определяющий фактор экономического развития.

Экологический менеджмент – управление, отвечающее потребностям и особенностям экологического производства (рис. 1.4).

Известны подходы к формированию системы управления отходами с учётом ресурсного и экологического аспектов (рис.1.5).

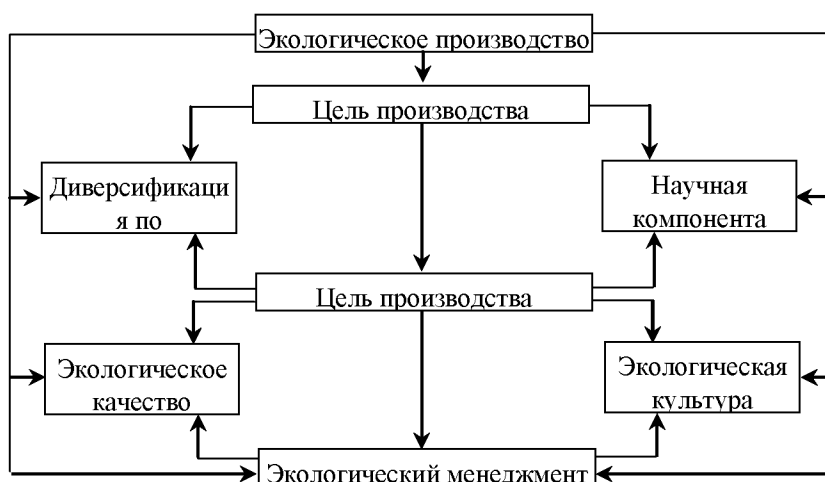


Рисунок 1.4 - Основные черты экологического производства

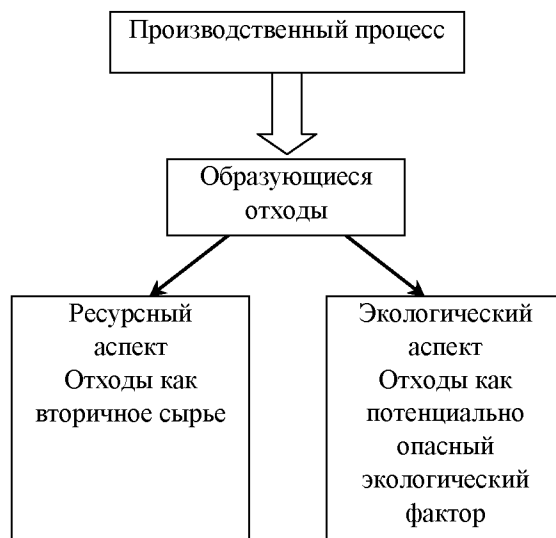


Рисунок 1.5 - Подходы к формированию системы управления отходами

Ресурсный потенциал образующихся на предприятии отходов задействуется как в процессе вовлечения отходов в технологический процесс самого предприятия, так и при передаче отходов другим организациям на обезвреживание и дальнейшую переработку. Это приводит к частичному сокращению используемого сырья за счёт рекуперации отходов и к снижению объёмов размещения отходов на предприятии. Экологический аспект представляет отходы как потенциально опасный фактор негативного воздействия на окружающую среду, нейтрализовать который можно за счёт их безопасного размещения и внедрения малоотходных технологий. Такой подход к формированию системы управления представляется целесообразным, однако необходимо его развитие и конкретизация в зависимости от вида производства с учётом взаимосвязи технологических и геоэкологических факторов. Российским законодательством широко используются термины «экологически безопасная деятельность», «экологически безопасные объекты» и т.д. При этом экологически безопасными считаются: деятельность, промышленно-производственный объект, его продукция, работы, услуги, удовлетворяющие экологическим требованиям, закреплённым юридическими нормами. Категория экологической безопасности закреплена Конституцией РФ (ст. 72), Федеральным законом «О правительстве Российской Федерации» (ст. 18), законами «О безопасности» (ст. 13), «Об охране окружающей среды» (ст. 1), иными нормативными, правовыми и международными актами. Анализ наиболее известных научных трактовок сущности категории «экологическая безопасность», базирующихся на ее представлении как «состоянии защищённости», проведён в работах В.И. Данилов-Данильян, М.Ч.Залихванов, К.С. Лосев отмечают, что по своему генезису источники, условия и факторы, сопутствующие опасности, имеют естественно-природное, техногенное и социальное происхождение. Анализ приведённых формулировок показывает, что в них рассмотрены источники техногенной опасности для любого защищаемого объекта, в первую очередь – для окружающей среды и населения.

В то же время Н.Ф. Реймерс отмечал, что наступил момент, когда на человека действует изменённая им природа, представляющая экологическую опасность. «Источники экологической опасности – это природные объекты с физико-химическими, биологическими характеристиками и

свойствами, изменёнными вследствие природных явлений и стихийных бедствий, техногенных аварий и катастроф, длительной хозяйственной деятельности, способные привести к возникновению факторов опасности». Это положение Н. Ф. Реймерса развито Г. П. Серовым, который сформулировал определение экологической безопасности предприятия как состояние защищённости от техногенной и экологической опасности. Техногенная опасность обусловлена воздействием хозяйственной и иной деятельности на природную среду, экологическая – воздействием стихийных природных явлений, а также загрязнённой и изменённой природной среды на предприятие, включая угрозу необеспеченностью ресурсами. Такая трактовка позволяет чётко расставить акценты в анализе экологической безопасности и ее обеспечении, устранить смешение или подмену этих понятий, имеющих место в научной литературе, законодательных и нормативных актах. В общем виде взаимосвязь техногенной и экологической опасности может быть представлена схемой (рис. 1.6).

Обеспечение экологической безопасности должно включать систему мероприятий по защите от внешних воздействий, в том числе чрезвычайных ситуаций природного характера, техногенного воздействия промышленных предприятий при штатном и аварийном режиме эксплуатации, и воздействия загрязнённой и изменённой природной среды. В основе экологизации производственных ресурсных циклов (РЦ) лежит ресурсосбережение, основанное на передовых технологиях переработки полезных компонентов (ПК), и их движение от первичного состояния к потребителю в виде готовой продукции и дальнейшее использование в последующих циклах. Пути ресурсосбережения (табл.1.1) показывают, что в основу рационального природопользования (РПП) положено максимальное сбережение ресурсов на всех стадиях производства и использования.

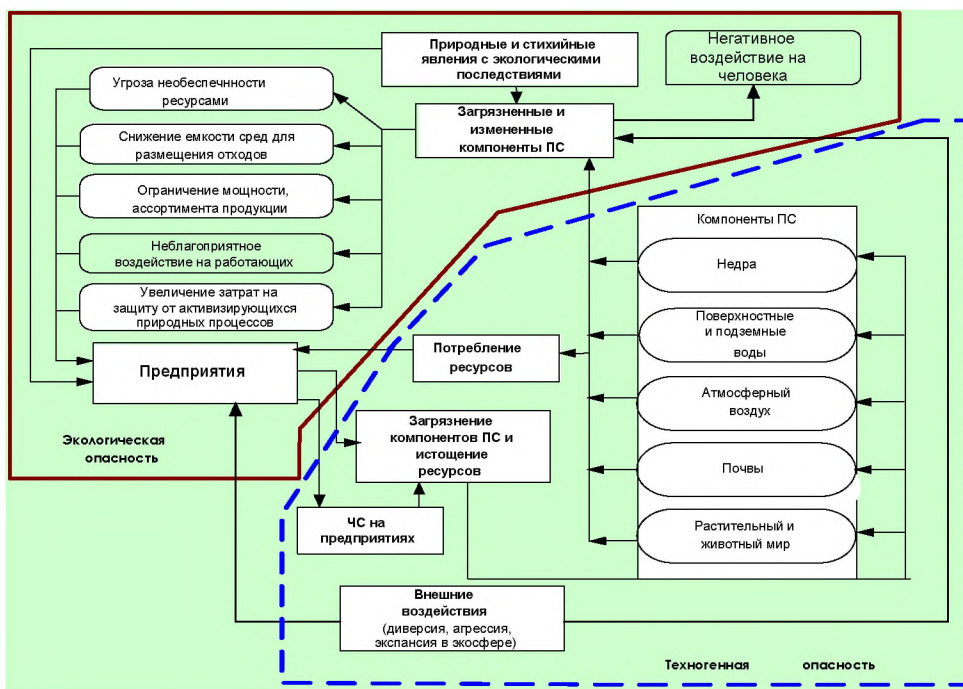


Рисунок 1.6 - Взаимосвязь техногенной и экологической опасности

Природные компоненты выступают лишь начальным или промежуточным звеном в длинной цепи РЦ, которая связывает природу и продукцию производства, поступающую к потребителю, а для последнего неважно, сколько первичного ПК было использовано при изготовлении. Поэтому производство должно исходить не из ПК, т. е. не от того, сколько их можно использовать, а от количества тех ПК, которые дойдут до потребителя в составе готовой

продукции. Таким образом, оптимизация взаимодействия факторов роста производства, их комбинирование позволяет снизить нагрузку на ПК, а значит, на природу. Только с учётом такой взаимозаменяемости факторов, с точки зрения экономического и экологического подхода, определяются реальные потребности общества в ПК.

Ресурсосберегающая технология предполагает, что производство и реализация конечных продуктов выполняется с минимальным расходом вещества и энергии на всех стадиях РЦ. При этом воздействие на природные системы и человека должно быть минимальным. Здесь же выдвигается требование полного учёта расходов первичных компонентов природы на промежуточных этапах их переработки, транспортировки, хранения, отнесённых на единицу производимой продукции.

Таблица 1.1
Пути ресурсосбережения

Направление	Путь
Внедрение ресурсосберегающих технологий	«Безотходная» Малоотходная Новая техника Повышение выхода продукции Снижение ресурсоёмкости Удлинение срока службы продукции
Взаимозаменяемость ПК	Материалы-заменители Материалы экономичные Нетрадиционные источники энергии Повышение качества продукции
Экономико-математические методы	Задачи линейного и динамического программирования: раскрой, смесь, распределение, транспортирование, Эколого-экономическое моделирование Балансы
Экономия ПК	Интенсификация использования Комплексное использование Использование вторичных ресурсов Уменьшение потерь и отходов Снижение норм расхода и т. д.

Основными целями государственной политики в области недропользования являются обеспечение воспроизводства и эффективного освоения минерально-сырьевой базы России, организация рационального и комплексного использования минерально-сырьевых ресурсов в интересах нынешних и будущих поколений граждан РФ]. В своей концептуальной статье «Возможности минерально-сырьевого потенциала России» ректор Санкт-Петербургского горного университета проф. В.С. Литвиненко отмечает, что «...огромное значение для нашей страны приобретают проблемы разработки и внедрения новейших организационно-технологических мероприятий и ресурсосберегающих технологий по всему циклу – от добычи через обогащение, металлургический передел до производства конечной продукции, а также использования вторичного сырья».

Геоэкологические последствия промышленного производства складываются в форме своеобразной пирамиды, в основании которой находятся добыча и обогащение сырья. Менее 10% достигает следующей стадии - стадии переработки. Геоэкологическое воздействие промышленности охватывает всю технологическую цепочку, причём, на каждой стадии необходима организация размещения и переработки отходов. Для борьбы с неблагоприятными

геоэкологическими последствиями существуют два принципиальных подхода: управление загрязнением на конечной стадии производства; системная перестройка производственного цикла. Первый подход приемлем как временная мера, поскольку не решает возникающих геоэкологических проблем. Второй принципиальный подход может осуществляться за счёт экономии сырья, материалов и энергии; увеличения степени использования промышленных продуктов; полного извлечения полезных продуктов из промышленных отходов. Современное природопользование развивается с применением ресурсосберегающих технологий, позволяющих не только максимально извлекать все имеющееся в ресурсе компоненты, но и сводить к минимуму техногенную нагрузку на окружающую среду. Тем не менее, к настоящему времени накоплено огромное количество различных отходов, которые следует рассматривать как техногенное сырьё. Поэтому выделение в качестве основных объектов исследования горно-перерабатывающих предприятий как производств, определяющих основание геоэкологической пирамиды, является достаточно обоснованным.

Отечественная промышленность все эти годы развивалась без учёта необходимых экологических норм и требований, практически не использовались ресурсосберегающие, малоотходные технологии, эффективно работающие очистные сооружения.

Н.Ф. Реймерс определил рациональное природопользование как систему деятельности, призванную обеспечить экономную эксплуатацию природных ресурсов и наиболее эффективный режим их воспроизводства с учётом перспективных интересов развивающегося хозяйства и сохранения здоровья людей. Таким образом, рациональное природопользование - это высокоэффективное хозяйствование, не приводящее к резким изменениям природно-ресурсного потенциала, к которым социально - экономически не готово человечество, и не ведущее к глубоким переменам в окружающей человека природной среде, наносящим урон его здоровью или угрожающим самой его жизни.

Программа ООН по окружающей среде и развитию (ЮНЕП) ещё с середины 1970-х годов широко использовала понятие «развитие без разрушения» (development without destruction). В дальнейшем возникло понятие экоразвития (ecodevelopment) как экологически приемлемого развития, ориентированного на минимизацию негативного воздействия на окружающую среду. В докладе «Всемирная стратегия охраны природы», представленном в 1980 г. Международным союзом охраны природы и природных ресурсов, подчёркивалось следующее: для того, чтобы развитие было устойчивым, следует учитывать не только его экономические аспекты, но и социальные и экологические факторы. Особенно широко в 80-е годы эти проблемы обсуждались в трудах учёных исследовательского института в США «World watch».

В отечественной научной литературе установлена связь устойчивого развития со становлением ноосферы (сферы разума). Чтобы человечество могло выжить, ему необходимо вписаться в естественные циклы (кругооборот) биосферы, создав индустриальные биохимические циклы.

Как известно, освоение месторождений полезных ископаемых, включающее, главным образом, добычу, переработку и обогащение руд, относится к приоритетным отраслям промышленности, поэтому задача оценки влияния предприятий горнопромышленного комплекса на деформацию природной среды имеет первостепенное значение не только для сохранения природных экосистем, но и для экологически безопасного развития горной промышленности. В то же время, применение системного подхода при оценке экологичности ГПП позволяет выявлять и учитывать наиболее значимые факторы горного техногенеза, нейтрализация которых может послужить основой при формировании региональной экологической политики.

Общий подход к оценке экологичности промышленных предприятий основывается на анализе системы взаимодействия “производство – природные экосистемы”, где в качестве

основных направлений взаимодействия подсистем, обеспечивающих функционирование системы в целом, выделяются следующие:

- а) уровень природопользования;
- б) уровень экологизации производства;
- в) уровень природоохранной деятельности.

Под уровнем природопользования (имеется в виду «рациональное природопользование») понимается совокупность всех форм эксплуатации природных ресурсов, призванных обеспечить экономное расходование ресурсов и условий, а также мер по их сохранению, т.е. сохранения экологического баланса природных систем. Уровень природопользования является определяющим направлением в недропользовании, т.к. определяет и обуславливает необходимые уровни обеспечения условий экологизации производства и природоохранной деятельности.

Требования оптимизации экологичности освоения месторождений полезных ископаемых разрабатывались многими исследователями и касались основных принципов рационального использования минеральных ресурсов, снижения степени нерешённости природного ландшафта и были направлены на решение следующих задач:

- а) комплексности переработки добытой горной массы;
- б) безотходности производства;
- в) полноте и комплексности извлечения полезных компонентов из добытой рудной массы;
- г) предотвращению потерь минерально-сырьевых ресурсов на всех этапах производства;
- д) максимальному использованию промышленных отходов в народном хозяйстве и т.д.;
- е) предотвращению загрязнения природных систем и снижению потребления сопряжённых ресурсов (вода, земли и др.).

Эффективное природопользование вообще, и недропользование в частности, достигается реализацией экосистемного подхода, предусматривающего применение прогрессивных способов экологизации производства в сочетании с учётом основных свойств ландшафтов, особенно их интегральной устойчивости к антропогенным воздействиям.

Окружающая природная среда обладает свойствами самоочищения и самовосстановления, т.е. определённой экологической ёмкостью, потенциал которой определяется конкретными природными условиями. Соответственно, экологическая ёмкость экосистем имеет свои пределы по отношению к оказываемым техногенным воздействиям, и нарушение этого соотношения приводит к снижению безопасности горного производства как для сохранения биологического разнообразия на экосистемном уровне, так и сохранения природно-ресурсного потенциала в целом.

Приоритетной целью экологизации производства в аспекте охраны окружающей природной среды является достижение максимальной малоотходности предприятий, а способом ее достижения – разработка и внедрение малоотходных и безотходных, менее энергоёмких технологий добычи и переработки рудной массы, формирование замкнутых технологических циклов. Необходимо создавать и внедрять технологии освоения месторождений полезных ископаемых по аналогии с процессами природных систем, позволяющих вписать горное производство в природный геохимический цикл, превратив его тем самым в геохимически замкнутую природно-производственную систему. К сожалению, в настоящее время эта интересная и, несомненно, прогрессивная идея далека от практической реализации и пока может служить лишь творческим утешением для исследователей будущих времён.

Проблема отходов едва ли не сложнейшая в России, где на свалках, хранилищах, полигонах скопилось почти 100 млрд. т. твёрдых отходов, т.е. почти 700 т. на каждого жителя. Из всей этой массы только 5% идёт на мусороперерабатывающие заводы, остальное складывается. Особенно опасны отходы, содержащие тяжёлые металлы, вредные химические вещества и

пестициды. Всего в России уровень накопления отходов составляет 10-15 т на одного человека в год, в том числе токсичных -1 т. Степень утилизации отходов не превышает 10-25 % всех отходов.

Техносфера представляет собой совокупность искусственных объектов, созданных целенаправленной деятельностью человека и природных объектов, изменённых этой деятельностью. Техносфера является составной частью ноосферы. Любой природный ресурс обладает тем или иным потенциалом, который может быть вовлечённым в производственный процесс. Размер этого потенциала определяется возможностью комплексного использования природного ресурса, а также его возобновляемостью или не возобновляемостью. Степень комплексности использования природного ресурса, т.е. уровень его общей переработки, выражается в характере и размере отходов производства и потребления.

Для разработки конкретных мероприятий по обеспечению рационального природопользования необходимо рассмотреть ресурсные циклы, и прежде всего их структуру. Под ресурсным циклом понимают обмен веществом, энергией и информацией между природными системами, а также природой и обществом. В соответствии с этим можно выделить три вида ресурсных циклов, каждый из которых имеет свои специфические особенности: биогеохимический (природный), природно-техногенный и техногенный. Биогеохимический ресурсный цикл - круговорот химических веществ между органической природой и неорганической - обладает свойством самоподдержания и саморегуляции без корректирующего воздействия со стороны человека. Техногенные ресурсные циклы связаны с загрязнением окружающей среды.

В настоящее время возникла необходимость переоценки имеющихся геологических материалов в связи с разработкой новой концепции коренной перестройки горно-металлургического и горно-химического производства. Суть ее объясняется выражением «процесс к сырью» и сформирована учёными Института металлургии им. А.А. Байкова РАН. С учётом этой концепции все большее признание должны получить комплексные руды, поскольку из 1 м³ рудной массы можно получить больше полезных продуктов при существенно меньшем разорении среды. Меняется методологический подход к оценке сырья – определяющее место в нем все больше будут иметь генеральные схемы их комплексного использования, т.е. научно- производственные и технологические системы, подобранные таким образом, чтобы обеспечивался максимум товарной продукции из кубометра горной массы, максимум коэффициента использования сырья, когда отходы одних переделов являются сырьём других. При разработке научно-обоснованной концепции создания ресурсосберегающих технологий комплексной эффективной переработки минеральных ресурсов необходимо:

- проведение циклов геоморфологических, экологических, технологических и социально-экономических исследований;
- проведение исследований по разработке технологических схем с максимальным использованием рудного вещества и др.

Таким образом, из анализа литературных источников, определены основные пути научно-технического прогресса в природопользовании:

- повышение степени извлекаемых полезных компонентов (ПК) из природной среды;
- комплексная переработка и утилизация всех ПК по РЦ;
- сокращение потерь ПК при их доведении до потребителя;
- совершенствование структуры потребления ПК.

1.2 Классификация отходов горно-металлургического комплекса

Сложившаяся в горнопромышленном комплексе структура отходов по их видам и источникам дает возможность целенаправленной оценки техногенных образований с точки зрения создания дополнительной МСБ для обеспечения базовых отраслей экономики страны.

В горнодобывающем производстве России накоплены десятки миллиардов тонн вскрышных пород, миллиарды тонн хвостов обогащения и сотни миллионов тонн металлургических шлаков. Состав и свойства получаемых в процессе отработки месторождений отходов связан с составом и свойствами первичных руд. Так, в отходах соответствующих ГОКов и предприятий черной металлургии ориентировочно содержится более 170 млн. т железа, наибольшее количество которого находится в добытых некондиционных рудах Михайловского, Стойленского и Лебединского ГОКов, шлаках Нижнетагильского, Череповецкого и Липецкого металлургических заводов. При этом не извлекаются и также остаются в отходах медь, цинк, свинец, сера, кобальт, фосфор, алюминий, ванадий и редкие металлы.

Огромные запасы полезных компонентов содержатся в техногенных отходах, возникающих при добыче, обогащении и переработке продуктов обогащения руд многих цветных и редких металлов.

В хвостах обогащения руд цветных металлов доля неизвлеченных компонентов от их количества в исходной руде составляет соответственно (средние и максимальные значения), %: олова – 35 и 58; вольфрама – 30 и 50; цинка – 26 и 47; свинца – 23 и 39; молибдена – 19 и 53; меди – 13 и 36; никеля – 10 и 25. Показатель извлечения основных полезных ископаемых в России составляет 65-78 %, а попутных элементов (в цветной металлургии) – от 10 до 30 %.

Ещё в меньшей степени извлекаются попутные компоненты при переработке комплексных руд. Так, при обогащении медных руд теряются 34 % цинка, 28 % свинца, 51 % молибдена, 45 % магнетита, до 44 % золота, до 26 % серебра, а также значительная доля редких и редкоземельных элементов. На обогатительных фабриках, перерабатывающих вольфрам-молибденовые руды, не извлекаются от 22 до 60 % меди, до 81 % висмута, до 62 % тантала, а также золото, серебро и другие элементы.

Примером ценности горнопромышленных отходов могут служить техногенные отходы медной подотрасли Урала, в которых среднее содержание меди (0,34-0,37 %) в отвалах некондиционных руд, хвостах обогащения и шлаках медных заводов близко к кондиционным (0,35-0,5 %).

Учитывая неравномерность распределения меди в техногенных отходах (от 0,08 до 1,88 %), можно считать, что их определенная часть вполне конкурентоспособна по сравнению с коренными рудами.

В медных рудах Урала помимо меди содержится еще 15 других ценных компонентов (Zn, Pb, S, Au, Ag, Bi, Cd, Ge, Re, Sn, Se, Te, Ni, In, Sb). Кроме того, в шлаках содержится до 30 % и более железа, которое из них не извлекается.

Наибольшую ценность в хвостах обогащения уральских руд представляют сера (30-50 % общей стоимости хвостов), драгоценные металлы (25- 45 %), медь (10-20 %) и цинк (10-15 %).

В целом на Урале ежегодно образуется около 5 млрд. т различных отходов, в том числе 6,5 млн. т хвостов обогащения медных и медно-цинковых руд. Всего в регионе накоплено свыше 220 млн. т хвостов обогащения, складировано свыше 110 млн. т медных шлаков, содержащих в среднем 0,37 % меди, 2,29 % цинка и 0,98 % серы, а также более 7 т золота и 150 т серебра, 23 тыс. т висмута и 8 тыс. т кадмия. В отработанных и законсервированных хвостохранилищах уральских обогатительных фабрик находится более 46 млн. т отходов, содержащих 0,33 % меди, 0,5 % цинка и 28,2 % серы.

Аналогичные результаты анализа состава отвалов некондиционных руд характерны и для многих других районов и типов рудных месторождений. В частности, отвалы и хвосты медно-никелевых руд Норильского рудного узла содержат промышленные, с точки зрения современных технологий переработки, концентрации платиноидов, золота и серебра, которые ранее извлекались лишь частично. Невершенная технология извлечения металлов платиновой группы из комплексных руд Норильского района привела к переходу значительного количества платиноидов в хвосты и промпродукты.

Велики потери металлов при добыче и обогащении руд, а следовательно, весьма значительны их запасы в техногенных месторождениях вольфрамомолибденовой подотрасли горно-добывающей промышленности. Например, на крупнейшем Тырныаузском комбинате, осуществляющем добычу и переработку вольфрамовых руд, кондиционными считаются руды с содержанием триоксида вольфрама, превышающим 0,1 %. В хвостах флотации его содержание превышает 0,04 %. На долю кондиционных руд приходится всего 13,5 % всей добытой горной массы. В этих рудах содержится лишь 34,6 % полезного компонента. Некондиционные руды (86,5 % добытой горной массы) уходят в отвал, унося с собой 65,4 % металла, содержащегося в эксплуатационном блоке. Таким образом, уже первая стадия добычи коренных руд связана с огромными потерями полезного компонента.

В целом на обогатительных фабриках вольфрам-молибденовой подотрасли накоплено значительное количество хвостов флотационного и флотационно-гравитационного обогащения, которые содержат около 400 тыс. т молибдена и более 100 тыс. т вольфрама. Из общего объема лежалых молибденсодержащих хвостов более половины составляют хвосты с промышленным содержанием молибдена 0,012-0,02 %, в остальной массе содержание молибдена менее 0,005 %.

Большие перспективы связаны с переработкой техногенных месторождений драгоценных металлов – золота, серебра, платины, а также алмазов.

Существующие оценки суммарных запасов металлов в хвостах обогащения и шлаках ряда предприятий России, по-видимому, несколько занижены, так как подсчитаны по балансовым данным последних лет работы предприятий. В первые годы эксплуатации многих месторождений извлечение полезных компонентов из руд было значительно ниже достигнутого в настоящее время, а руды были богаче, и в хвостохранилища уходили отходы, содержащие до 1 % и более меди, от 1,0 до 1,5 % цинка. Комплексность использования руд не превышала 40 %.

По ориентировочной оценке в отходах медной, свинцово-цинковой, никель-кобальтовой, вольфрамомолибденовой, оловянной, алюминиевой подотраслей промышленности содержится более 8,0 млн. т меди, 9,0 млн. т цинка, 1,0 млн. т свинца, 2,5 млн. т никеля, 33,5 млн. т Al_2O_3 , 600 тыс. т олова, 200 тыс. т молибдена, около 1 тыс. т золота и 12 тыс. т серебра. Резервы полезных компонентов в накопленных отходах равноценны открытию многих новых месторождений.

Из наиболее крупных техногенных накоплений рудного минерального сырья могут быть выделены хвосты обогащения Гайского, Норильского, Салаирского, Учалинского и Солнечного ГОКов; шлаки металлургических заводов – Среднеуральского, Электроцинк, Печенганикель, Североникель; некондиционные руды Гайского, Сибайского и других ГОКов.

Суммарная ценность накопленных извлекаемых металлов в горно-промышленных отходах по ориентировочной оценке подчас сопоставима с ценностью потенциальных ресурсов минерального сырья в недрах и более чем в 4 раза превышает ценность идентифицированных ресурсов или известных запасов в недрах, которые пока не используются.

Несмотря на такой огромный ресурсный потенциал, горно-промышленные отходы в России используются лишь как сырье для стройиндустрии (не более 10 % годового объема их образования). В то же время за рубежом из горно-промышленных отходов с помощью

нетрадиционных технологий (различных видов выщелачивания) получают более 40 % годового объема меди, 35 % золота и значительную долю других металлов.

Множественность показателей, характеризующих техногенные объекты, предопределяет сложность классификации и типизации. К таким показателям можно отнести:

- условия образования;
- объёмы;
- вещественный состав;
- характер процессов, преобразующих первичное вещество;
- неоднородность влияния отдельных показателей на принятие технологических решений и экономических оценок и некоторые другие.

Техногенные месторождения по морфологическим признакам можно разделить на два типа:

1. Месторождения насыпные, представляющие собой холмы и терриконы. К этому типу относятся:

- терриконы угольных шахт и разрезов;
- отвалы рудников и карьеров руд цветных, чёрных и редких металлов, сложенные дезинтегрированными вскрышными и вмещающими породами, а так же убогими забалансовыми рудами;
- техногенные россыпи, образующиеся при разработке россыпных месторождений и из отходов золоторудных фабрик;
- шлакоотвалы цветной и чёрной металлургии.

2. Месторождения наливные, образующиеся при заполнении впадин земной поверхности.

Представителями этого типа являются:

- отходы обогащения руд (шламо- и хвостохранилища горнообогатительных фабрик);
- шламоотвалы цветной и чёрной металлургии;
- золо- и шлакоотвалы энергетического комплекса, возникающие при гидравлическом удалении золы и шлаков с теплоэлектростанций;
- шламоотвалы химических производств.

По составу техногенные месторождения подразделяются на 4 типа:

1. Породные техногенные месторождения, состоящие из природных горных пород и представленные глыбово-щебенистым материалом и шламо- и хвостохранилищами обогатительных фабрик.

2. Техногенные месторождения пирометаллургических процессов цветной и чёрной металлургии, сложенные шлами и шлаками.

3. Техногенные месторождения теплоэлектростанций, сложенные золой и шлаками ТЭС.

4. Техногенные месторождения химического производства (шлары).

По возможным областям использования техногенные месторождения подразделяются на 3 типа:

- Техногенные месторождения строительного сырья.
- Техногенные месторождения (по извлекаемому металлу) – медные, цинковые и т.д.
- Техногенные месторождения смешанного типа, т.е. пригодные для получения стройматериалов и металла.

Разработка месторождений первого типа обеспечивает освобождение площадей земли от техногенных отходов с последующей их рекультивацией, второго типа - позволяет осуществить доизвлечение металла, но не решает проблемы освобождения территории отвалов от отходов, так как вторичная переработка отвалов, учитывая низкое содержание в них полезных компонентов, практически даёт то же самое количество отходов.

Третий тип техногенных месторождений позволяет осуществлять и рекультивацию земель и доизвлечение металла.

По экологическому воздействию среди техногенных месторождений выделяют:

- неопасные, представленные горными породами и глыбовощебенистыми и щебенистыми шлаками цветной и чёрной металлургии, слабо разрушающимися в течение хранения;
- поражающие атмосферу и гидросферу, если они сложены окисляющимися или глинизирующимися породами, окисляющимися шлаками и шламами, пылящими шламами и высохшей пульпой хвостохранилищ.

В настоящее время терминология, классификация техногенных месторождений, критерии принадлежности их к тому или иному типу меняются и дополняются по мере углубления исследований и практических работ в области разработки техногенных месторождений.

Наиболее удобной представляется классификация техногенных месторождений, в основу которой положены условия их формирования, так как они определяют обычно и морфологию и вещественный состав и возможные области использования и экологическое воздействие на окружающую среду (рис. 1.7 и 1.8).

Пользуясь этой классификацией, можно оценить основные характеристики любого типа месторождений. Например, техногенные объекты горнодобывающих предприятий, возникающие при обогащении руд и представляющие собой хвостохранилища, относятся к месторождениям:

- наливного типа (морфологический признак);
- по составу – породные;
- по возможным областям использования – смешанного типа, т.е. пригодные для доизвлечения металла и получения стройматериалов;
- по экологическому воздействию на окружающую среду – поражающие атмосферу (пыль) и гидросферу (фильтрация вод хвостохранилищ через защитные дамбы).

Состав и строение техногенных объектов определяются целым рядом факторов, важнейшими среди которых являются:

- условия образования (добыча и обогащение руд и угля, переработка концентратов руд, сжигание угля и т.д.);
- состав исходного сырья (месторождения цветных и редких металлов, полиметаллические, железорудные и другие типы коренных месторождений);
- физико-химические и механические процессы климатического воздействия и выветривания отвалов. Они интенсивно окисляются, выщелачиваются и разрушаются, что приводит к изменению минералогического и вещественного состава техногенных отложений, выносу элементов и образованию ореолов рассеяния вокруг отвалов. Особенно это проявляется для отходов добычи и обогащения сульфидных руд, так как они при окислении и выветривании быстро разрушаются и переходят в окисленные минеральные формы, требующие при утилизации особых технологий извлечения полезных компонентов.

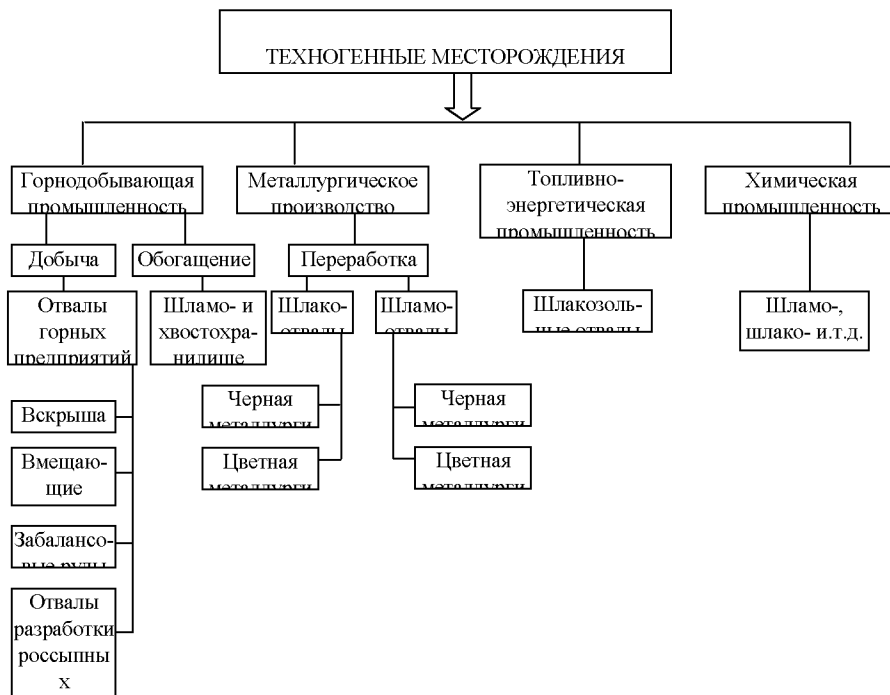


Рисунок 1.7 - Классификация техногенных месторождений

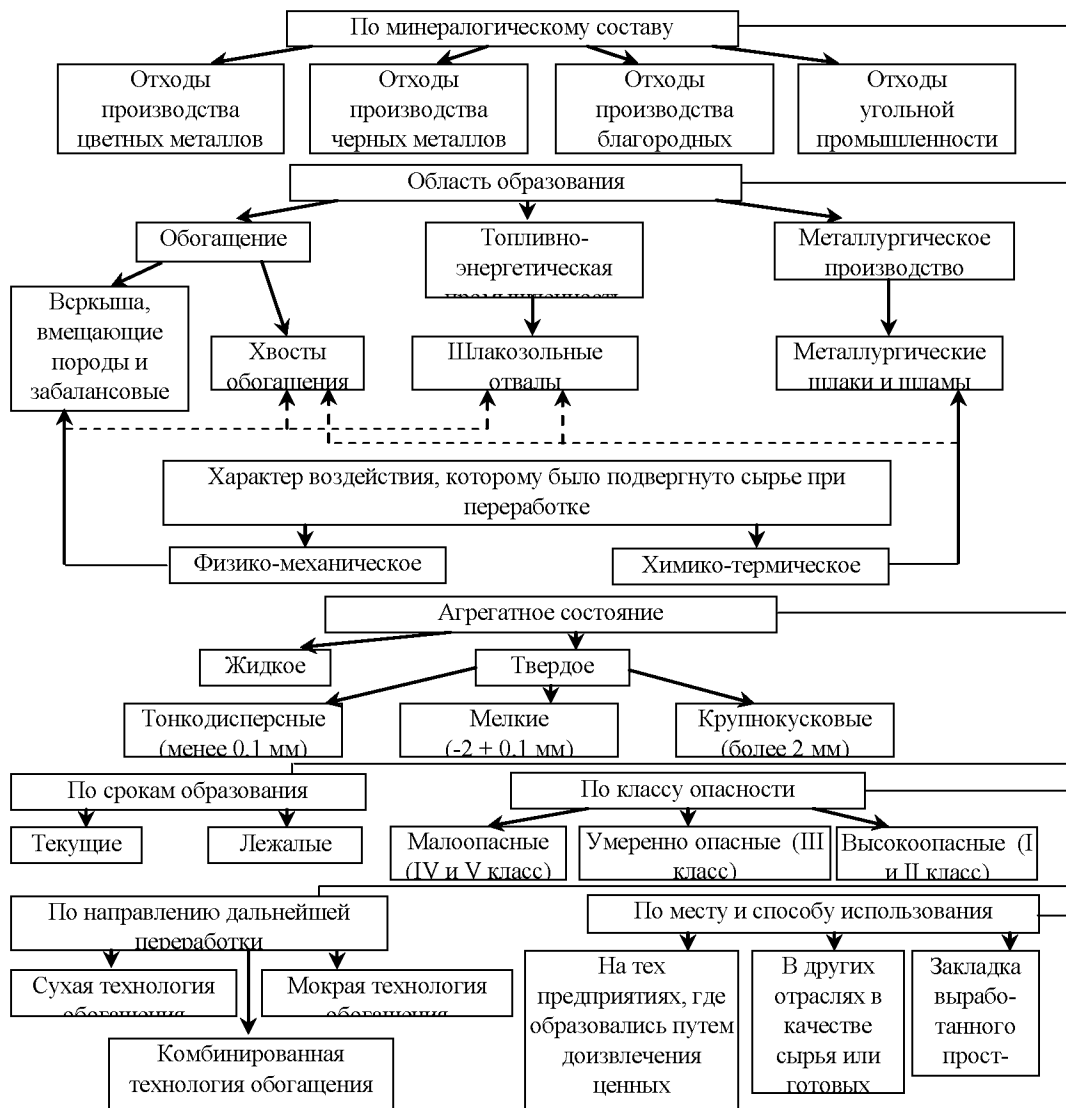


Рисунок 1.8 – Многофакторная классификация отходов горно - металлургического комплекса

ЛЕКЦИЯ №2 «КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ ГОРНОРУДНОЙ И МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТЕЙ»

Одним из крупных недостатков отечественной промышленности является ее высокая ресурсоемкость, обусловленная в том числе, низким уровнем использования вторичного сырья. Одна из причин – межотраслевые проблемы: нет общей системы вторичного использования и утилизации отходов, которая обеспечивала бы оборот отходов между отраслями.

Основные цели, достигаемые при вовлечении отходов в процесс рециклинга:

- снижение энергетических и экономических затрат на производство продукции по сравнению с продукцией из первичного сырья;
- снижение экологического ущерба за счет снижения добычи минерального сырья, заменяемого отходами;
- снижение экологического ущерба от захоронения отходов и уменьшение отчуждаемых земельных ресурсов.

Проблема обращения с отходами включает в себя ряд мероприятий, таких как:

- решение комплекса экологических и санитарно-гигиенических задач, связанных с размещением отходов путем радикального сокращения их образования и их возвращения в экономический цикл;
- увеличение объемов производства и расширение ассортимента продукции технического и культурно-бытового назначения, хозяйственного обихода и товаров народного потребления за счет вовлечения в переработку отходов;
- использование резервов мощностей основного и специализированного производства, реконструкция и расширение действующих и создание новых мощностей для обработки и переработки отходов производства и потребления;
- сокращение образования отходов путем внедрения малоотходных технологий;
- создание и внедрение новой техники и технологий в области использования, обезвреживания и размещения отходов;
- расширение рабочих мест путем создания производств по сбору, обработке и переработке отходов, а также по их обезвреживанию и экологически безопасному размещению и уничтожению;
- координация работы объединений и предприятий по комплексному использованию и размещению отходов;
- обеспечение концентрации финансовых средств, материальных ресурсов, интеграции производственного и научного потенциала.

В связи с развитием экономических механизмов регулирования природоохранной деятельности, все чаще применяются в тесной взаимосвязи с ними административные методы регулирования, к которым также относятся экологическое нормирование и стандартизация. Общепринятый термин «экологическое нормирование» обозначает совокупность проблем, связанных с определением нормы (емкости) экосистем, их антропогенных трансформаций и нахождением предельных величин нагрузок на них. В настоящее время экологическое нормирование находится на первоначальном этапе своего развития, представляя одно из основных направлений прикладной экологии. Нормирование и стандартизация являются важнейшими средствами управления качеством окружающей природной среды и природопользования, широко применяемыми как в отечественной, так и в зарубежной практике.

Экологические нормативы качества окружающей природной среды служат основой для установления размера платежей за выбросы (сбросы) загрязняющих веществ в окружающую

среду, размещения отходов и штрафов за превышение этих нормативов. Они влияют на экономические показатели предприятий, которые должны выбирать технологии, позволяющие соблюдать нормативы и поддерживать приемлемый уровень прибыльности.

Юридическим основанием для проведения работ по экологическому нормированию является глава 5 Федерального закона «Об охране окружающей среды» № 7-ФЗ. В этой главе юридически закреплены виды нормативов качества окружающей среды, нормативов допустимого воздействия на окружающую среду при осуществлении хозяйственной и иной деятельности, основные требования к ним государства, органы, их утверждающие, обязанности их выполнения и соблюдения, последствия их невыполнения. Снижение техногенной нагрузки на окружающую природную среду путем уменьшения удельного выхода отходов является одним из основных направлений развития различных отраслей промышленности. Требования к экологическому управлению и аудиту изложены в документах. До настоящего времени не существует общепринятого определения термина техногенный массив. Наиболее близким к целевой направленности работы является трактовка Пашкевич М.А.: техногенный массив – это геологическая структура, сложенная породой или наносами антропогенного генезиса, отличающаяся по своему составу (химическому, гранулометрическому, бактериологическому) и свойствам (физико-механическим, фильтрационным, сорбционными пр.) от фоновых пород, их вмещающих, форма и размеры которой определяются преимущественно технологическими процессами. Все техногенные массивы предлагается классифицировать на три группы (рис.2.1): насыпные и намывные массивы, техногенные наносы.

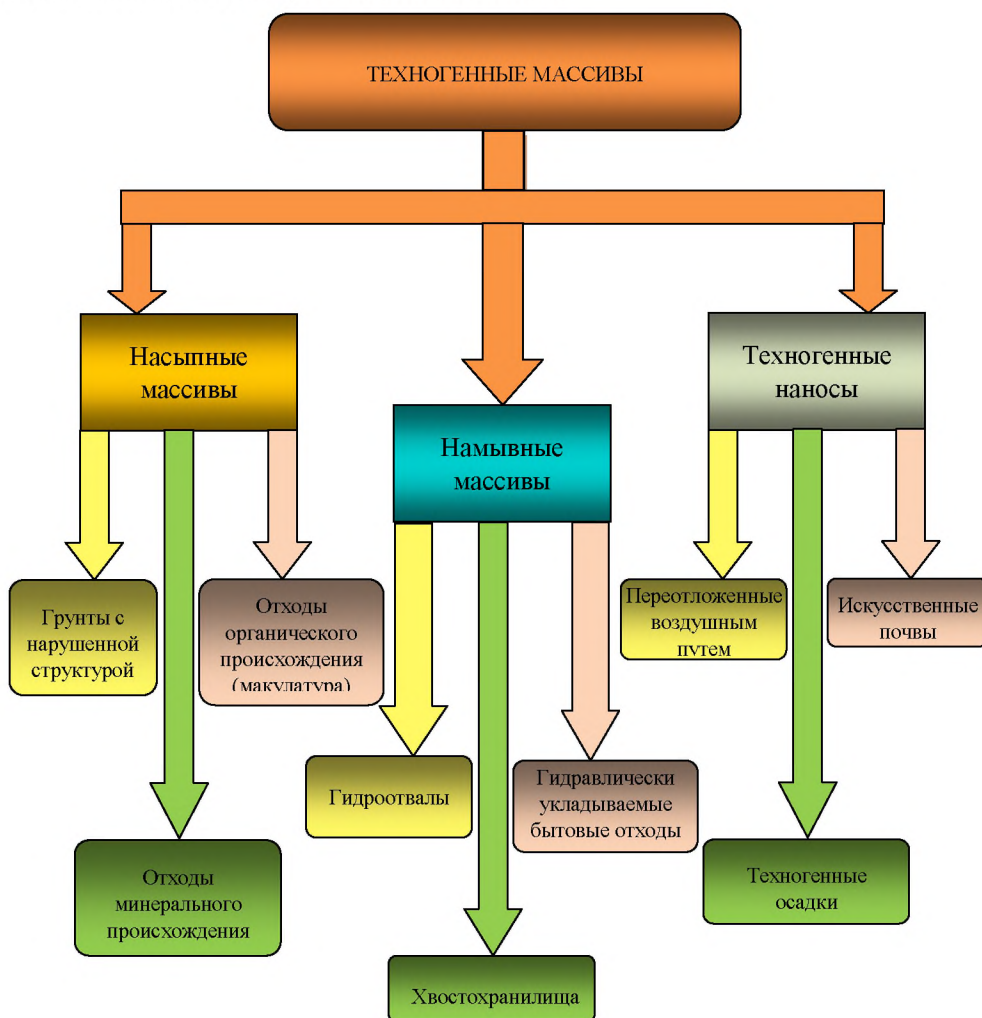


Рисунок 2.1 – Классификация техногенных массивов

Основу любой системы управления составляет нормативно–правовая база, определяющая алгоритм деятельности. В случае обращения с отходами таким алгоритмом служит экологическое (природоохранное) законодательство. Основным документом, регламентирующим природоохранную деятельность, является Федеральный закон N 7-ФЗ «Об охране окружающей среды». Правовое регулирование в области обращения с отходами осуществляется также законами и иными нормативными и правовыми актами субъектов РФ. Так, например, на территории Хабаровского края действует закон Хабаровского края N 146 «Об отходах производства и потребления». В Федеральном законе «Об отходах производства и потребления» сформулированы основные принципы государственной политики в области обращения с отходами.

Одним из приоритетных направлений деятельности в области управления обращением отходами является уменьшение их количества.

На настоящий момент Госстандартом РФ введены в действие ряд ГОСТов по обращению с отходами: межгосударственный стандарт ГОСТ 30773-2001 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Этапы технологического цикла. Основные положения»; межгосударственный стандарт ГОСТ 30772-2001 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Термины и определения»; государственный стандарт РФ ГОСТ Р 51769-2001 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Документирование и регулирование деятельности по обращению с отходами производства и потребления. Основные положения»; межгосударственный стандарт ГОСТ 30774-2001 «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Паспорт опасности отходов. Основные требования».

Происходящие в природе процессы могут способствовать удалению токсичных веществ из региона, изменяя их распределение в компонентах среды. К таким процессам относятся: испарение; перемещение ветром и атмосферными течениями частиц токсикантов или почвы, на которых адсорбированы вещества; сорбция веществ на взвешенных частицах в воде с последующим осаждением; перераспределение водорастворимых веществ дождями и движением грунтовых вод (рис. 2.2).

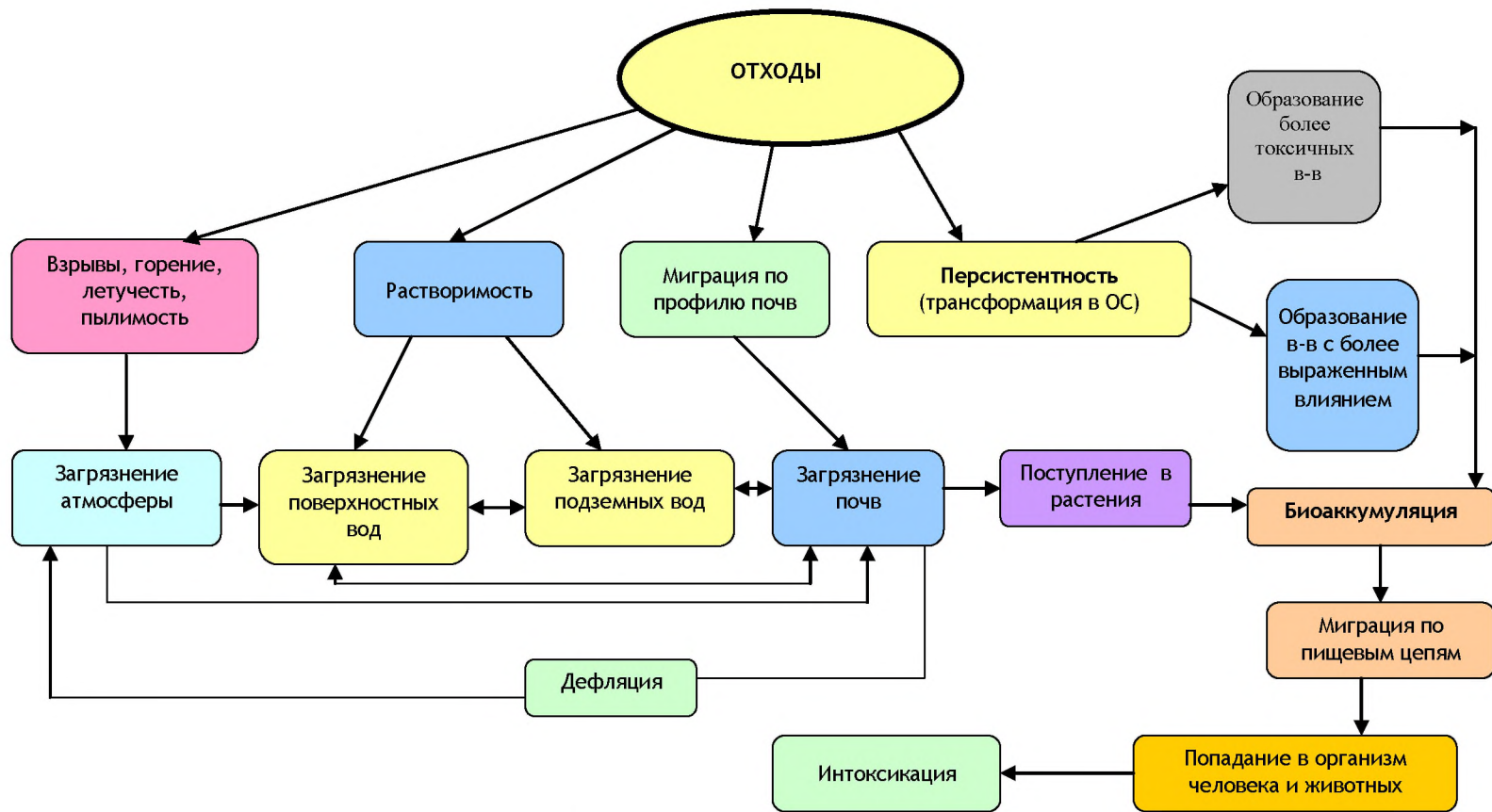


Рисунок 2.2 - Поведение отходов в окружающей среде

Определим систему управления отходами (СУО) как систему информационного взаимодействия между ее компонентами и окружающей средой, осуществляющей управление материальными и энергетическими потоками и обеспечивающая самоорганизацию эколого-технологической системы и ее устойчивое развитие при сохранении устойчивости биосферы. Объектами СУО являются компоненты экологической характеристики технологий (ЭХТ), образующие отходы или участвующие в процессах последующего обращения с ними. На основании сформулированных теоретических положений разработана схема управления отходами производства промышленного предприятия (рис.2.3), позволяющая выполнить задачу СУО, и предложены принципы формирования информационных потоков, определяющие практический механизм ее реализации.

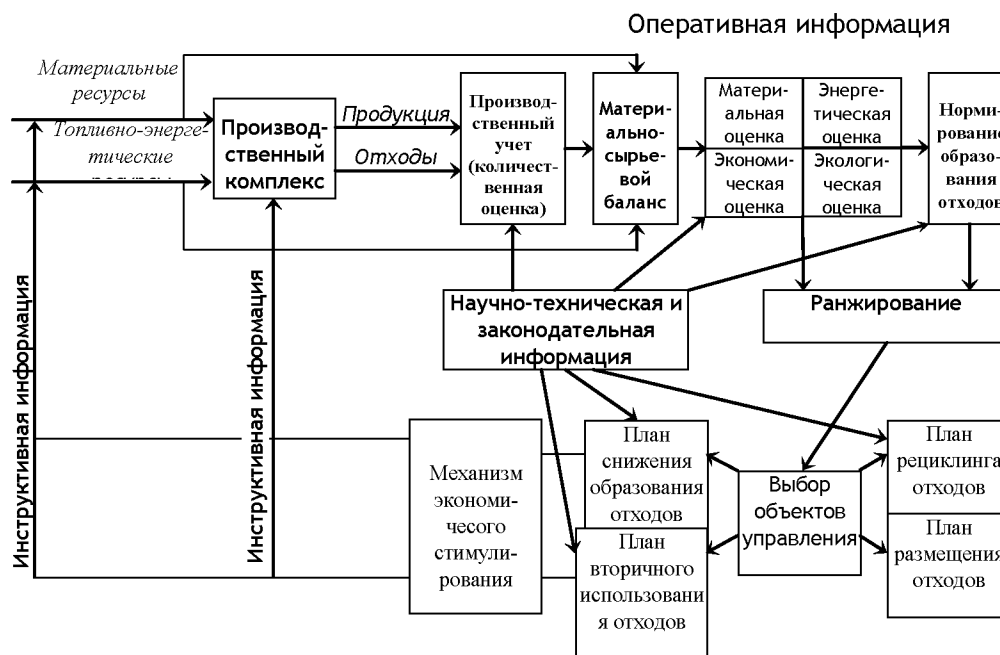


Рисунок 2.3 - Схема управления отходами производства промышленного предприятия

Схема управления отходами апробирована применительно к основным производственным компонентам ЭХТ.

Таким образом, оценка воздействия на окружающую среду – это процесс, способствующий принятию экологически ориентированного управленческого решения о реализации намечаемой хозяйственной и иной деятельности посредством определения возможных неблагоприятных воздействий, оценки экологических последствий, учета общественного мнения, разработки мер по уменьшению и предотвращению воздействий.

Недостаточная комплексность добычи и переработки полезных ископаемых приводит к потерям до 30 % учтенных в недрах запасов. Остается низким уровень утилизации вскрышных и вмещающих пород, отходов горного производства, в т.ч. и для получения высокоэффективных строительных материалов. Объем производства вскрышных и вмещающих пород по основным видам полезных ископаемых черной и цветной металлургии в 2001 г составил 112900 тыс. м³, а отходов обогащения 102600 тыс. м³, или 52,4% и 47,6% их общего количества. Фактически использовано 57400 тыс. м³, или 26,6% их общего производства, в т.ч. вскрышных и вмещающих пород 12,4% и отходов обогащения 14,2%. Использование отходов по основным направлениям составило:

- 10,7% для производства закладочных материалов и забутовки горных выработок;

- 72,2% для производства стройматериалов и отсыпки балласта промплощадок, автодорог, гидротехнических сооружений;

- 6,6 % для засыпки разрезов, внутренних отвалов и карьеров;

- 10% для иных нужд.

Объем производства нерудных строительных материалов в 2003 г. составил 211 млн. м³, в 2005 – 257 млн. м³. Стоимость нерудных материалов неуклонно растет, но основным фактом их роста являются железнодорожные тарифы, повышающие стоимость продукции в 1,3–3 раза.

Отмечено, что объем использования отходов на предприятиях цветной металлургии на порядок ниже, чем в черной металлургии. Использование отходов вскрышных и вмещающих пород связано в основном с производством стройматериалов. Но использование отходов обогащения в качестве закладочного материала и для иных целей влечет за собой рост безвозвратных потерь и снижает комплексность использования добытого сырья. При разработке россыпей ведется определенная работа по сбору и дополнительной переработке шлиховых продуктов, по внедрению новых технологий и приборов для улавливания тонкого и мелкого золота. Схема переработки шлихового материала с целью его комплексного использования приведена на рис. 2.4.

Внедряются «рудные» технологии, позволяющие включать в отработку хвосты гравитационного обогащения. Создавшиеся условия требуют принципиально новых технологических решений по реализации обогатительных процессов. Возникает необходимость разработки и внедрения инновационных технологий, обеспечивающих комплексность использования природных минералогических ассоциаций, включая вмещающие породы. Илесто-глинистые отложения отстойников промывных вод россыпных месторождений представляют собой особый вид техногенных месторождений, золотоносность которых пока еще плохо изучена. С другой стороны, эти мелкодисперсные осадки представляют концентрат узко классифицированной мономинеральной глинистой фракции, которая может выступать в качестве исходного сырья для нужд нерудной промышленности. Создавшиеся условия требуют принципиально новых технологических решений по реализации обогатительных процессов. Возникает необходимость разработки и внедрения инновационных технологий, обеспечивающих комплексность использования природных минералогических ассоциаций, включая вмещающие породы. Наиболее распространенные глинистые минералы могут быть классифицированы в соответствии со структурой на каолиновую, монтмориллонитовую и иллитовую (гидрослоуды) группы. Кроме того, во многих образцах глинистых пород важной составной частью могут быть минералы хлоритовой группы. Химические формулы глинистых минералов приведены ниже.

Каолинит	$Al_2(Si_2O_5)(OH_4)$.
Галлуазит	$Al_2(Si_2O_5)(OH_4)2H_2O$.
Пирофиллит	$Al_2(Si_2O_5)_2(OH)_2$.
Монтмориллонит	$Al_{1,67} \left\{ \frac{Na_{0,33}}{Mg_{0,33}} \right\} (Si_2O_5)_2(OH)_2$.
Слюда	$Al_2K(Si_{1,5}Al_{0,5}O_5)_2(OH)_2$.
Иллит	$Al_{2-x}Mg_xK_{1-x-y}(Si_{1,5-y}Al_{0,5+y}O_5)_2(OH)_2$.

Природа глин определяется главным образом химическим составом материнской породы, а также физическими и химическими условиями ее изменения. В частности, щелочные полевые шпаты имеют тенденцию превращаться в каолинит, ферромагнезиальные минералы, кальциевые полевые шпаты и вулканические пеплы обычно превращаются в монтмориллонит. В структуру каолинита обычно не входят никакие элементы кроме алюминия и кремния, тогда как в структуре

монтмориллонита, иллита и хлорита очень часто можно встретить другие элементы, например магний и железо.

Очень сильно на генезис глинистых минералов влияет рН среды, наблюдающийся в условиях того или иного месторождения. Так каолинит образуется преимущественно в кислой среде (например, в болотной среде насыщенной органическими кислотами или при окислении сульфидных минералов), в которой присутствующие основания имеют тенденцию переходить в раствор. Каолиниты также могут образовываться и в нейтральных условиях в таких местах, где сильное эффективное выщелачивание удаляет основания из горных пород. Если процессы выветривания способствуют переводу кремнезема в раствор, обогащая тем самым остающийся минерал глиноземом, то образование каолинитов ускоряется. Монтмориллонит легче всего может образоваться в нейтральной или слабощелочной среде. Он легко изменяется и обычно не сохраняется в старых геологических отложениях. Монтмориллонит структурно связан с иллитом и хлоритом и легко превращается в эти минералы, особенно в морских месторождениях, где наблюдаются повышенные содержания калия и магния. В целом изменения, которые имеют место в глинистых отложениях с момента их возникновения до полной литификации, благоприятно сказываются на образовании иллитов и хлоритов и исчезновении монтмориллонитов.

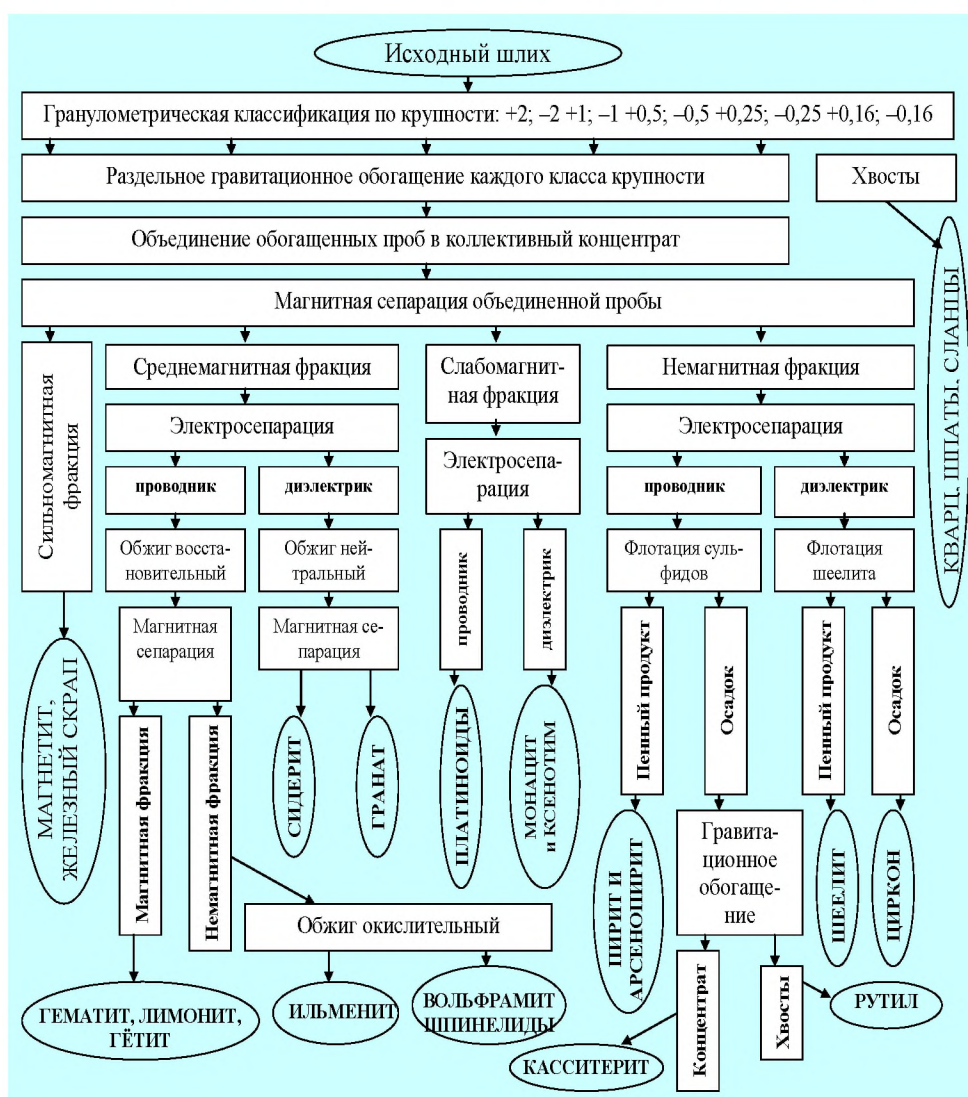


Рисунок 2.4 - Схема комплексной переработки шлихового материала

ЛЕКЦИЯ №3 «СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ПЕРЕРАБОТКЕ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ»

Комплекс технических и технологических решений, сопровождающих процессы обращения с отходами с момента их образования и до захоронения не утилизируемых компонентов, является основой управления в системе обращения с отходами.

Уменьшение объема образующихся отходов составляет генеральное направление решения проблем с отходами. В соответствии с концепцией интегрированной системы управления отходами (ИСУО) это направление рассчитано на долгосрочную перспективу и считается наиболее выгодной альтернативой традиционным способам борьбы с отходами, так как снижает затраты на хранение, сбор и захоронение.

3.1 Методика изучения технологических свойств техногенного сырья

Вопросы разработки и оптимизации технологических параметров при переработке техногенного сырья, в настоящее время, составляют предмет преобладающего количества научно-исследовательских работ, проводимых в России и за рубежом. Усовершенствуются и создаются новые варианты разнообразных аппаратов в процессах рудоподготовки, основных методов, традиционного, т.е. «механического» обогащения и химико-металлургической переработки. Для богатых, легкообогащаемых руд подобные исследования не представляют ни технологической, ни финансовой проблемы, такие руды обычно быстро и относительно легко вводятся в промышленную эксплуатацию. Техногенное сырье требует более глубокого изучения и разработки специальных способов и методов подготовки и обогащения.

Технологическое направление

Единство технологий, применяемых в горной промышленности при разведке месторождений полезных ископаемых, добыче их из недр и первичной переработке, определяется общей целью - концентрированием полезных компонентов.

Так как переработка техногенного сырья часто бывает нерентабельна, то целесообразно при разработке схем обогащения стремиться получать не только обогащенный концентрат, но попутно и другие пригодные для переработки продукты, например железо-, титаносодержащие и другие товарные продукты. Основные технологические направления:

Дезинтеграция и промывка

Наиболее простым методом обогащения является промывка, которая дает наилучшие результаты при обработке золотосодержащих песков. Они характеризуются наличием групп, контрастных по качеству и физико-механическим свойствам. Поэтому простая дезинтеграция материала в водной среде является основой классификации по крупности. Дезинтеграция песков в водной среде и механическое диспергирование специальными методами являются подготовительными операциями в ряде схем обогащения.

В процессах обогащения минерального сырья около 70% энергии расходуется на дезинтеграцию руды. Расход электроэнергии на эти процессы в зависимости от типа руд составляет от 20 до 60 кВт·ч/т. Причем, в ряде случаев, увеличение тонины помола не приводит к повышению степени раскрытия минералов, в то же время увеличивается количество тончайших частиц (<10 мкм).

Анализ основных потерь в процессах первичной переработки показывает, что 35-40% потерь связано со сrostками и 30-35% - с тонкими частицами менее 40 мкм. Для того чтобы снизить эти потери при переработке и так бедного техногенного сырья без образования сrostков и одновременно без излишнего переизмельчения неселективные 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 минеральных зерен в результате развития на их границах сдвиговых и растягивающих нагрузок. Эти способы реализованы в мельницах динамического самоизмельчения, конусных инерционных дробилках, газоструйных и пружинных мельницах для сверхтонкого измельчения («НПК «Механообр-техника»).

Гораздо более селективными являются механические способы, обеспечивающие разрушение по межфазным границам за счет образования микротрещин при электрохимической обработке пульпы или создании каналов пробоя при воздействии энергии ускоренных электронов или мощных электромагнитных импульсов.

Вследствие того, что большинство минералов и окислов обладают полупроводниковыми свойствами и электрохимически активны, была высказана гипотеза о возможности увеличения концентрации дефектов и ослабления связи на границе срастания минеральных зерен при наложении на измельчаемую руду электрохимических воздействий.

Проблема разделения минералов с близкими технологическими свойствами традиционно решается повышением селективности обогатительных процессов. Эти работы ведутся по пути синтеза реагентов, направленного действия для флотации, создания высокоэффективных флотомашин, выделения крупных и тончайших частиц (ИПКОН РАН, «НПК «Механообр-техника», ГНЦ «Гинцветмет», ИГД СО РАН, МГГУ, ИрГТУ, МИСиС и др.), применения высокоградиентных полей и магнитных систем, с повышенной индукцией электрических полей, высокой напряженности в инертной газовой среде; использования для разделения по плотности комбинированных воздействий с применением центробежного, магнитогидростатического, магнитогидродинамического и электрофизических эффектов («НПК «Механообр-техника», МГГУ).

Однако, для случаев, когда контрастность практически нулевая, например, при обогащении окисленных руд цветных металлов эти меры не дают результата.

На прочность сырья при его измельчении оказывают действие поверхностно-активные вещества (ПАВ). Под влиянием физической сорбции ПАВ на поверхности твердого тела наблюдается понижение его прочности (эффект Ребиндера). ПАВ, попадая в микротрещины, оказывает расклинивающий эффект, препятствуя их смыканию. На проявление эффекта Ребиндера большое влияние оказывают дефекты строения твердого тела. В местах дефектов имеется избыток свободной энергии, что вызывает более интенсивное взаимодействие молекул твердого тела и ПАВ. Механические условия измельчения также влияют на величину этого эффекта, который проявляется по-разному в зависимости от физико-механических свойств сырья и ПАВ, а также режима измельчения.

Энергия, расходуемая на дробление (измельчение), складывается из энергии на упругую деформацию разрушаемых зерен (рассеивается в окружающее пространство в виде тепла) и на образование новой поверхности (превращается в свободную поверхностную энергию измельченных зерен).

По закону Риттингера работа, затраченная на измельчение, пропорциональна вновь образованной поверхности.

Зерно в форме куба с ребром D разрушается на N кубиков с ребром d ($N = \frac{D^3}{d^3}$).

Площади поверхности первоначального S_1 и полученных S_2 кубов равны:

$$S_1 = 6D^2; S_2 = \frac{6d^2 D^2}{d^3}. \quad (3.1)$$

Площадь вновь образованной поверхности:

$$\Delta S = S_2 - S_1 = 6D^2(D/d - 1) = 6D^2(i - 1), \quad (3.2)$$

где i - степень измельчения.

Работа, затраченная на измельчение этого зерна, равна:

$$A = A_0 \Delta S = 6A_0 D^2 (i - 1) = K_R D^2, \quad (3.3)$$

где A_0 - работа, затрачиваемая на образование единицы новой поверхности, $K_R = 6A_0(i - 1)$.

Удельная работа, затрачиваемая на образование новой поверхности, зависит от природы материала, его крупности, степени и способа измельчения.

Закон Риттингера справедлив при таком измельчении, когда энергия расходуется в основном на образование новой поверхности, т. е. для высокой степени измельчения. Он не учитывает изменения сопротивления материала измельчению по мере уменьшения его крупности.

Когда на измельчение поступает материал массой G , состоящий из зерен различной крупности и формы; D и d - средние диаметры зерен до и после измельчения; во всех n стадиях степень измельчения одинакова и равна r , а общая степень измельчения $i = r^n$.

Работа, затраченная на измельчение материала массой G в отдельных стадиях согласно закону Риттингера, составит:

$$A_1 = K_R D^2 \frac{G}{\delta D^3} = K_R' D^{-1} G;$$

$$\begin{aligned}
A_2 &= K'_R D^{-1} Gr; \\
A_3 &= K'_R D^{-1} Gr^2; \\
A_n &= K'_R D^{-1} Gr^{n-1}
\end{aligned} \tag{3.4}$$

где δ - плотность материала, а $K'_R = \frac{K_R}{\delta}$.

Общая работа, затраченная на измельчение:

$$A = A_1 + A_2 + A_3 + \dots + A_n = K'_R G D^{-1} \times (1 + r + r^2 + \dots + r^{n-1}). \tag{3.5}$$

Сумма членов геометрической прогрессии со знаменателем r :

$$(r^n - 1)(r - 1)^{-1} = (D d^{-1} - 1)(r - 1)^{-1}.$$

Следовательно:

$$A_1 = K'_R G D^{-1} (D d^{-1} - 1)(r - 1)^{-1} = K''_R G (d^{-1} - D^{-1}), \tag{3.6}$$

где $K''_R = K'_R (r - 1)^{-1}$.

По закону Кирпичева-Кика расход энергии на дробление материала пропорционален его объему или массе. Работа, затрачиваемая на разрушение одного крупного куска материала при малой степени дробления, пропорциональна изменению его объема ΔV :

$$A = K \Delta V, \tag{3.7}$$

где K - коэффициент пропорциональности.

Так как ΔV пропорционально первоначальному объему куска V :

$\Delta V = K_1 V$, то

$$A = K K_1 V = K_2 V = K_K D^3 \tag{3.8}$$

или

$$A = K_2 V = K_0 \delta V = K_0 M f_B = \frac{(k-1)^2}{k^3}, \tag{3.9}$$

где K_K , K_1 , K_2 , K_0 - коэффициенты пропорциональности; D и M - диаметр и масса куска.

Уравнение (3.9) справедливо при дроблении крупных кусков с малой степенью дробления, когда энергией, расходуемой на образование новой поверхности, можно пренебречь.

Работа, затрачиваемая на дробление материала массой G , состоящего из N кусков одинаковой массы M , равна (по формуле Кирпичева - Кика):

$$A_G = AN = \frac{K_0 M G}{M} = K_0 M. \tag{3.10}$$

По закону Ребиндера работа A , затрачиваемая на измельчение материала, складывается из работ на его деформацию A_D и на образование новой поверхности A_S :

$$A = A_D + A_S = K \Delta V + A_0 \Delta S, \tag{3.11}$$

где K - коэффициент пропорциональности, равный работе, затрачиваемой на деформацию единицы деформируемого объема зерна; ΔV - изменение объема деформируемого зерна; A_0 - работа, затрачиваемая на образование единицы новой поверхности; ΔS - площадь поверхности, вновь образованной при измельчении.

По гипотезе Ребиндера процесс упругой деформации тела характеризуется появлением в нем новой поверхности (трещины). При предельной объемной концентрации в теле трещин наступает его разрушение. Между процессами упругой деформации и разрушения с точки зрения образования поверхности разницы не существует.

Приведенные выше для описания законов дробления формулы не могут быть использованы для расчета абсолютных значений работы дробления (измельчения), так как неизвестны значения коэффициентов пропорциональности. Эти формулы можно использовать при сравнительной оценке процессов дробления или для ориентировочного определения возможной производительности дробилки по известным опытным данным о работе какой-либо другой дробилки на той же руде. Для достижения эффективного разделения минералов необходимо произвести достаточно полное раскрытие их зерен.

Степенью раскрытия какого-либо минерала называется отношение его свободных (раскрытых) зерен к общему их числу. Это отношение выражается в процентах. Если физические свойства соприкасающихся в сростках минералов различны, а силы связи между ними слабее, чем внутри минералов, то при измельчении раскол происходит преимущественно по контакту сростания. Раскрытие минералов при измельчении сопровождается уменьшением крупности зерен полезного ископаемого и отделением зерен минералов друг от друга.

Классификация руд по раскрываемости основана на содержании (доли ед.) рудной фазы в сростках при времени измельчения навески руды 40 мин:

Весьма легкораскрываемые	<0,05
Легкораскрываемые	0,05 - 0,10
Среднераскрываемые	0,10 - 0,15
Труднораскрываемые	0,15 - 0,20
Весьма труднораскрываемые	0,20 - 0,25
Упорные	>0,25

Так же большую роль при дезинтеграции играет использование эффекта механической активации для повышения реакционной способности сырья.

Энергия активации характеризует меру избыточной энергии, которой должны обладать молекулы для осуществления химических взаимодействий. Молекулы, обладающие такой энергией, называются активными. Каждый процесс характеризуется определенным энергетическим барьером и для его преодоления требуется энергия активации – некоторая избыточная энергия (по сравнению со средней энергией при стандартных условиях), которой должны обладать молекулы для эффективного взаимодействия. Из уравнения Аррениуса следует, что константа скорости процесса тем больше, чем меньше энергии активации. Следовательно, наиболее активными будут те молекулы и молекулярные ассоциации, энергия активации которых минимальна. Анализ экспериментальных данных показывает, что при измельчении наиболее энергоемким будет класс –0,1 мм, причем увеличение времени измельчения свыше 30 минут нецелесообразно, т.к. практически не приводит к уменьшению энергии активации.

При измельчении (в результате ударов, трения) запас энергии твердых тел возрастает вследствие увеличения удельной поверхности твердого тела, а также деформации и частичного разрушения кристаллической решетки. Последнее приводит к высокой концентрации дислокаций и атомных дефектов. Степень разупорядоченности в поверхностных слоях может быть близка к таковой у аморфных тел. Запас энергии Гиббса у активированного вещества G^* выше, чем у идеального кристалла $G_{идеал}$, на величину ΔG^* :

$$\Delta G^* = G^* - G_{идеал}, \quad (3.12)$$

причем

$$\Delta G^* = \Delta G_{пов}^* + \Delta G_{деф}^*, \quad (3.13)$$

где $\Delta G_{пов}^*$ - избыточная поверхностная энергия; $\Delta G_{деф}^*$ - энергия образования дефектов решетки.

Из отношения

$$\Delta G^* = \Delta H^* - T\Delta S^*,$$

следует, что в тех случаях, когда избыточная энтропия ΔS^* невелика (кристаллическое состояние сохраняется, разупорядоченность решетки незначительна), избыточная энергия ΔG^* в основном определяется избыточной энтальпией ΔH^* . При высокой концентрации дислокаций и точечных дефектов структуры (дефекты по Шоттки, Френкелю и др.) избыточным значением энтропии ΔS^* нельзя пренебрегать. В этом случае избыточную энергию Гиббса ΔG^* можно рассчитать по экспериментальным значениям констант равновесия химической реакции, в которую вступают активированное и неактивированное вещества, по отношению

$$\Delta G^* = R T \ln \frac{K_p^*}{K_p}, \quad (3.14)$$

где K_p^* и K_p - константы равновесия реакции с активированным и стабильным веществом соответственно.

Избыточное значение энтропии определяется из выражения

$$\Delta S_T^* = S_0^* + \int_0^T \frac{C_p^* - C_p}{T} dT. \quad (3.15)$$

При совмещении механического воздействия с химической реакцией ход ее протекания можно изобразить схемой, приведенной на рис 3.1. При отсутствии механического активирования реакция не идет или протекает в очень малой степени (участок 1). После введения механического воздействия степень реагирования возрастает (участок 2), затем устанавливается стационарное состояние с постоянной (при данных условиях обработки) степенью реагирования (участок 3). После снятия механического воздействия степень взаимодействия быстро падает (участок 4).



Рисунок 3.1 - Схема процесса механохимикоактивации при измельчении (степень разупрочнения)

Динамика фракционного измельчения показывает, что при измельчении происходят физико-химические превращения. Механическое активирование приводит к нарушению целостности кристаллической решетки минералов, предопределяет выбор технологических схем или пути их усовершенствования для эффективной дальнейшей переработки (обогащения).

Флотационное обогащение

Одним из эффективных способов обогащения минерального сырья является флотационный. Оптимальный состав и расход реагентов определяется конкретным минеральным составом сырья и техническими условиями процесса обогащения.

Удовлетворительно извлекаются при флотации платиноиды с крупностью зерен от 30 до 100 мкм. Частицы размером свыше 100 мкм собирателем не удерживаются из – за большой массы. Для зерен крупностью менее 30 мкм препятствием для извлечения является наличие в пульпе большого количества шламовых частиц. Выход тонких частиц металлов платиновой группы (МПГ) (1 – 30 мкм) в концентрат увеличивается при использовании метода флотации в атмосфере азота, способствующего эмульгации пульпы и улучшению работы собирателей в отношении тонких частиц.

Одним из направлений переработки флотационных шламов – является применение «носителей», так называемая, ультрафлотация. Во флотационных машинах весьма часто наблюдается побочный процесс, заключающийся в **осаждении** на стенках камеры гидрофобных частиц, на этом процессе, называемом флотацией твердой стенкой, основано разделение тонких шламов (10 мкм и менее). Применение носителя или гидрофобных частиц флотационной крупности, избирательно взаимодействующих с извлекаемыми шламами, способствует образованию агрегатов, подвергающихся обычной пенной флотации. Исследованиями в области селективной флокуляции шламов с применением минерала – носителя доказано, что механизм взаимодействия шламовых частиц с сорбентом заключается во флокуляции частиц, покрытых собирателем, с преимущественным налипанием сверхтонких частиц на более крупные, и селективной флокуляцией образовавшихся агрегатов. Процесс флотации шлама с минералами – носителями связан с подбором и обработкой соответствующего сорбента, а также с изысканием способов его регенерации.

Введение в растворы ПАВ реагентов, одновременно выполняющих функции адсорбентов и собирателей (их можно называть флотационными носителями), не только примерно на 10 % повышает степень их выделения из раствора, но и на 1–2 порядка сокращает объем раствора, переходящего в пенную фракцию, что значительно облегчает дальнейшую переработку. Это обусловлено тем, что введение в растворы ПАВ носителя существенно увеличивает скорость синерезиса пены и тем самым создает необходимые условия для перехода пенной флотации в пленочную, которая более эффективна. Кроме того, время процесса флотации существенно сокращается (время флотационной обработки растворов всех исследуемых ПАВ в присутствии носителя составляет 7–10 мин). Исследования показали, что носитель должен вводиться в очищаемую воду в количестве, необходимом для практически полной адсорбции ПАВ, однако не превышающем то количество, которое необходимо для гидрофобизации его поверхности ПАВ, нужной для флотации. В качестве носителя используют гидрофобизированные крупные частицы какого-либо минерала (в том числе и флотируемого из данной руды), различные материалы, обладающие высокими сорбционными свойствами.

Носители могут быть использованы не только для флотации тонких частиц, но и для усиления их депрессии. Например, обработанный депрессорами зернистый сфалерит улучшает

депрессию ошламованных цинковых минералов при разделении медно-цинковых концентратов. Аналогичный эффект можно получить при разделении медно-свинцовых концентратов.

Магнитное обогащение

Магнитное обогащение техногенного сырья различного генезиса может применяться с предварительным обжигом или без него. Кроме того, в зависимости от характера среды различают сухой и мокрый способы магнитного обогащения. Этот способ обогащения чаще всего направлен на выделение попутно железосодержащего концентрата. Вместе с тем способ позволяет проводить и очистку от некоторых вредных примесей, например карбонатов, хрома и др.

Селективность и эффективность разделения материалов при магнитной сепарации возрастают с увеличением различия между их удельной магнитной восприимчивостью, однородностью поля сепаратора по величине магнитной силы и уменьшением диапазона крупности зерен в исходном материале. Для увеличения различия в удельной магнитной восприимчивости разделяемых минералов можно использовать предварительную магнитную обработку исходного материала или электрохимическую обработку пульпы перед ее магнитной сепарацией, не говоря уже о магнетизирующем обжиге исходной руды или материала.

Увеличение магнитной силы как за счет использования высокоградиентных сепараторов, так и за счет использования низко- и высокотемпературных сверхпроводников, позволяющих увеличить напряженность поля на порядок, позволяет повысить точность и эффективность разделения.

При магнитном обогащении сильномагнитных материалов, кроме магнитной восприимчивости частиц, важную роль играют также их коэрцитивная сила, остаточная индукция, размагничивающий фактор. От их значений зависит как образование флокул в поле сепаратора или намагничивающего аппарата, так и степень их сохранения после удаления из поля. Поэтому значительный интерес при переработке техногенного сырья представляют собой конструкции струйного и электромагнитного сепараторов с демагнетизацией материала после каждой ступени, сепаратора с вращающимся двойным магнитным полем, электромагнитного гидроциклона с концентратором магнитного потока, позволяющего в 8 – 9 раз снизить напряженность магнитного поля при обогащении магнитного сырья.

Гравитационный метод

Очень часто ценные компоненты и минералы пустой породы значительно отличаются по плотности друг от друга. Поэтому гравитационный метод обогащения техногенного сырья является весьма эффективным, а для россыпных месторождений платиноидов – основным. Нижний предел крупности зерен платиноидов, дающих удовлетворительное извлечение, составляет 0,05 – 0,1 мм (50 – 100 мкм). Ввиду того, что по сравнению с золотом платиновые минералы обладают большей плотностью и преимущественно округлой или таблитчатой формой зерен, извлечение их из россыпи при применении стандартных технологий (гидроэлеваторов, землесосов, отсадочных машин, гидроциклонов и концентрационных столов) всегда выше – более 95% (для золота 70 – 80%) при содержании МПГ в концентрате 70 – 95%.

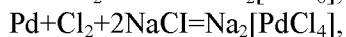
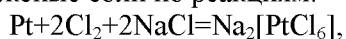
Извлечение МПГ из рудных образований осложняется наличием в продуктах дробления сростков платиноидов с легкими минералами, сходством гидравлических свойств мелких зерен платиноидов и крупных частиц малой плотности, а также довольно высоким содержанием шламов, препятствующих гравитационной дифференциации. Ввиду низкого извлечения из руд этот метод применяется только как составная часть технологического процесса обогащения. На месторождениях ЮАР гравитационный способ реализуется в цикле измельчения на гидроциклонах, концентрационных столах или отсадочных машинах, в результате чего получается сверхтяжелый концентрат, содержащий 20 – 25% МПГ при извлечении из него 30 – 50% от исходного сырья, и промпродукт, направляемый на флотацию и дальнейший передел.

При гравитационном обогащении платинометалльно – медно – никелевых норильских руд выход в шлихи составляет 23% для Pt и 2,5% для Pd. Отдельного гравитационного продукта МПГ здесь не получают. Поэтому крупные частицы платиноидов, не улавливаемые флотацией, подвержены технологическому рассеянию в хвостах и лишь по прошествии времени формируют в хвостохранилищах техногенные месторождения МПГ.

Химическое обогащение

Для обогащения техногенного сырья предложены и химические способы, основанные на обработке его щелочными или кислыми растворами. Такой процесс можно осуществлять как с предварительным обжигом, так и без него. Химические методы обогащения позволяют снизить содержание железа и лимитирующих примесей в низкосортном сырье.

Хлорирование. Обжиг в атмосфере хлора применялся к концентратам флотации из руд месторождения Потджиетерсруст рифа Меренского (Рустенбург, ЮАР) в 10 – 20 – х годах. Концентраты, представленные преимущественно сульфидами и арсенидами платиноидов и содержащие 250 – 340 г/т МПГ, поступали в печи для обжига. Обоженный концентрат смешивался с NaCl и поступал в печи для хлорирования. Хлорирующий обжиг концентрата проводился при температуре 500-600°C в течение четырех часов, расход хлора составлял 75 кг/т концентрата (например, при хлорировании золотых руд расход Cl составляет 1,5 – 3 кг/т). В присутствии NaCl платиновые металлы при действии хлора образуют растворимые в воде комплексные соли по реакциям:



Наличие NaCl препятствовало возгонке этих солей. Прохлорированный продукт выщелачивался слабым раствором соляной кислоты. При выщелачивании извлекались металлы платиновой группы (в виде хлороплатината, хлоропалладата и хлороиридата), а также медь и никель (в форме хлоридов). Из раствора, полученного в результате выщелачивания, проводилось последовательное осаждение: меди на известняк (при этом соосаждается около трети МПГ); платиноидов на цинковую пыль. Непрохлорированные крупные частицы платиноидов извлекались на концентрационных столах. Из первого продукта МПГ извлекались при электролизе меди; второй продукт - цинковый цементат, содержащий 60 – 80% МПГ, направлялся непосредственно на аффинаж. Общее извлечение МПГ путем хлорирования составляло 87%, а сквозное с учетом потерь флотации – 76%.

Метод хлорирования испытывался и для комплексных платиноме-галльно – медно – никелевых руд с содержанием МПГ 6 – 9 г/т. Извлечение МПГ при хлорировании составило 76 – 79%, а с гравитационным улавливанием крупных зерен платиноидов из кека хлорирования может быть увеличено до 83 – 85%.

Схожий технологический процесс используется на заводах Фолкэн –бридж (Канада) и Кристиансанн (Норвегия) при выщелачивании хлором никелевого фанштейна, поставляемого компанией "Фолкэн – бридж Никель Майнз".

Метод хлорирования применяется также на аффинажных заводах при переработке вторичного сырья – отработанных платино – палладиевых катализаторов, в процессе которого используется возгонка летучих хлоридов МПГ из исходного материала с переводом в хлоридовозгон 99% МПГ.

ЛЕКЦИЯ №4 «СОВРЕМЕННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ И ГРОХОЧЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО 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.

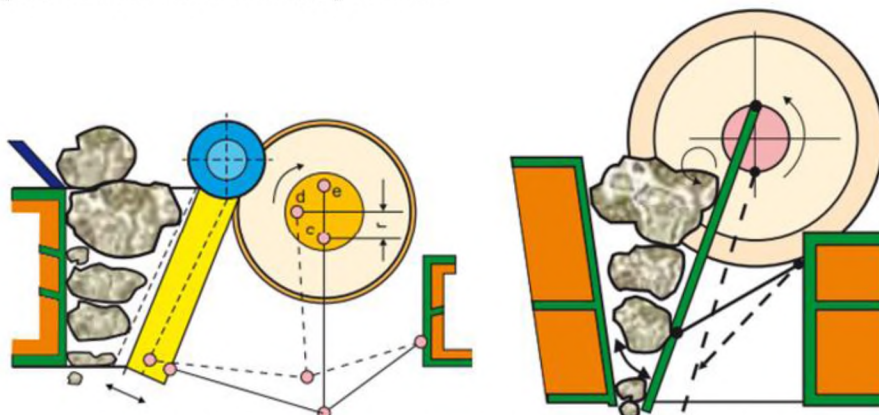


Рис. 4.1 Щековая дробилка с простым и со сложным качанием щеки



Рис. 4.2 Щековая дробилка внешний вид

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). 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 (рис. 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.

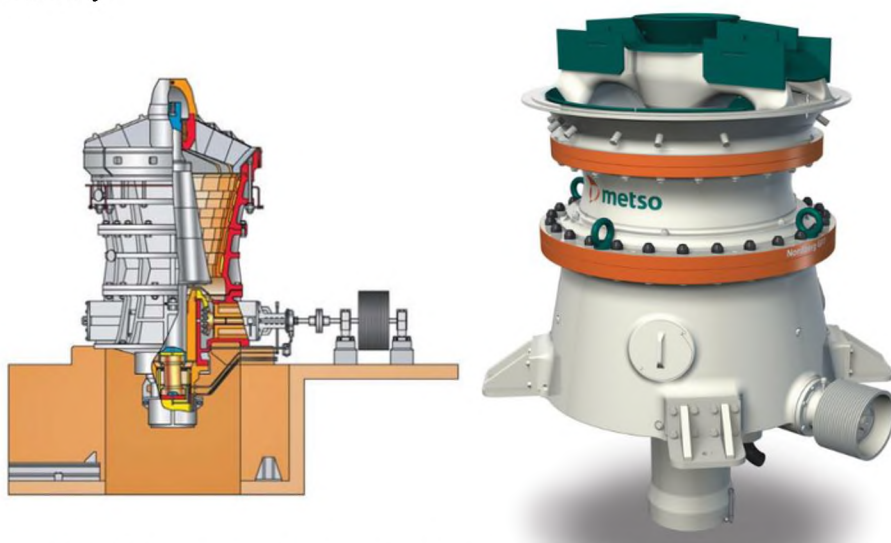


Рис. 4.3 Конусная дробилка крупного дробления: конструкция и внешний вид

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 (рис. 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.

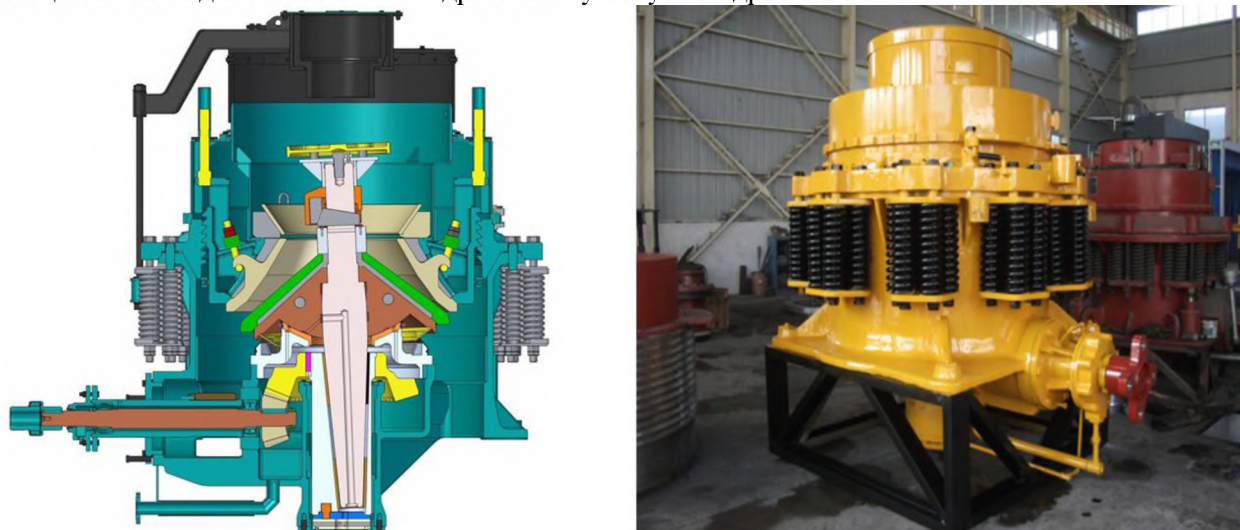


Рис. 4.4 Конусная дробилка среднего дробления: конструкция и внешний вид

Конусные дробилки являются наиболее распространенными в горнодобывающей промышленности.

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

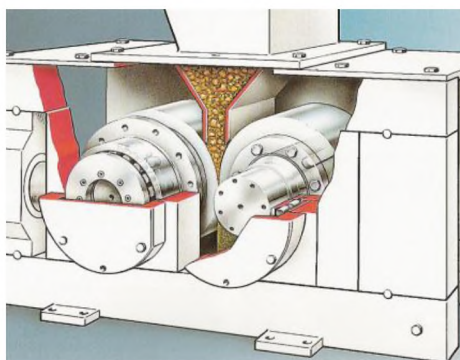


Рис. 4.5. Измельчающие валки высокого давления

4.3. Описание и анализ измельчения

Грохочение — это процесс разделения материалов на классы крупности, осуществляемый на просеивающих поверхностях. Просеивающие поверхности изготавливаются из различных материалов и имеют сквозные отверстия различной формы и размеров. Сущность процесса грохочения заключается в том, что частицы исходного питания размерами меньше отверстий сита под действием силы тяжести и колебаний грохота проходят через эти отверстия. Частицы размерами больше отверстий сита остаются на нем и удаляются с грохота. Материал, поступающий на грохочение, называется исходным, остающийся на сите — надрешетным (верхним) продуктом, проваливающийся через отверстия сита — подрешетным (нижним) продуктом.

Процесс грохочения характеризуется *эффективностью*— выраженной в процентах или в долях единицы отношением массы подрешетного продукта к массе нижнего класса в исходном материале. Эффективность грохочения можно также определить как извлечение нижнего класса в подрешетный продукт. Пусть отгрохачивается тонн руды, содержащей α процентов мелочи (зерен мельче, чем отверстие грохота), при этом получается тонн подрешетного продукта, содержащего β процентов мелочи, и T тонн надрешетного продукта, содержащего ϑ процентов мелочи.

4.4. Классификация существующей техники

Грохота делятся на неподвижные (колосниковые, прямоугольные, дуговые, конические) и подвижные или механические (валковые, барабанные, вибрационные и др.)

Колосниковые грохоты, устанавливаемые под углом к горизонту, представляют собой решетки, собранные из колосников. Материал, загружаемый на верхний конец решетки, движется по ней под действием силы тяжести. При этом мелочь проваливается через щели решетки, а крупный класс сходит в нижнем конце. Эти грохоты применяют, в основном, для крупного грохочения руд. Размер щели между колосниками – не меньше 50 мм, в редких случаях 25-30 мм. Угол наклона решетки зависит от физических свойств грохотимого материала. По практическим данным, угол наклона составляет для руд 40-45°, для углей 30-35°. При переработке влажных материалов угол наклона грохота увеличивают на 5-10°. Эффективность грохочения колосниковых грохотов невысокая, она составляет около 70 %.

Дуговые грохоты (рис. 4.6) используют для мокрогрохочения тонких продуктов. Рабочая поверхность— изогнутая в виде дуги плоскость, которая набрана из поперечной колосниковой решетки. На верхний край дуги подается исходный материал в виде пульпы. Мелкие зерна вместе с водой разгружаются через сито в разгрузочную коробку, а крупные – в конце дугового сита. Поскольку пульпа движется по дуге, возникающая центробежная сила повышает эффективность грохочения, она может достигать 90 %. Дуговые грохоты применяют при ширине щелей от 0,25 до 3 мм. Конические грохота применяют в основном для обезвоживания средних классов углей.

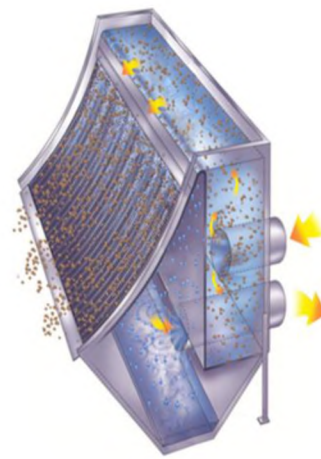
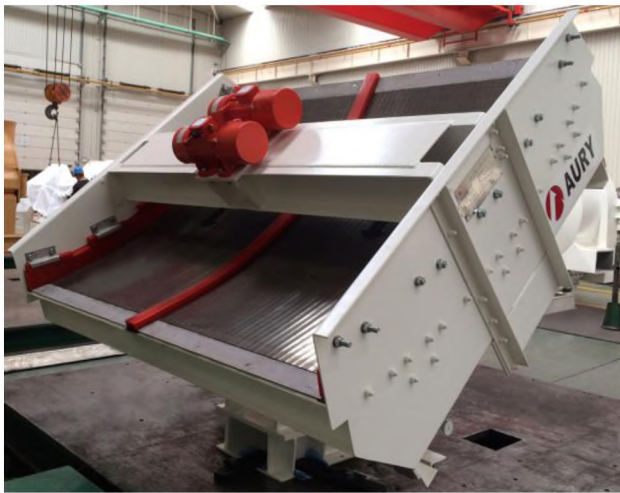


Рис. 4.6. Дуговой грохот

Валковый грохот представляет собой наклонную площадку, набранную из горизонтальных параллельных осей, которые свободно вращаются в подшипниках. На каждую ось надет ряд металлических дисков (валков), которые располагаются в шахматном порядке. На верхний край грохота подается исходный материал и под действием силы тяжести скатывается по каткам вниз, при этом мелкий материал проваливается сквозь промежутки между валками. Такие грохоты применяют для грохочения сравнительно легких и хрупких материалов, например для крупного грохочения углей. Эффективность их грохочения несколько выше, чем у колосниковых, и составляет около 75 %.

Барабанные грохоты в зависимости от формы барабана могут быть цилиндрическими или коническими. Боковая поверхность барабана, образованная перфорированными стальными листами или сеткой, служит просеивающей поверхностью грохота. Ось цилиндрического барабана наклонена к горизонту под углом 4-7°, а ось конического барабана горизонтальна. Исходный материал загружают внутрь барабана на верхнем конце, и вследствие вращения и наклона он продвигается вдоль оси барабана. Мелкий материал проваливается через отверстия, крупный – удаляется из барабана на нижнем конце. Диаметр барабана колеблется от 500 до 3000 мм; длина – от 2000 до 9000 мм.

Вибрационные грохоты (рис. 4.7) являются самыми распространенными в горнодобывающей промышленности, они характеризуются высокой производительностью и значительной эффективностью (80-85 %). Главной их особенностью является наличие вибрационного устройства, которое сообщает грохоту гармонические колебания (вибрации), необходимые для процесса грохочения. По конструкции вибрационные устройства разнообразны, но по характеру колебаний все вибрационные грохоты можно разбить на две большие группы: 1) с прямолинейными качаниями короба; 2) с круговыми качаниями. В первой группе наибольшее распространение получили самобалансные грохоты.

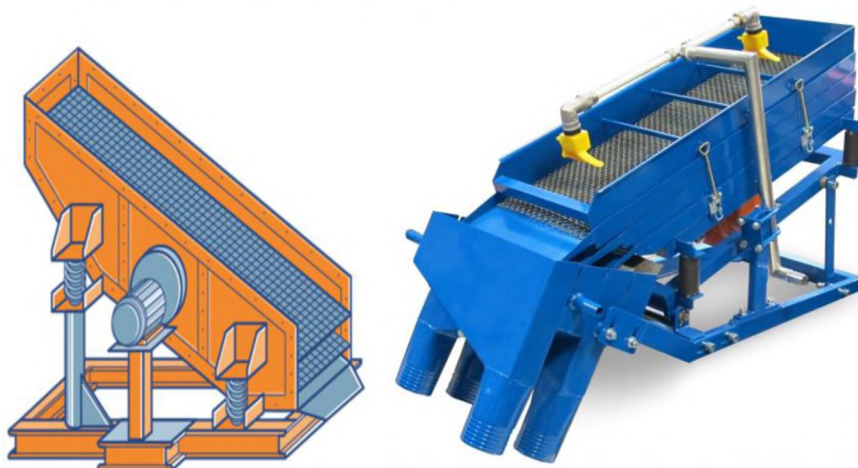


Рис. 4.7. Вибрационные грохоты

Самобалансные грохоты (рис. 4.8) имеют приводной механизм в виде двухвального вибровозбудителя. Прямолинейные гармонические колебания короба грохота генерируются силой инерции двух противоположно вращающихся дебалансовых грузов. Короб с ситом, закрепленный на вертикальных упругих опорах, под действием вибровозбудителя совершает прямолинейные колебания по стрелке A под углом ϵ к плоскости сита.

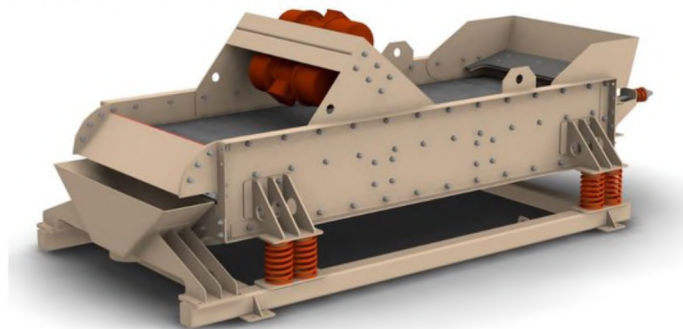


Рис. 4.8. Самобалансные грохоты

4.5. 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 металлургических 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, каталитического 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, металлургического 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, пирометаллургической обработки и переработки отходов.

4.6. 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 додробливание);
- 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 Polycom), KHD HumboldtWedag (серия RP) и Koppers (рис. 4.9).

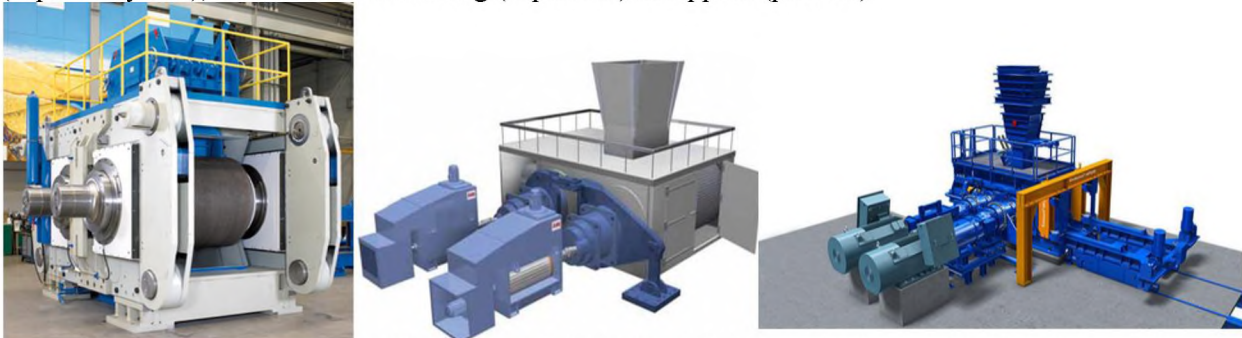


Рис.4.9. ИВВД фирм Koppers Thyssen Krupp Polysius (серия Polycom) и KHD Humboldt Wedag (серия RP)

Помимо измельчающих валков развитие дробильного оборудования 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 направлением 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 КЛАССИФИКАЦИИ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ИЗМЕЛЬЧИТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ»

5.1. Описание и анализ классификации

Классификация - это процесс разделения материала по крупности в жидкости (или газе), основанный на различии скоростей падения в полях гравитационной силы (гравитационная классификация) или центробежной силы (центробежная классификация) зерен различной крупности. В соответствии с используемой средой (вода или воздух) классификация может быть гидравлической или пневматической, наибольшее распространение получила гидравлическая классификация.

5.2. Классификация существующей техники

Основными классифицирующими аппаратами являются конусные классификаторы, спиральные классификаторы и гидроциклоны.

Простейшими гидравлическими классификаторами являются автоматические конусы. На обогатительных фабриках их используют в отдельных случаях во вспомогательных операциях – для отделения песков от шламов при низкой эффективности классификации или

обезвоживании обесшламленного мелкозернистого материала, а также как буферные емкости. Разгрузка слива происходит самотеком через сливной порог, а песков – непрерывно через песковые насадки или с применением разного рода затворов периодического действия.

Гидроциклоны (рис. 5.1) – аппараты для классификации тонкоизмельченных материалов по гидравлической крупности в центробежном поле, создаваемом в результате вращения пульпы. Их применяют также для обогащения мелко- и среднезернистых руд в тяжелых суспензиях. Кроме того гидроциклоны можно использовать для сгущения материалов.

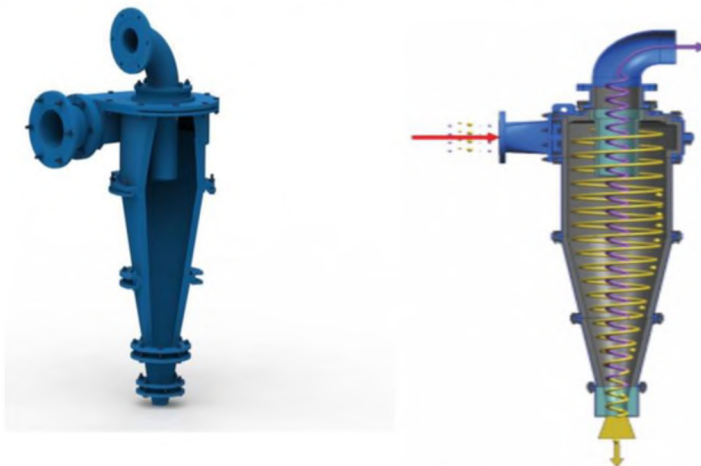


Рис. 5.1. Гидроциклон

Основное преимущество гидроциклона – высокая удельная производительность.

Гидроциклоны применяют в качестве классифицирующих аппаратов на подавляющем большинстве обогатительных фабрик.

В настоящее время в качестве классифицирующих аппаратов предпочитают применять высокочастотные грохоты.

5.3. 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 (рис. 5.2).

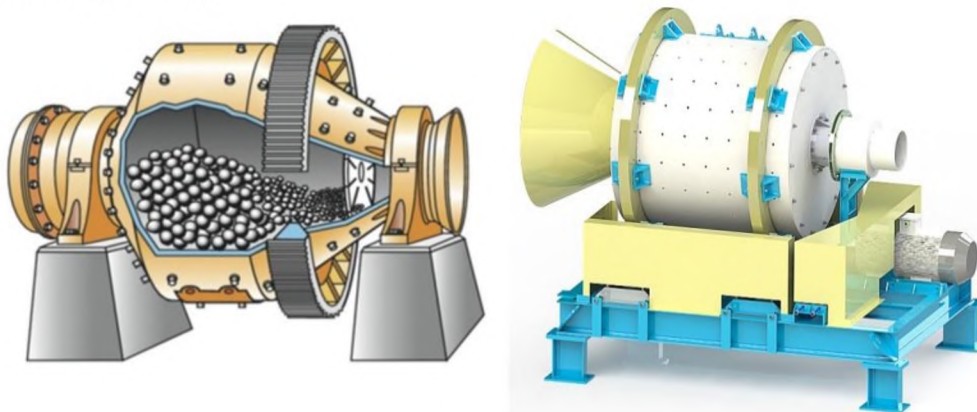


Рис. 5.2. Мельница шаровая

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 классифицирующего 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:

- Конусные дробилки крупного и редуционного дробления;
- Конусные дробилки среднего и мелкого дробления;
- Щековые дробилки;
- Дробильно-перегрузочная установка ДПУ-1000;
- Мельницы;
- Драглайны гусеничные;
- Драглайны шагающие;
- Карьерные гусеничные экскаваторы (механические лопаты);

- Бандажи;
- Венцы зубчатые и подвенцовые шестерни;
- Корпуса мельниц и вращающихся печей;
- Мельницы сырьевые и цементные;
- Муфты зубчатые и шлицевые;
- Редукторы привода мельниц и вращающихся печей массой от 5 кг до 130 тонн;
- Роликоопоры;
- Подъемно-транспортное оборудование;
- 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.

5.4. 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.5.3) 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.



Рис. 5.3. Конструкция мельницы FLSmidth

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.

IsaMill™

IsaMill™ - это самая энергоэффективная и самая интенсивная из промышленных мельниц, предлагаемых на рынке. Она позволяет снизить потребление энергии, компактна (меньше шаровых и башенных мельниц аналогичной производительности), отличается простотой монтажа и обслуживания.

Горизонтальная конструкция позволяет быстро масштабировать мельницу до 3 и 8 мВт. Впервые преимущества измельчения с перемешиванием инертной среды стали доступны для крупнотоннажного измельчения.

IsaMill™ позволяет снизить расходы на энергию, мелющую среду и капитальные затраты на измельчение. Кроме того, интенсивное истирание в инертной среде нередко улучшает металлургические показатели эффективности по сравнению с традиционными стальными шарами. IsaMill™ позволяет получить в открытом цикле крутую кривую распределения по классам крупности без необходимости в установке внутренних грохотов или гидроциклонов в замкнутом цикле. Горизонтальная конструкция с режимом идеального вытеснения предотвращает проскальзывание и делает технологию, то есть технологические циклы, надежными и простыми в эксплуатации.

Обслуживание отличается безопасностью, простотой и быстротой - двое человек могут заменить диск и футеровку за 8 часов.

В настоящее время IsaMill™ широко применяется для руд цветных металлов, металлов платиновой группы, железорудной промышленности, на золотоизвлекательных фабриках и в иных отраслях промышленности и оптимально подходит для следующих применений:

- Доизмельчение концентрата.
- Тонкое или сверхтонкое измельчение.
- Основное измельчение.

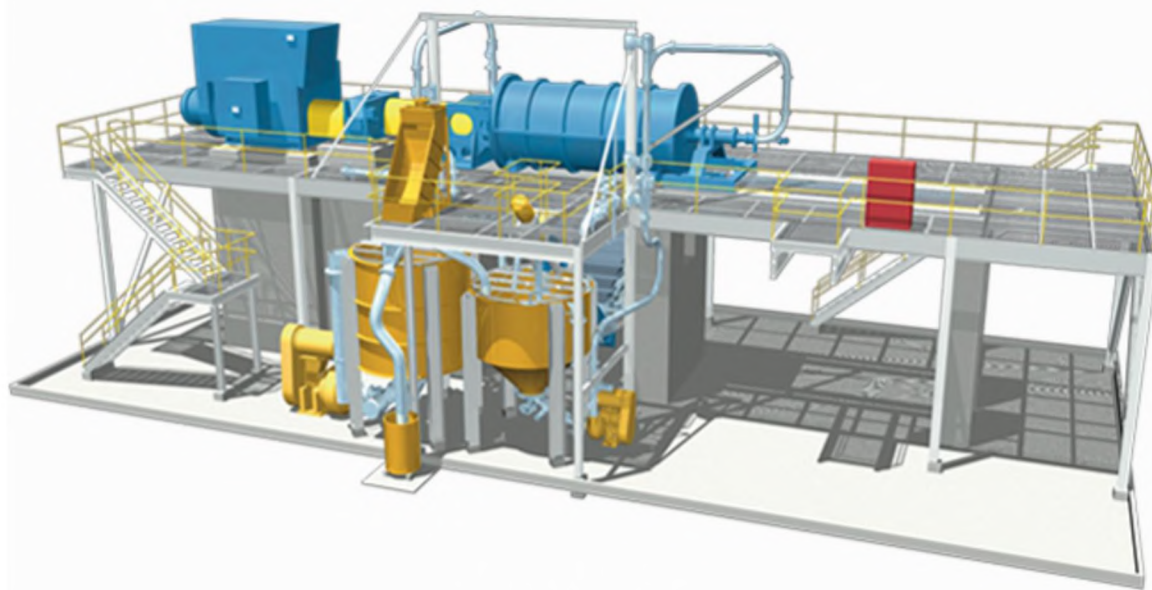


Рис. 5.4. Isa Mill

Восемь последовательных камер измельчения, патентованный сепаратор продукта и короткое время пребывания обеспечивают стабильно четкое распределение продукта по классам крупности без внешней классификации.

IsaMill™ является закрытой мельницей. Пульпа проходит мельницу в режиме идеального вытеснения через последовательно расположенные диски измельчения. Среда рециркулирует между вращающимися дисками, распределяя действие измельчения по объему IsaMill™. Измельчение происходит за счет истирания при взаимодействии с мелкой быстро циркулирующей средой. Такой режим разрушения позволяет получать очень тонкий продукт при относительно низком расходе энергии.

На стороне разгрузки IsaMill™ пульпа и среда поступают в патентованный сепаратор продукта. Среда возвращается под действием центробежной силы к корпусу и перекачивается

с частью пульпы на сторону питания. В результате среда остается в IsaMill™ без использования тонких грохотов, а измельченная пульпа выходит через центр сепаратора.

Высокая эффективность IsaMill™ обусловлена возможностью использования мелкой среды, обладающей большой площадью поверхности и высокой частотой соударений между средой и частицами питания. Мелкая среда способна измельчать крупное питание благодаря высокой скорости (до 22 м/с). Высокая энергоемкость обуславливает компактность мельницы и короткое время пребывания (менее одной минуты), что предотвращает чрезмерное измельчение. В совокупности с 8 последовательными стадиями измельчения и сепаратором продукта это обеспечивает крутую кривую распределения по классам крупности без внешнего классификатора.

Это является одним из факторов энергоэффективности IsaMill™ - энергия направляется на более крупные частицы и не тратится на тонкую фракцию, которая быстро покидает мельницу.

ЛЕКЦИЯ №6 «ОБЗОР СОВРЕМЕННЫХ МЕТОДИК ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФИЗИКО – МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ТЕХНОГЕННОГО 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.

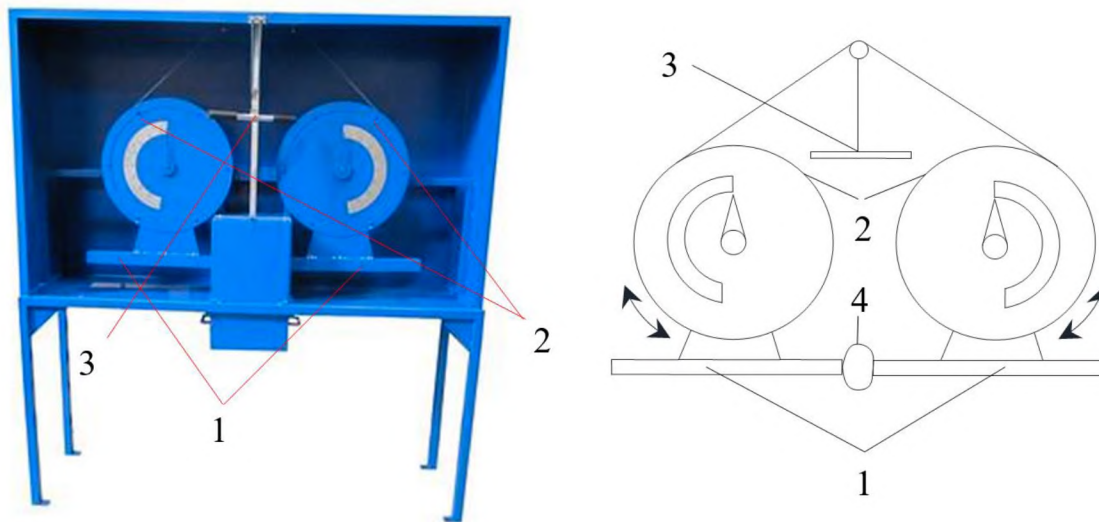


Рис. 6.1. Установка для определения CWI

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

6.3. 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.6.4).



Рис.6.4. Стержневая мельница Бонда

Схема тестирования на рабочий индекс стержневого измельчения представлена в соответствии с рисунком 6.5.

Исходный продукт 100% -12,5 мм

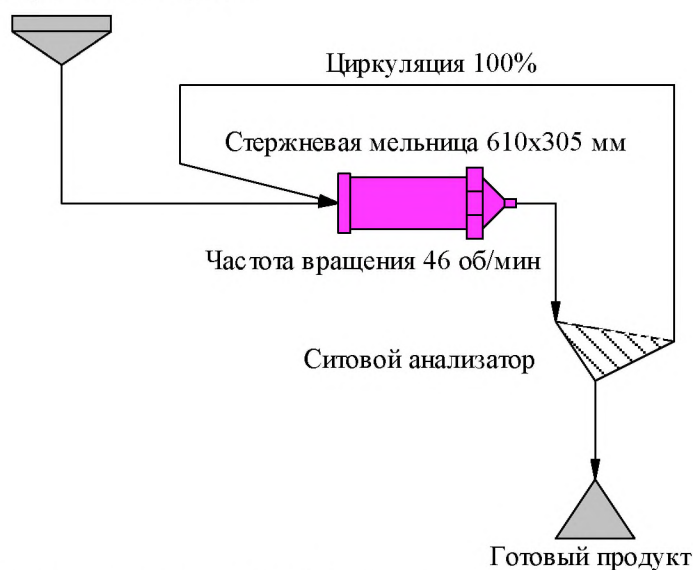


Рис.6.5. Схема тестирования на рабочий индекс стержневого измельчения Бонда.

6.4. 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. 6.6).

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 6.7.

Исходный продукт 100% -3,35 мм

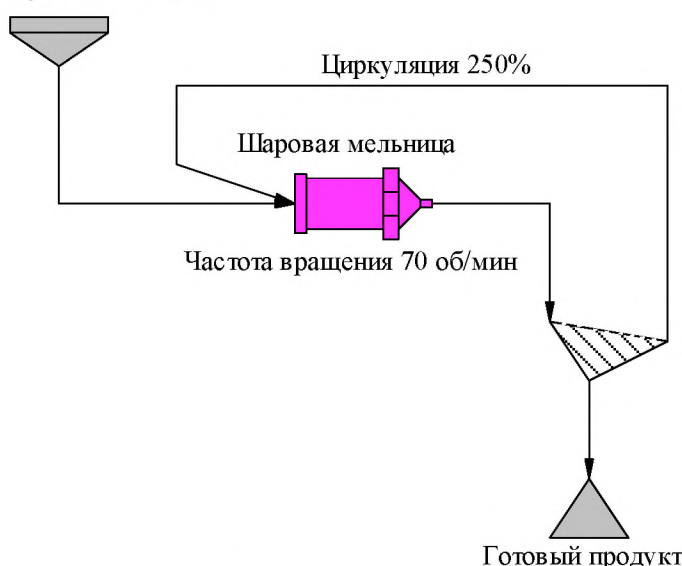


Рис. 6.7. Схема тестирования на рабочий индекс шарового измельчения Бонда

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 ta. Установка падающего груза представлена в соответствии рисунку 6.8.

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/полусамоизмельчения

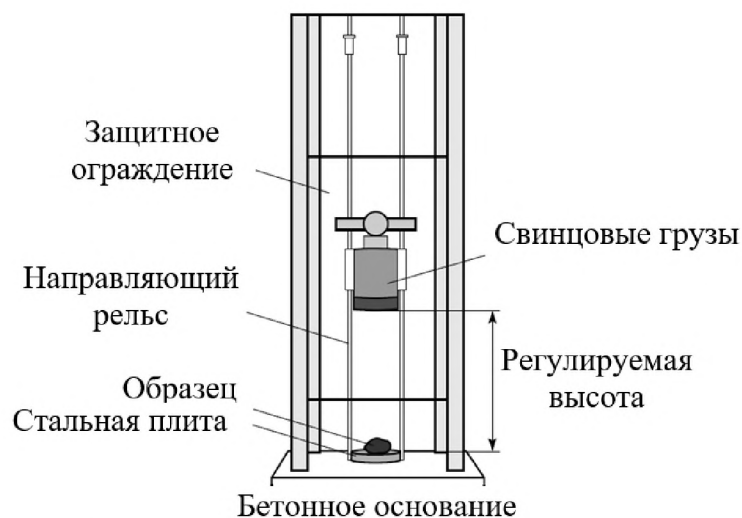


Рис.6.8. Схема устройства тестера падающего груза

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 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.



Рис.3.6. Схема устройства тестера падающего груза

ЛЕКЦИЯ №7 «ОБЗОР ПРОГРАММ ПО МОДЕЛИРОВАНИЮ И РАСЧЕТУ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ»

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 и обогащения на обогатительных фабриках, отметим следующие:

- 1) пакеты JKSimMet и JKSimFloat, фирма JKМRC (Австралия);
- 1) пакет ModSim;
- 1) пакет USIMPAC, фирма BRGM (Франция).

Пакет JKSimMet

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

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 JKМRC разработала ряд пакетов для моделирования: процессов флотации JKSimFlot, обогащения углей – JKSimCoal и др.

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.

Пакет USIM PAC

Пакет USIM PAC разрабатывался на протяжении последних 16 лет в фирме Mineral Processing Sector. Последняя версия этого пакета USIM PAC – используется 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 учитывает эти современные разработки. Ее структура и инструменты позволяют пользователю принять во внимание широкий диапазон технологических, экономических и экологических аспектов.

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 полусамозмельчения до проведения исследований по оптимизации технологического режима рудоподготовки.

ЛЕКЦИЯ №8 «СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ УДАЛЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПРИМЕСЕЙ ИЗ ТЕХНОГЕННОГО 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.

8.1. Основные понятия о величинах, определяющих поведение тел в магнитном поле¹

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.

$$\overline{dF} = I[\overline{dl} \cdot \overline{B}], \quad (8.1)$$

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

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

B - магнитная индукция, Тл.

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.

¹ Здесь и далее используется система единиц СИ.

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)

$$\Phi = \int_S \vec{B} \cdot d\vec{S} \quad (8.2)$$

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

$$\oint_S \vec{B} \cdot d\vec{S} = 0 \quad (8.3)$$

Выражение (8.3) 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

$$\vec{p}_{mi} = i \cdot \Delta S, \quad (8.4)$$

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}_m некоторого объёма вещества равен геометрической сумме моментов элементарных токов

$$\vec{p}_m = \sum p_{mi} \quad (8.5)$$

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

$$\vec{J} = d\vec{p}_m / dV \quad (8.6)$$

Векторная величина

$$\vec{H} = \vec{B} / \mu_0 - \vec{J}, \quad (8.7)$$

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

Напряжённость магнитного поля обладает следующим важным свойством:

$$\oint \vec{H} \cdot d\vec{l} = \sum I_{CB}, \quad (8.8)$$

где $\oint \vec{H} \cdot d\vec{l}$ – 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, А.

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 \vec{H} , \vec{B} и \vec{J} связаны следующими соотношениями:

$$\vec{B} = \mu_0 \mu H = \mu_{абс} H, \quad (8.9)$$

$$J = \chi \cdot H \quad (8.10)$$

Коэффициенты пропорциональности μ , $\mu_{\text{абс}} = \mu_0 \mu$ 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 (8.8) ÷ (8.10) следует, что

$$\mu = 1 + \chi \quad (8.11)$$

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

$$\bar{H} = \bar{B} / \mu_0 \quad (8.12)$$

Отсюда следует, что для вакуума $\chi = 0$, $\mu = 1$, $\mu_{\text{абс}} = \mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$ 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 8.1

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	$MT^{-2} I^{-1}$
Магнитный поток	Φ	Вебер, Вб	$L^2 MT^{-2} I^{-1}$
Напряжённость магнитного поля	H	Ампер на метр, А/м	$L^{-1} I$
Абсолютная магнитная проницаемость	$\mu_{\text{абс}}$	Генри на метр, Гн/м	$L^2 MT^{-2} I^{-2}$
Относительная магнитная проницаемость	μ	-	I
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	-	I
Удельная магнитная восприимчивость	X	Куб. метр на кг, м ³ /кг	$L^3 M^{-1}$
Размагничивающий фактор	N	-	I
Условная магнитная сила	$\mu_0 H grad H$	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

$$F_M = \mu_0 JV grad H, \quad (8.13)$$

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

$$H_0 = H - H_p, \quad (4.14)$$

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 (8.9) и (8.10) записываются в виде

$$\begin{aligned} B &= \mu_0 \mu H = \mu_{\text{обс}} H_0 \\ J &= \chi \cdot H_0 \end{aligned} \quad (8.15)$$

Из выражений (4.14) и (4.15) следует, что

$$H_0 = H / (1 + N \cdot \chi), \quad (8.16)$$

$$J = \chi H / (1 + N \cdot \chi) = \chi_T \cdot H, \quad (8.17)$$

где χ_T – величина, называемая магнитной восприимчивостью тела:

$$\chi_T = \chi / (1 + N \cdot \chi). \quad (8.18)$$

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 :

$$\mu_T = \mu_0 \mu / [1 + N(\mu - 1)] \quad (8.19)$$

Подставив выражение (4.17) в формулу (1.13), получим:

$$\bar{F}_M = \mu_0 \chi_T V H grad H \quad (8.20)$$

Вектор \bar{F}_M одинаково направлен с вектором $grad H$ 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

$$f_M = F_M / m = \mu_0 (\chi_T / \delta) H grad H = \mu_0 X_T H grad H, \quad (8.21)$$

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

$$X_T = \chi_T / \delta \quad (8.22)$$

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

Величины X и X_T связаны соотношением

$$X_T = X / (1 + N \delta X) \quad (8.23)$$

Для слабомагнитных веществ $\chi \ll 1$, поэтому выражения (4.18) и (4.23) для этих веществ упрощаются:

$$\begin{aligned} \chi_T &\approx \chi \\ X_T &\approx X \end{aligned} \quad (8.24)$$

Для сильномагнитных веществ при $\chi \gg 1$ выражения (8.18) и (8.23) имеют вид:

$$\chi_T = 1 / N$$

$$X_T = 1/N\delta \quad (8.25)$$

Формула (8.21) является основной для расчёта удельной магнитной силы, действующей на частицы в магнитном поле сепаратора.

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

8.2. Устройство магнитных сепараторов

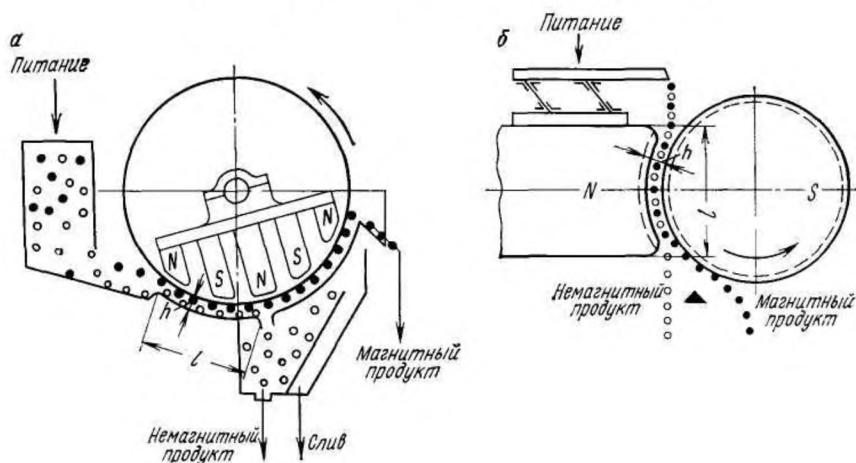


Рис. 8.1. Рабочие зоны сепараторов с открытой многополюсной магнитной системой (со слабым полем) и с замкнутой электромагнитной системой (с сильным полем): а — рабочая зона барабанного сепаратора, б — то же, валкового сепаратора

В сепараторах для обогащения сильномагнитных руд применяются обычно открытые многополюсные системы (рис.8.1а), в сепараторах для слабомагнитных руд – замкнутые магнитные системы (рис.8.1б). Последние экономичнее открытых многополюсных систем и позволяют создавать поля большой напряжённости. Однако использование замкнутых магнитных систем всегда связано с опасностью забивания рабочей зоны сепаратора флоккулами 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.8.1). 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÷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.4.8,а) или по цилиндрической поверхности (рис.4.8,б), как, например, у барабанных сепараторов. В последнем случае полярность полюсов может чередоваться либо по периметру барабана, либо по его оси.

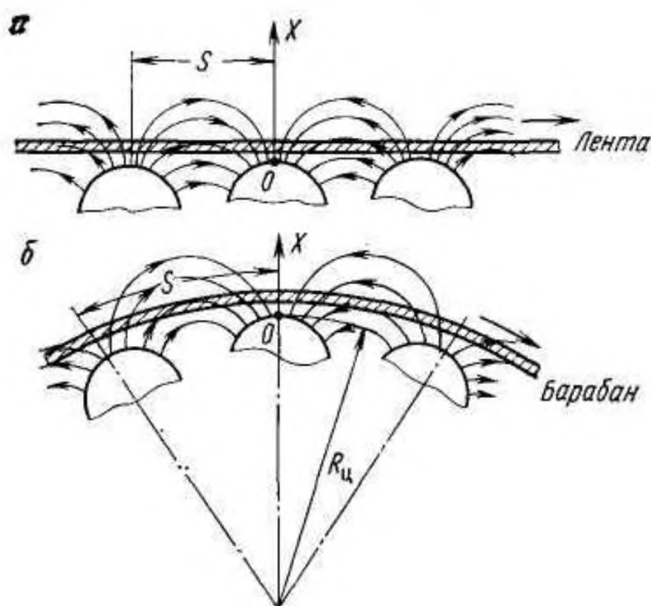


Рис.8.2. Расположение краев полюсов открытой многополюсной магнитной системы в плоскости (а) и по цилиндрической поверхности (б)

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. Сочнева

$$H_x = H_0 \exp(-cx) = \pi M \exp(-cx) / 2S, \quad (8.26)$$

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, м⁻¹; x – расстояние от поверхности полюсов, м.

При расположении полюсов в плоскости

$$c = \pi / S \quad (8.27)$$

при расположении полюсов на цилиндрической поверхности

$$c = \pi / S + 1 / R_{ц}. \quad (8.29)$$

Равенство (8.26) 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 (8.26) 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

$$\mu_0 (H_{grad} H)_x = \mu_0 c H_0^2 \exp(-2cx) = \mu_0 0c H_x^2. \quad (8.30)$$

Из равенства (8.30) видно, что величина $\mu_0 H_{grad} H$ резко падает с удалением от поверхности полюсов, причём тем быстрее, чем больше коэффициент неоднородности c .

Поскольку c зависит главным образом от шага полюсов S , 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.8.3, а) или нижней (см. рис.8.3, б) и составляет при расположении полюсных наконечников в плоскости

$$S \approx \pi(d' + 2\Delta) = 2\pi(h + \Delta), \quad (8.31)$$

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

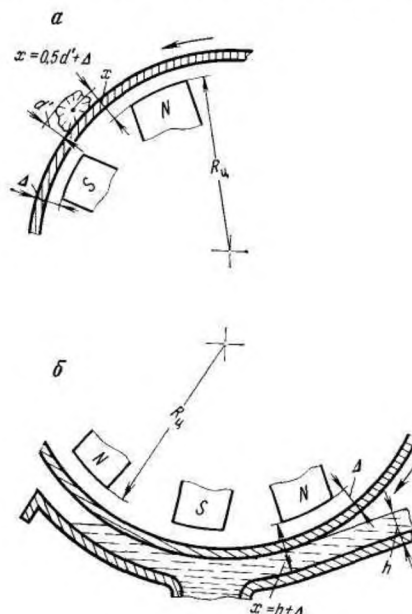


Рис. 8.3. Взаимное расположение магнитной системы и барабана при верхнем (а) и нижнем (б) питании при расположении полюсных наконечников на цилиндрической поверхности

$$S \approx [\pi R_{\text{ц}}(d' + 2\Delta)] / [R_{\text{ц}} - (d' + 2\Delta)] = [2\pi R_{\text{ц}}(h + \Delta)] / [R_{\text{ц}} - 2(h + \Delta)] \quad (8.32)$$

Бегающее 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)

$$f = v / 2S, \quad (8.33)$$

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.4.3) создаётся бегающее поле с частотой f , определяемой равенством (8.33).

При обычной скорости вращения барабана (1÷2 м/с) и шаге полюсов магнитной системы $S = 15 \div 20$ см частота поля мала и составляет всего 2÷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.

Бегающее магнитное поле может создаваться и электромагнитной системой трёхфазного тока.

8.3. Магнитное поле сепараторов для слабомагнитных руд

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

Величина $\mu_0 H \text{ grad} H$ 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.8.4 приведены основные профили рабочих зон сепараторов с сильным полем.

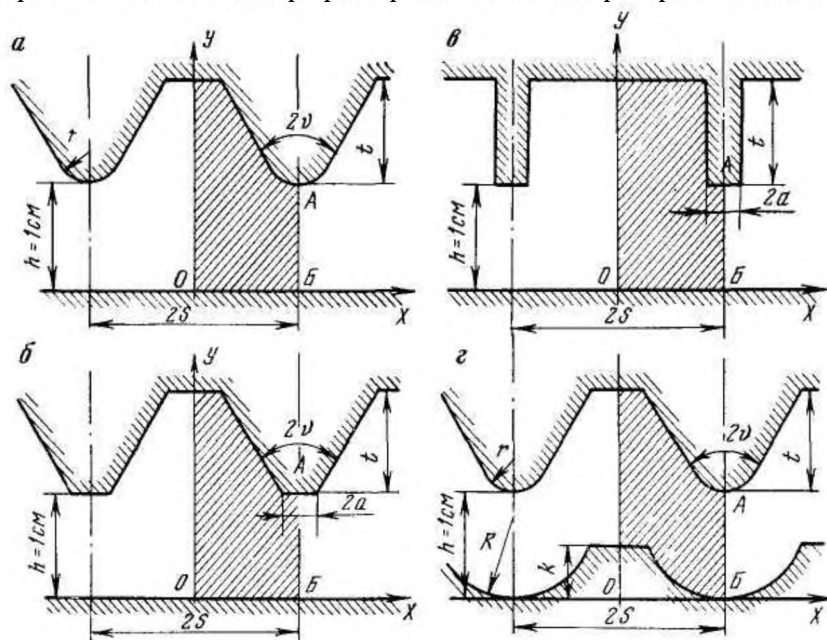


Рис. 8.4. Основные профили рабочих зон сепараторов с сильным полем: а — закругленный зубец — плоский полюс; б — трапецидальный зубец — плоский полюс; в — прямоугольный зубец — плоский полюс; г — закругленный зубец — желобчатый полюс.

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-железо-бор), 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.

8.4. 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 №9 «СОВРЕМЕННЫЕ МАГНИТНЫЕ СЕПАРАТОРЫ»

9.1. Описание и анализ гравитационных методов обогащения

Магнитные методы обогащения основаны на различиях в магнитных свойствах разделяемых минералов. Их широко применяют при обогащении руд черных металлов, доводке концентратов редких и цветных металлов, регенерации сильномагнитных утяжелителей, удалении железистых примесей.

Суть магнитного метода в том, что магнитные частицы под воздействием магнитного поля изменяют траекторию своего движения, а немагнитные не изменяют (рис. 9.1).

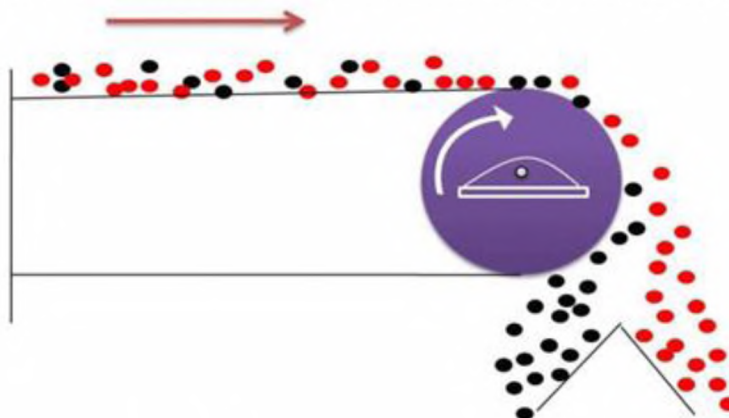


Рис.9.1. Принцип магнитной сепарации
Черный – магнитная фракция, красный – немагнитная фракция

9.2. Классификация существующей техники

В зависимости от типа устройства для транспортирования магнитного продукта из зоны действия магнитной силы различают барабанные, валковые, роликовые, дисковые, ленточные, шкивные и другие магнитные сепараторы. В свою очередь, барабанные, валковые, роликовые и ленточные сепараторы бывают с верхней и нижней подачей обогащаемого материала. Такие сепараторы можно использовать для сухой и мокрой сепарации. Барабанные, валковые, шкивные и ленточные сепараторы предусмотрены для обогащения сильномагнитных руд, роликовые, валковые и дисковые – для слабомагнитных руд. Сепараторы для обогащения сильномагнитных руд имеют низкую напряженность магнитного поля и их магнитные системы незамкнуты (рис. 9.2). Сепараторы для обогащения слабомагнитных руд имеют высокую напряженность магнитного поля и их магнитные системы замкнуты.



Рис. 9.2. Сухой барабанный сепаратор

Для обогащения полезных ископаемых крупностью от 3 до 100 мм применяется сухая магнитная сепарация, мельче 3(6) мм – обычно мокрая.

Чаще всего при обогащении полезных ископаемых используют барабанные магнитные сепараторы. Барабан из немагнитного материала вращается вокруг неподвижной магнитной системы. Магнитные частицы притягиваются к барабану, двигаются вместе с ним, затем выходят из зоны действия магнитного поля и разгружаются в сборник магнитных частиц. Немагнитные частицы не притягиваются к барабану и под действием силы тяжести и центробежной силы попадают в сборник немагнитных частиц.

Сепараторы для обогащения сильномагнитных руд. Барабанные сепараторы для мокрой сепарации отличаются от сухих сепараторов наличием ванны (рис. 9.3). В зависимости от направления движения потока пульпы в ванне и вращения барабана бывают прямоточными, противоточными и полупротивоточными. Для материала крупностью до 6 мм предназначены сепараторы с прямоточной ванной; для мелкозернистого материала крупностью 2-3 мм и менее – сепараторы с противоточной ванной и для тонкозернистого материала крупностью не более 0,5 мм – сепараторы с полупротивоточной ванной. Часто комплектуют по три-четыре барабана в одном агрегате.



Рис. 9.3. Мокрый барабанный прямоточный сепаратор

Для обогащения слабомагнитных руд применяют сепараторы с замкнутыми магнитными системами и высокоградиентные магнитные сепараторы.

9.3. Оценка тенденций развития рынка продукции

1) Использование постоянных магнитов из сплава Nd-Fe-B (неодим-железо-бор) (рис. 5.4) позволяет в разы увеличить срок службы магнитного сепаратора и получить необходимую напряженность магнитного поля на поверхности обечайки для оптимального процесса обогащения.



Рис. 9.4. Магнитная решетка на основе сплава Nd-Fe-B

Конструктивные особенности сепараторов, магнитная система которых выполнена на основе постоянных магнитов сплава Nd-Fe-B, практически исключают затраты на ремонт (возможен ремонт только приводных механизмов) и значительно облегчают техническое обслуживание магнитного оборудования. Магниты на основе сплава Nd-Fe-B позволяют создать рекордные характеристики по напряженности магнитного поля. При этом магнитные свойства сохраняются на протяжении всего срока эксплуатации.

Производством магнитов на основе сплава Nd-Fe-B занимаются такие российские компании, как НПП «Редмаг», АО «Спецмагнит», ООО «Магнитные системы».

2) Электромагнитные сепараторы с высокоградиентным магнитным полем являются новым видом обогатительной техники. В основу сепаратора положен принцип образования больших магнитных сил за счет создания высоких градиентов магнитного поля посредством введения в зону магнитного поля специальных ферромагнитных матриц. Магнитные силы, создаваемые в матрицах, в тысячи раз превышают магнитные силы сепараторов на постоянных магнитах.

Основное применение высокоградиентных сепараторов – обогащение тонкоизмельчённых слабомагнитных руд, шламов и других продуктов (окисленные железные руды, обезжелезивание неметаллических полезных ископаемых).

Принцип разделения в высокоградиентном сепараторе заключается в следующем. При помещении матрицы, заполненной ферромагнитными телами, во внешнее магнитное поле ферромагнитные тела намагничиваются и создают высокое магнитное поле с трёхмерной неоднородностью с большим градиентом. Магнитная сила внутри объёма ферромагнитных тел хотя и ограничена, но больше, чем в любом другом сопоставимом сепараторе. Когда рабочая матрица сепаратора находится в зоне действия внешнего магнитного поля, в объём ферромагнитных тел подаётся пульпа исходного материала. Слабомагнитные частицы притягиваются к поверхности ферромагнитных тел. Немагнитные частицы проходят между ферромагнитными телами и разгружаются под действием силы тяжести (если использована верхняя подача материала). Далее рабочая матрица выводится из зоны действия магнитного поля, ферромагнитные тела размагничиваются, и слабомагнитная фракция смывается водой и попадает в свой приёмник.

Наиболее простую конструкцию имеют барабанные шариковые сепараторы с неподвижной магнитной системой, расположенной внутри вращающегося барабана, разработанные ООО «Магнетит» (Россия). В качестве ферромагнитной среды используются шарики, слоём уложенные на поверхности барабана (рис. 9.5). Для удержания шариков у поверхности барабана в нижней его части используют обечайку с отверстиями для разгрузки продуктов. Напряжённость магнитного поля таких сепараторов достигает 320-480 кА/м.

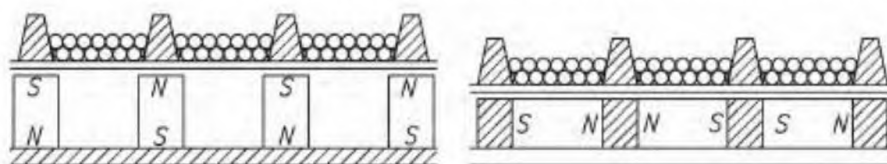


Рис. 9.5. Виды магнитных шариковых систем

Более сложную конструкцию и большие массу и размеры по сравнению с барабанными сепараторами имеют высокоградиентные сепараторы с перфорированным ротором (роторами). Рабочим элементом данных аппаратов является вращающийся ротор, разделённый на рабочие камеры (матрицы), заполненные ферромагнитными телами. Рабочая камера таких сепараторов поочередно входит в зону действия магнитного поля (зона загрузки исходного и разгрузки немагнитного продуктов) и в зону разгрузки магнитного продукта (внешнее магнитное поле отсутствует). Магнитная система роторных высокоградиентных сепараторов располагается снаружи и позволяет создавать более высокие значения магнитной силы.

Роторные высокоградиентные сепараторы по направлению вектора магнитной индукции делятся на две группы: с горизонтальным и вертикальным направлением. При несовпадении вектора индукции с направлением подачи питания (исходный подаётся сверху, горизонтальный вектор магнитной индукции) возрастает вероятность зарастания рабочих зазоров между ферромагнитными телами матриц. При совпадении вектора индукции и подачи

питания (вертикальный вектор) уменьшается вероятность перекрытия рабочих зазоров магнитными частицами.

Для создания горизонтального магнитного поля используются более простые электромагнитные системы с боковым расположением полюсов относительно рабочих матриц. Однако для достижения требуемых объёмов зоны разделения необходимо значительно увеличивать размеры и массу электромагнита и самого сепаратора. К аппаратам этой группы относится сепаратор Jones (рис. 9.6).



Рис. 9.6. Общий вид сепаратора Jones

Для создания вертикального вектора магнитной индукции используются электромагнитные системы панцирного типа, один полюс которых располагается над вращающимся ротором, а другой – под ротором. Такое взаиморасположение полюсов создаёт более сильное и равномерное магнитное поле внутри объёма рабочей матрицы и обеспечивает большую единичную производительность сепаратора по сравнению с сепараторами с горизонтальным магнитным потоком. К группе аппаратов с вертикальным вектором магнитной индукции относятся сепараторы «Sala-Carousels» фирмы «DenverSala» и ВГС-100/2 (рис. 9.7), разработанный Пражским институтом по исследованию руд и институтом «Механобрчермет».

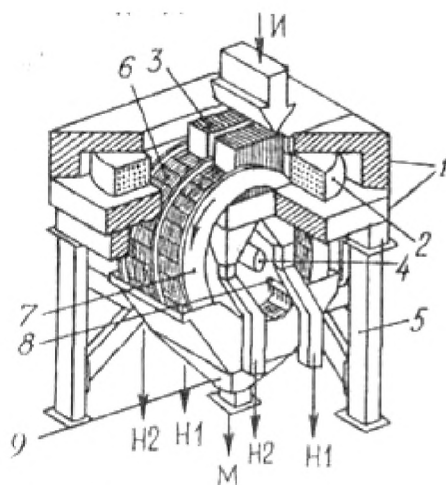


Рис. 9.7. ВГС-100/2 (схематическое устройство)

1 – магнитопровод; 2 – обмотка возбуждения; 3 – верхние полюса магнитной системы с отверстиями для подачи исходного продукта; 4 – вал; 5 – рама; 6 – рабочая матрица с феррозакладкой; 7 – перфорированный ротор; 8 – смывное устройство магнитного продукта; 9 – ванна

Была разработана конструкция сепаратора с высокоинтенсивным полем институтом "Гипромашуглеобогащение". Он предназначен для обогащения окисленных магнетитовых кварцитов, прошел успешные испытания. В основе конструкции лежит схема известного сепаратора Джонса ДР-317, в которую внесены существенные изменения. Сепаратор содержит две электромагнитные системы, каждая из которых состоит из магнитопровода с катушками и дополнительного верхнего полюса. Между системами размещен блок роторов. На верхней раме расположены привод и два питателя. Сепаратор снабжен брызгалами и устройствами для приема продуктов обогащения. По окружности каждого ротора расположены блоки зубчатых ферромагнитных пластин, образующих полиградиентную среду.

Кроме этого, на рынке получили широкое распространение сепараторы с матрицами в виде проволочных стержней. Кассеты с многоярусными рядами проволочных стержней составляют матрицы сепараторов с вертикальным ротором. Пульпа подается в кассеты в одном из крайних положений - в верхней или нижней зоне вертикального ротора, в которой создается сильное магнитное поле. В другом крайнем положении в кассеты подается вода и вымывает из них извлеченные магнитные минералы. Первый сепаратор такого исполнения VMS-100/2 (ВМС-100/2) был создан институтом UVR (Чехословакия).

К данному виду магнитных сепараторов также относится сепаратор SLon (рис. 9.8). Он предназначен для эффективного обогащения слабомагнитных минералов. Он является вертикально пульсирующим высокоградиентным магнитным сепаратором (VPHGMS). В данном сепараторе используется комбинация магнитной силы, пульсации жидкости и силы тяжести для обогащения минералов.

Преимуществами данного сепаратора являются: конструкция сепаратора с уникальной вертикальной конфигурацией (меньшая занимаемая площадь); пульсационное действие (предотвращение налипания магнитного материала на пустую породу) и специальные материалы матрицы для достижения самых лучших результатов (создание высокоградиентного поля).



Рис. 9.8. Внешний вид сепаратора SLon

В настоящее время высокоградиентные сепараторы в России не производятся.

3) Российские производители направлены на расширение линейки производимых сепараторов, повышение уровня их автоматизации и надежности.

ЛЕКЦИЯ №10 «ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИЙ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ»

Показатели флотации оценивают по извлечению ценного компонента в концентрат:

$$\varepsilon_k = \beta_k \gamma_k / \gamma_{\text{шт}} \alpha .$$

Здесь ε_k – извлечение в концентрат; β_k – содержание полезного компонента в концентрате; γ_k – выход концентрата; $\gamma_{\text{шт}}$ – выход исходной руды; α – содержание полезного компонента в руде. Все параметры выражают в процентах или долях единицы.

Извлечение полезного компонента в отходы вычисляют по аналогичной формуле и называют потерями в хвостах.

Конечные показатели флотационного разделения зависят от ряда факторов. К основным относятся: крупность измельчения руды перед флотацией, содержание твердого в пульпе при флотации, реагентный режим и порядок подачи реагентов, интенсивность аэрации и перемешивания пульпы, скорость съема пены, продолжительность флотации, температура пульпы, схема флотации, расход пульпы, поступающей на флотацию.

Измельчение руды должно обеспечивать:

- 1) достаточное количество мелких зерен, которые могут надежно закрепиться на пузырьках;
- 2) достаточное раскрытие полезных минералов, т.е. освобождение их от сростков с пустой породой и друг с другом (в случае флотации полиметаллических руд).

Максимальная крупность флотируемых частиц зависит от гидрофобности минерала, его плотности и формы частиц. Зерна с округлой формой флотируются хуже, чем зерна с плоскими гранями или зерна чешуйчатой формы. Минералы, обладающие высокой естественной гидрофобностью и малой плотностью, могут флотироваться при большей крупности зерен, например уголь.

При флотации тонковкрапленных руд конечная крупность измельчения определяется размером вкраплений ценных минералов. Например, тонковкрапленные руды приходится измельчать до содержания класса $-0,074$ мм в питании флотации 85 – 95 %.

Зерна разной крупности флотируют с разной скоростью. С уменьшением крупности скорость флотации увеличивается до определенного предела, а затем снижается (рис. 10.1). Оптимальная крупность зависит от свойств минерала и условий флотации.

Для крупных зерен, имеющих большой вес, значительны и силы, отрывающие частицу от пузырька. Отрыв частиц происходит под действием сил инерции. Пузырек с частицами движется в камере машины по неправильным траекториям, сталкиваясь с деталями машины и другими пузырьками. При этом скорость и направление движения резко изменяются, увеличиваются силы отрыва. Для флотации крупных частиц необходимо: 1) повышать гидрофобность поверхности, увеличивая расход собирателя или применяя более сильные реагенты или их смеси, аполярные реагенты; 2) применять пептизаторы; 3) наличие прочного пенного слоя и осторожного его удаления из камеры; 4) увеличивать аэрацию пульпы при ее осторожном перемешивании – создавать условия для аэрофлокулярной флотации (рис.10.2).

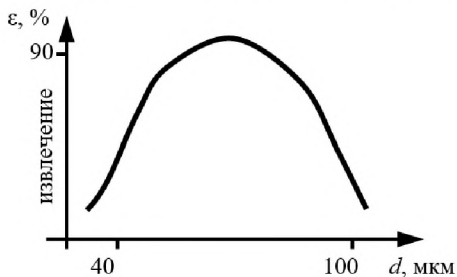


Рис.10.1 Зависимость извлечения от крупности частиц

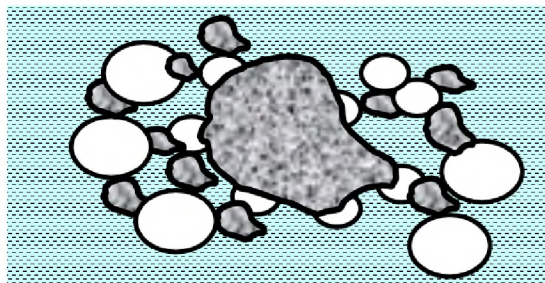


Рис.10.2 Условия для аэрофлокулярной флотации

При этом на крупную частицу налипают мелкие пузырьки воздуха, а к ним через тонкие флотирующие частицы прикрепляются другие пузырьки. Кроме того, крупные частицы могут всплывать в пену с помощью нескольких пузырьков.

В соответствии с уравнением Фрумкина – Кабанова в расчетах принимается, что на частицу действует отрывающая сила, пропорциональная весу частицы в статических условиях:

$$\pi a \sigma_{ж-г} \sin \Theta = \rho g V + ((2\sigma_{ж-г} / R) - \rho g h) (\pi a^2 / 4).$$

Самые тонкие зерна 5 – 10 мкм флотируют очень медленно, что объясняется следующими причинами: 1) для тонких зерен мала вероятность их встречи с пузырьком. При обтекании пузырька потоками пульпы очень мелкие частицы сносятся потоком и не могут встретиться с пузырьком; 2) кинетическая энергия тонких частиц недостаточна для преодоления энергетического барьера; 3) тонкие частицы обладают большой удельной поверхностью, поэтому для их извлечения требуется большая поверхность раздела жидкость – газ; 4) тонкие частицы имеют склонность к неселективному агрегированию, что равносильно образованию сростков; 5) тонкие частицы обычно сильнее окислены, что ухудшает их флотируемость.

Наличие большого количества тонких частиц (3 – 10 мкм) в пульпе затрудняет флотацию более крупных зерен (рис. 10.3). Тонкие частицы самого минерала, находящиеся на поверхности крупных зерен, препятствуют их прилипанию к пузырькам, а также снижают свободную поверхность пузырька.

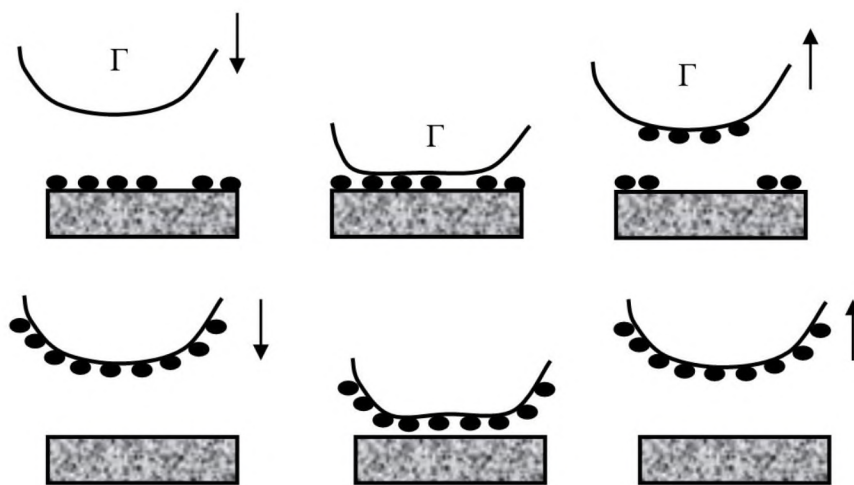


Рис.10.3 Налипание шламов на поверхность флотируемого минерала

Кроме того, тонкие шламы обладают большой поверхностью и забирают на себя значительную часть реагента-собирателя. Поэтому питание флотации должно иметь равномерный состав по крупности. Крупные зерна удаляются в операциях поверочной классификации, а для уменьшения ошламования применяют стадийные схемы обогащения – операции флотации чередуются с операциями измельчения.

Для снижения вредного влияния шламов применяют:

- 1) стадийные схемы флотации;
- 2) реагенты-пептизаторы или флокулянты;
- 3) ведут флотацию в разбавленных пульпах, где агрегирование шламистых частиц меньше;
- 4) раздельную обработку песковой и шламистой частей твердой фазы пульпы;
- 5) обесшламивание пульпы перед флотацией.

В случае раздельного обогащения песковой и шламистой части пульпы улучшаются условия флотации частиц соответствующей крупности, но усложняется схема. Поэтому применяют раздельное контактирование крупных и тонких частиц с реагентами с последующей их совместной флотацией.

Плотность пульпы сильно влияет на показатели обогащения. Плотность пульпы характеризуют разбавлением (разжиженностью) или содержанием твердого. Разжиженность $R=Ж:Т$ – это отношение веса воды к весу твердого в пульпе. Содержание твердого $С$ определяется как отношение веса твердого к весу пульпы, выраженное в процентах или долях единицы. Эти параметры выражают как объемные или весовые, в последнем случае расчеты проще.

В плотных пульпах флотация идет плохо, в сильно разбавленных – уменьшается извлечение полезного компонента в основном из-за снижения прочности пены (рис. 10.4).



Рис.10.4 Зависимость извлечения и содержания от плотности пульпы

Плотность пульпы влияет и на технико-экономические показатели работы флотационного отделения: расход реагентов, производительность флотомашин, удельный расход электроэнергии, воды и пр. При плотных пульпах расход реагентов ниже, выше производительность машин по твердому, но хуже показатели обогащения. Поэтому подбирают оптимальное разбавление пульпы, которое зависит от свойств руды (крупности и плотности минерала), назначения операции флотации, качества концентрата. Разжиженность колеблется от 1,8 до 6, а содержание твердого – от 14 до 35 %. Для угля принимают $T:Ж = 0,1$.

Крупность флотируемого материала и раскрытие сростков. Измельчение материала перед флотацией необходимо для разделения сростков отдельных минералов и доведения крупности частиц до таких размеров, при которых возможно осуществление флотации. В соответствии с этим характеристики крупности исходного материала влияют на флотацию двумя путями – изменением флотируемости частиц в зависимости от их крупности и степени раскрытия сростков. Иногда приходится измельчать руду в соответствии с кондициями на концентраты, например апатитовые концентраты должны быть достаточно тонкими.

Из приведенных выше данных видно, что для флотации, протекающей с достаточной скоростью и избирательностью, необходимо добиваться оптимальной гранулометрической характеристики флотируемого материала. Флотация осуществляется лучше всего при некоторой средней крупности частиц. Присутствие в пульпе тонких шламов обычно ухудшает флотацию, снижает ее скорость и избирательность, вызывает увеличение расхода реагентов. Слишком крупные частицы в обычных условиях флотируются плохо, остаются в хвостах. Оптимальные условия флотации (реагентный режим, плотность пульпы и др.) изменяются при флотации материала разной крупности.

Для разделения минералов при флотации предварительно должны быть разрушены сростки различных минералов при измельчении материала или, как иногда говорят, минералы должны быть «раскрыты».

Количественную оценку степени раскрытия минералов получают при определении (под микроскопом) соотношения числа свободных частиц отдельных минералов и числа сростков, состоящих из этих минералов. По этим данным с учетом плотности минералов можно рассчитать весовое соотношение сростков и свободных частиц.

В подавляющем большинстве случаев не достигается полное раскрытие всех сростков, поскольку для этого требуется слишком тонкое измельчение материала, при котором переизмельчаются также свободные частицы. Переизмельчение объясняется двумя причинами:

1. При измельчении руды плоскости разрушения проходят не только по контакту различных минералов, но и по самим минералам. На рис. 10.5 приведен пример прохождения плоскостей разрушения по измельчаемому куску руды, состоящему из трех минералов. Несмотря на то, что большинство плоскостей разрушения проходят по границам контакта отдельных минералов, в ряде случаев они проходят так, что в измельченном продукте остаются сростки. Зерна черного и светлого минералов (рис. 10.5, б) отделены друг от друга лучше, чем светлого и покрытого точками.

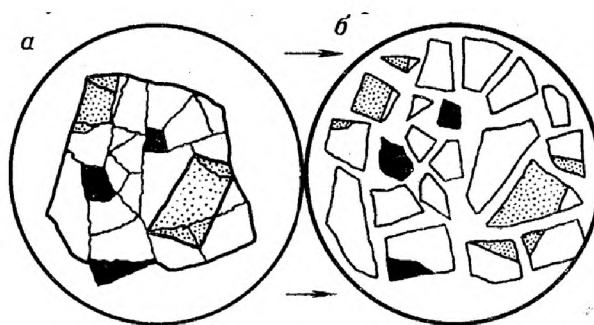


Рис.10.5 Схема разрушения руды при измельчении:
а – до измельчения, б – после измельчения

2. В рудах часто имеет место очень тонкое вкрапление одних минералов в другие. При измельчении всей руды до размеров этих вкраплений неизбежно будут образовываться очень тонкие шламы.

Поэтому при флотации опытным путем определяют такое измельчение руды, при котором достаточно полно раскрываются сростки, позволяющие получить кондиционные концентраты и отвальные хвосты; отсутствуют крупные частицы, флотация которых невозможна вследствие их больших размеров; получают минимальное количество тонких шламов. При этом стремятся обойтись как можно более крупным измельчением руды, облегчая тем самым сгущение, фильтрацию и сушку концентратов и, главное, повышая производительность мельниц.

Оптимальную тонкость измельчения определяют в первом приближении опытным путем в лабораторных условиях.

Флотационные свойства сростков зависят в основном от доли отдельных минералов в общей поверхности частиц, которая определяется не только соотношением минералов в частице, но и формой их срастания. Когда сростки состоят из двух минералов, можно представить себе четыре основные формы их срастания (рис. 10.6).

В первом случае (рис. 10.6, а) сростки раскрываются при измельчении наиболее полно, что зависит также от четкости контактов частиц. Во втором случае (рис. 10.6, б) зерно одного минерала покрывается как бы пленкой другого минерала. В частном случае эта пленка может быть продуктом окисления и гидратации первого минерала. Флотационную активность таких сростков нельзя оценивать по их количественному и минеральному составу. Сростки рассматриваемого типа лучше всего раскрываются при разрушении частиц не ударами, а истиранием. Примером такого типа сростков являются пленки халькозина на халькопирите, лимонита на кварците и др.

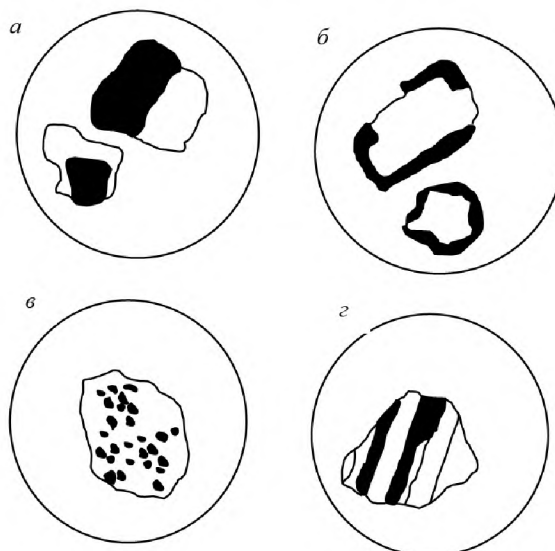


Рис.10.6 Основные типы сростков двух минералов

В третьем случае (рис.10.6, в) один из минералов образует относительно тонкодисперсные включения в другом. Срощенность такого типа сильнее всего затрудняет флотационное разделение минералов, так как требуется очень тонкое их измельчение, которое далеко не всегда обеспечивает достаточную полноту раскрытия сростков.

В четвертом случае (рис. 10.6, г) разделение сростков минералов при измельчении весьма затруднительно, но в меньшей мере, чем в показанном на рис. 10.6, в.

Практически формы срастания минералов гораздо сложнее, чем это схематически показано на рис. 10.6, так как часто имеется одновременно несколько форм с участием не двух, а многих минералов. Поэтому необходим тщательный анализ сростков, в первую очередь – под микроскопом. Известное значение имеет также разделение разных классов крупности в тяжелых жидкостях.

Для наиболее рационального измельчения руд перед флотацией используются приемы, связанные с регулировкой работы мельниц и применением различных схем.

Большое значение имеют правильно выбранная и экспериментально подтвержденная стадийность измельчения и классификация. При тонком измельчении руды операции классификации совершенно обязательны. К их числу относятся не только контрольная классификация с возвратом всех (или части) песков в измельчение, но и предварительная классификация руды и контрольная классификация слива классификатора. Оба последних случая применяют при измельчении легкошламуемых и переизмельчаемых руд.

В каждом конкретном случае имеется экономически наиболее выгодная степень раскрытия минералов, которая зависит не только от технических соображений, но и от производительности фабрики и содержания полезных минералов в руде.

Плотность и температура пульпы. Одним из важных факторов, влияющих на флотацию, является соотношение твердой и жидкой фаз пульпы. Существуют показатели, применяемые для характеристики этого соотношения.

1. Содержание в пульпе твердого Р в процентах

$$P = T/(T + Ж),$$

где Т – масса твердого в единице объема пульпы; Ж – масса воды в этом же объеме; Т+Ж – масса единицы объема пульпы.

2. Отношение массы твердого к жидкому в пульпе (Т: Ж) или жидкого к твердому (Ж :Т = R).

3. Консистенция пульпы, являющаяся отношением объема, занимаемого водой, к объему, занимаемому твердым, в одном и том же объеме пульпы.

4. Чаще всего для точных расчетов на практике пользуются первым показателем. Консистенцию пульпы рассчитывают в специальных случаях при исследованиях.

Плотность пульпы весьма разносторонне влияет на флотацию.

С увеличением плотности пульпы при постоянном объеме флотационных машин и производительности фабрики продолжительность нахождения пульпы в этих машинах возрастает.

Объемная концентрация реагентов также увеличивается с увеличением плотности пульпы (при сохранении постоянного расхода реагента, отнесенного к единице веса флотируемого материала). В ряде случаев повышение плотности пульпы увеличивает извлечение. С этих точек зрения, казалось бы, целесообразно флотировать пульпу максимальной плотности. Однако при чрезмерном увеличении плотности пульпы резко ухудшается аэрация пульпы и флотация крупных частиц, происходит более интенсивная флотация тонких частиц пустой породы, что ухудшает качество концентрата. Флотация разбавленных пульп позволяет обычно получать более чистые концентраты, но извлечение при этом снижается.

Поэтому в каждом случае необходимо устанавливать опытным путем наиболее выгодную плотность пульпы. Обычно в практике флотации применяют плотность пульпы в пределах 15 – 40 % твердого. Уменьшение плотности пульпы в пересчетных флотациях связано с необходимостью получения наиболее чистых концентратов (в разбавленных пульпах ухудшаются условия перевода в пену тонких фракций пустой породы, обычно загрязняющей концентраты). Особенно важно применение разбавленных пульп при значительном содержании в них тонких шламов.

В пенных продуктах обычно содержится больше твердых частиц, чем в пульпе, поэтому по фронту флотации от камеры к камере происходит заметное разбавление пульпы.

В условиях развитых схем обогащения иногда приходится применять специальное разбавление или даже сгущение продуктов. Разбавление пенных продуктов водой обычно производится подачей воды в желоба флотационных машин. При этом воду одновременно используют для разрушения пены. В результате многократной циркуляции промежуточных продуктов в схеме флотации устанавливается некоторое постоянство плотности пульпы в отдельных операциях. Налаживание процесса требует известного времени. Следует остерегаться обводнения процесса вследствие чрезмерного добавления воды.

С повышением температуры пульпы увеличивается скорость большинства процессов, происходящих на поверхностях раздела фаз; повышение температуры пульпы интенсифицирует флотацию.

При применении ксантогенатов влияние температуры пульпы гораздо менее заметно, чем при флотации жирными кислотами, потому что ксантогенаты хорошо растворяются в холодной воде. Однако при флотации сульфидных минералов изменением температуры пульпы можно регулировать окислительные процессы и пенообразование. Обычно при флотации в холодной воде требуется больший расход пенообразователя.

Из практики зарубежных обогатительных фабрик, перерабатывающих руды цветных металлов, известны примеры значительного влияния температуры пульпы на флотацию.

Так, например, на фабрике «Магма» (США) отмечено отрицательное действие значительного повышения температуры пульпы в шаровых мельницах, что связывается с излишним окислением при этом борнита. Наиболее часто применяют подогрев пульпы перед флотацией сфалерита при переработке свинцово-цинковых руд, а также для десорбции собирателя с медно-молибденовых концентратов. Весьма показательна практика регулирования температуры пульпы на одной из американских свинцовых фабрик. В основной свинцовой флотации температура пульпы равна 13 °С, в очистной свинцовой 8 °С, в основной цинковой 16 °С и в очистной цинковой 32 °С.

Состав жидкой фазы пульпы. Состав воды, в которой осуществляется флотация, весьма существенно влияет на этот процесс. В воде находятся различные ионы (влияющие на флотацию и изменяющие рН воды), растворенные газы и различные коллоидные и органические примеси.

Все природные воды соприкасаются в своем круговороте с огромным числом минералов и веществ, подверженных в той или иной мере растворению. При этом природная вода растворяет различные химические вещества.

К числу главных компонентов, встречающихся в природных водах, относятся следующие ионы: хлорида Cl^- , сульфата SO_4^{2-} , гидрокарбоната HCO_3^- , карбоната CO_3^{2-} , натрия, калия, кальция, магния и водорода. К главным компонентам относятся и газы – кислород, углекислый газ и сероводород, находящиеся в воде в молекулярной форме. Кроме того, в природной воде могут присутствовать, хотя и в меньших, но вполне достаточных для влияния на флотацию количества, ионы всех галоидов, железа, марганца, кремневой кислоты и др.

Взаимодействуя в процессах измельчения, классификации и флотации с измельченными полезными ископаемыми, вода дополнительно насыщается содержащимися в них ионами.

Вследствие некоторой растворимости ряда минералов они могут значительно изменять рН пульпы.

Кроме неизбежных ионов природные воды могут содержать органические и неорганические соединения в коллоидном виде. Воды, поступающие из болот и застойных прудов, могут содержать гумусовые и другие органические кислоты.

Неизбежные ионы различно и весьма сильно влияют на флотацию. Особенно заметно это влияние при флотации несulfидных минералов (окислов, силикатов, алюмосиликатов, полярных солеобразных минералов с щелочно-земельными катионами) при помощи жирных кислот и их мыл. Установлено, что даже весьма незначительное количество неизбежных ионов может резко изменить весь ход флотационного процесса.

Влияние неизбежных ионов на флотацию может быть следствием двух причин:

- неизбежные ионы, закрепляясь на поверхностях, изменяют их флотационные свойства;

- неизбежные ионы могут вступать в химическую реакцию с реагентами. Так, например, ионы кальция образуют с жирными кислотами малорастворимые кальциевые мыла, ионы тяжелых металлов с ксантогенатами щелочных металлов образуют малорастворимые ксантогенаты соответствующих тяжелых металлов.

Нежелательное влияние неизбежных ионов на флотацию предотвращают и регулируют применением соответствующих реагентов. Сода и некоторые другие щелочи выводят в нерастворимые соединения ионы кальция и железа. Ионы меди (и других тяжелых металлов), активирующие цинковую обманку, переводятся во флотационно-неактивный анион.

Изменением рН пульпы можно регулировать растворимость минералов и, следовательно, концентрацию неизбежных ионов в жидкой фазе пульпы.

Большое значение имеет также правильный выбор реагента-собираателя. Наглядным примером устранения нежелательного действия неизбежных ионов на флотацию является применение катионных собирателей вместо жирных кислот. Эти группы реагентов, как известно, обладают весьма различными флотационными свойствами. В частности, катионные реагенты почти не реагируют на присутствие в воде солей жесткости. Например, флотация эстонских фосфоритов в морской воде с помощью жирных кислот протекала неудовлетворительно, с помощью же реагента ИМ-11 осуществлялась нормально.

Изменение концентрации в пульпе растворенных газов, прежде всего кислорода, значительно влияющего на процесс флотации, может происходить как в связи с качеством исходной воды, так и в процессе флотации. Известен пример резкого снижения концентрации кислорода в озерной воде, поступающей на фабрику. В зависимости от минерального состава руды при ее измельчении и классификации происходит резкое снижение концентрации кислорода в пульпе. В тех случаях, когда кислород улучшает флотацию, полезно применять специальную предварительную аэрацию пульпы, насыщая ее кислородом воздуха.

Реагентный режим. Под реагентным режимом флотации подразумевают ассортимент применяемых реагентов, их расход, порядок подачи в процесс и продолжительность контакта реагентов с пульпой.

Подача реагентов в процесс происходит в следующей последовательности. Вначале к пульпе добавляются реагенты-регуляторы, изменяющие рН среды, подаватели и другие, затем собиратель и в последнюю очередь пенообразователь. Эта общая схема может иметь много разновидностей и уточнений. Так, например, при флотации несulfидных руд жирными кислотами, при активирующем действии ионов железа, получающихся в измельчении, целесообразно добавление соды в мельницы (для перевода железа в малорастворимые гидроокиси). Иногда оказывается полезным добавить жидкое стекло в слив мельниц для пептизации пульпы в классификаторах.

При необходимости длительного контакта с минералами реагенты-регуляторы подают в специальные контактные чаны или в насосы, подающие пульпу в эти чаны (для увеличения продолжительности контакта и лучшего перемешивания реагента).

Для реагентов-собираателей обычно необходим контакт с пульпой в течение нескольких минут, поэтому их подают в контактный чан. Причем необходимо, чтобы компоненты пульпы предварительно прореагировали с реагентами-регуляторами. Поэтому иногда приходится устанавливать дополнительный контактный чан для отдельного контакта пульпы с реагентами-регуляторами и собирателями. При быстром и не особенно избирательном взаимодействии минералов с собирателем целесообразно подавать этот реагент не сразу, а отдельными порциями (так называемая дробная подача реагента). При этом часть реагента (обычно большую) подают в контактный чан, а остальные порции - в отдельные камеры флотационных машин. Если применяют машины механического типа, то добавочные порции реагента следует подавать в пульпу, поступающую на импеллер. Соотношение расхода реагентов в отдельных точках, при котором получают лучшие результаты, подбирают экспериментально. Примером целесообразной дробной подачи реагентов-собираателей является флотация каменных углей.

Если необходимо воздействие собирателя на свежесоблаженные минеральные грани, реагент подают в мельницу. Иногда при большой скорости взаимодействия собирателей с минералами эти реагенты можно подавать во флотационную машину, не применяя контактного чана.

Реагенты-пенообразователи подают, как правило, после собирателя непосредственно во флотационную машину. Продолжительность их контакта с пульпой обычно составляет – 2 мин.

Для правильного использования реагентов большое значение имеет способ их подготовки перед дозированием. При применении реагентов в виде растворов необходимо подобрать оптимальную концентрацию этих растворов. Слишком разбавленные растворы применять неудобно ввиду их большого объема. Однако нельзя применять и излишне концентрированные растворы, которые трудно дозировать (вследствие высокой вязкости) или доставлять по трубопроводам. Концентрированные растворы жидкого стекла, отлагаясь на стенках реагентопроводов, закупоривают их. Иногда в концентрированных растворах реагенты изменяют свои свойства (например, крахмал и олеат натрия образуют плохо диспергируемые в воде мицеллы).

10.1. Схемы и практика флотации

В практике флотации руд обычно в одной операции флотации не удастся получить два кондиционных по качеству продукта – концентрат и хвосты. Причины этого: близость флотационных свойств разделяемых минералов не обеспечивает высокую селективность флотации, необходимость получения нескольких продуктов обогащения, необходимость доизмельчения продуктов для более полного раскрытия сростков. Схемы флотации зависят от качества сырья и требований к конечным продуктам. Названия отдельных операций флотации приведены на рис. 10.7.

Основная флотация – начальная операция для разделения определенных групп минералов.



Рис.10.7 Названия отдельных операций флотации

Перечистная флотация – операция, в которой выполняется переобогащение (повторная флотация) пенного продукта, полученного в другой или предыдущей операции флотации, с целью повышения его качества.

Контрольной флотацией называется операция переобогащения камерного продукта (хвостов) другой или предыдущей операции флотации для снижения потерь ценного минерала с отходами.

Схема может иметь несколько основных операций, особенно при обогащении полиметаллических руд. В операциях основной и контрольной флотации необходимо обеспечение высокого извлечения ценного минерала в пенный продукт. Поэтому пена должна быть устойчивой и вязкой. В операции перечистой флотации для повышения качества концентрата нужна более хрупкая пена.

К особенностям схем флотации относятся число стадий обогащения, число циклов обогащения и их назначение. Стадией называется часть схемы, включающая одну операцию измельчения руды и последующую группу операций флотации. Различают одно-, двух- и трехстадиальные схемы флотации.

Циклом схемы флотации называется группа операций флотации, в которой выделяется один или несколько кондиционных по качеству продуктов. В каждой стадии схемы может быть несколько циклов.

При флотации руд с выделением нескольких концентратов в зависимости от последовательности выделения различают коллективную флотацию, последовательно-селективную и коллективно-селективную.

Операция флотации, в которой в пенный продукт стремятся максимально извлечь все ценные минералы, содержащиеся в руде, называется коллективной. В ней получают коллективный концентрат, содержащий несколько ценных минералов.

Операция флотации, в которой разделяются ценные минералы, извлеченные в пенный продукт при коллективной флотации, называется селективной.

При последовательно-селективной флотации из руды последовательно выделяют отдельные компоненты. В первую очередь выделяют легко флотирующиеся минералы, а затем – трудно флотирующиеся. Такие схемы применяют наиболее часто.

При коллективно-селективной схеме вначале в общий пенный продукт выделяют несколько полезных компонентов, которые затем отделяют друг от друга. Обычно разделению коллективных концентратов предшествует их доизмельчение.

При коллективной флотации пены должны быть более вязкими, при селективной – более хрупкими.

По флотационным свойствам принято условное деление минералов на следующие группы.

1. Минералы с высокой естественной гидрофобностью – сера, графит, уголь, тальк, молибденит. Минералы этой группы плохо смачиваются водой. В качестве собирателя используются аполярные углеводороды в количестве 0,5 – 1,5 кг/т руды. При столкновении капель углеводородной жидкости с частицами капли растекаются по поверхности частиц и увеличивают их гидрофобность. Минералы этой группы, кроме молибденита, совместно в рудах не встречаются, задача обогащения – отделение их от пустой породы. Молибденит отделяют от сульфидов. Сера, графит, уголь и тальк имеют невысокую плотность, поэтому максимальная крупность флотирующихся зерен для них около 0,5 мм. Молибденит имеет повышенную плотность, но чешуйчатая форма зерен и высокая гидрофобность обеспечивают возможность его флотации тоже при крупности около 0,5 мм.

2. Самородные металлы и сульфидные руды – золото, медь, сульфиды меди (халькопирит, борнит, ковеллин, халькозин), полиметаллические руды, медно-никелевые руды, ртутные и сурьмяные руды. Самородное мелкое золото легко флотируется ксантогенатами при $\text{pH}=7-9$. Золотые руды, содержащие сульфидные или окисленные минералы меди, обогащаются флотацией с получением коллективного медно-золотого концентрата, направляемого в плавку. Золото при плавке полностью извлекается в черновую медь, а при ее электролизе выпадает в шлам.

Показатели флотации меди зависят от распределения ее по отдельным минералам. Извлечение меди в концентрат определяется соотношением между количеством меди в сульфидных и окисленных минералах, так как сульфиды извлекаются на 98 %, карбонаты – на 60 %, а силикаты не извлекаются. Все сульфиды меди легко флотируются ксантогенатами при $\text{pH} = 6-14$.

Для полиметаллических руд характерна агрегатная вкрапленность: сульфиды тесно сростаются между собой, образуя агрегаты, вкрапленные в породу. Для освобождения агрегатов от сростков с породой необходимо измельчение до 40 – 45 % класса –74 мкм, а для разделения сульфидов необходимо тонкое измельчение: 90 – 99 % класса –74 мкм. Задача обогащения таких руд состоит в получении кондиционных медного, свинцового, цинкового и пиритного концентратов. В качестве собирателя применяют гетерополярные реагенты с сульфгидрильной группой. Схема может быть селективной, коллективно-селективной или коллективной.

1. Окисленные руды цветных металлов – свинцовые руды (англезит, церуссит), медные (малахит, азурит), цинковые (смитсонит), полиметаллические руды. Флотацию ведут сульфгидрильным собирателем с предварительной сульфидизацией сернистым натрием.

2. Карбонаты черных металлов и соли щелочно-земельных металлов, не содержащие кремнекислоту – апатит, флюорит, шеелит, барит, сидерит, доломит, кальцит. Минералы этой группы флотируют жирными карбоновыми кислотами, их мылами, алкилсульфатами, олеиновой кислотой. Расход 0,15 – 0,3 кг/т. Для депрессии пустой породы применяют жидкое стекло, соду, кремнефтористый натрий. При селективной флотации реагентный режим сложен из-за близких флотационных свойств минералов.

3. Оксиды металлов – бурые железняки, марганцевые руды, оловянные руды (касситерит). Все оксиды железа могут флотироваться оксигидрильными собирателями. Применяют прямую анионную флотацию (оксиды железа флотируют жирнокислотным собирателем), обратную

катионную флотацию (кварц флотируют аминами или их солями, а железный концентрат получается в виде камерного продукта) и обратную анионную флотацию (кварц флотируют оксигидрильными собирателями).

4. Силикаты – полевой шпат, нефелин, берилливые руды. Флотируют анионными и катионными собирателями.

5. Растворимые соли. Флотацию применяют для разделения сильвина KCl и галита $NaCl$. Флотируют из насыщенных растворов анионными или катионными собирателями. Имеются две закономерности: 1) если каждая из солей флотируется в собственном растворе, то при флотации смеси одна соль депрессирует вторую (правило Кузина); 2) в растворах двух солей падает флотируемость той соли, растворимость которой понижается (правило Стрёмовского).

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 азирование 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 флотиремостью 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 флотиремого 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;

Аэрофлокуляционная 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.

10.2. Флотационные машины

Для ведения флотационного процесса флотационная машина должна обеспечивать: перемешивание пульпы для поддержания частиц во взвешенном состоянии; аэрацию пульпы; спокойную зону пенообразования на поверхности машины; непрерывную раздельную разгрузку пенного и камерного продуктов.

Различия в конструкциях флотомашин определяются в основном способом перемешивания и аэрации пульпы. По этому признаку машины делятся на:

- 1) механические – перемешивание пульпы и засасывание воздуха осуществляется импеллером;
- 2) пневмомеханические – перемешивание пульпы осуществляется импеллером, а воздух подается принудительно;
- 3) пневматические – перемешивание и аэрация пульпы осуществляется подачей сжатого воздуха.

Среди механических машин наибольшее распространение получили машины, разработанные институтом «Механобр», позднее усовершенствованные и имеющие маркировку ФМР – флотационная машина рудная. Машина ФМР комплектуется из секций по 2 камеры, имеющих прямоугольное сечение в плане.

Первая камера – всасывающая, вторая – прямоточная (рис. 10.8).

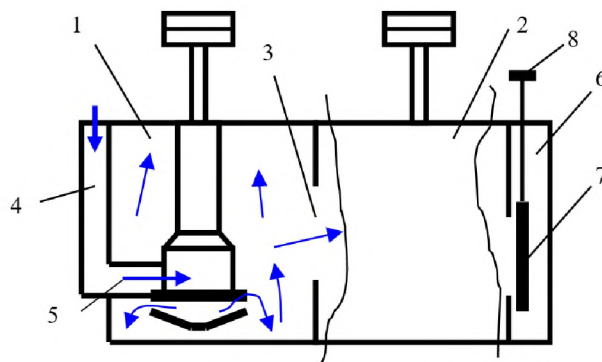


Рис. 10.7. Машина ФМР:

1 – всасывающая камера; 2 – прямоточная камера; 3 – окно для перетока пульпы; 4 – карман для приема пульпы; 5 – труба для подачи пульпы на импеллер; 6 – карман для выпуска отходов; 7 – шибер; 8 – штурвал

Устройство камеры представлено на рис. 10.8.

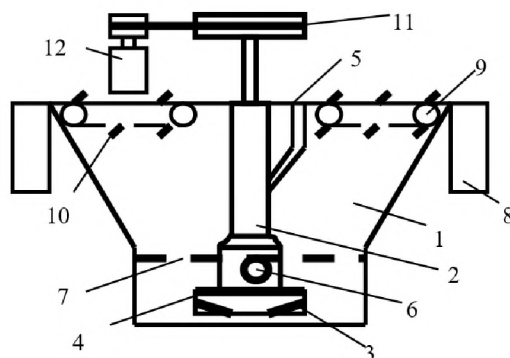


Рис. 10.8. Устройство камеры:

1 – камера машины; 2 – аэратор; 3 – лопатки импеллера, 4 – надымпеллерный диск; 5 – труба для засасывания воздуха; 6 – патрубок для подачи пульпы на импеллер; 7 – успокоительная решетка; 8 – приемник пенного продукта; 9 – цепной пеногон; 10 – гребок пеногона; 11 – шкив клиноременной передачи; 12 – электропривод

Вал импеллера помещен в центральную трубу, в которой имеется трубка для подсоса воздуха из атмосферы. Нижняя часть центральной трубы переходит в надымпеллерный стакан, соединенный со статором. В стакане имеются боковые отверстия. Во всасывающих камерах через одно из них пульпа подается в зону импеллера. В прямооточных камерах это отверстие закрывают пробкой. Остальные отверстия служат для рециркуляции пульпы, их размер регулируется шибером со штоком. Всасывающая и прямооточная камеры разделены перегородкой с большим прямоугольным отверстием, величина которого регулируется заслонкой. Также она служит для регулирования уровня пульпы в камере. Пена удаляется пеносъемником в желоб для пенного продукта. Отходы разгружаются через порог в боковом кармане последней камеры.

В рудной практике флотационные машины компонуются из 14 камер, не более, исходя из удобства обслуживания.

Основной рабочей деталью машины является импеллер – диск с радиально расположенными вертикальными лопатками (рис. 10.9 слева – фронтальный разрез блока импеллер-статор, справа – вид сверху).

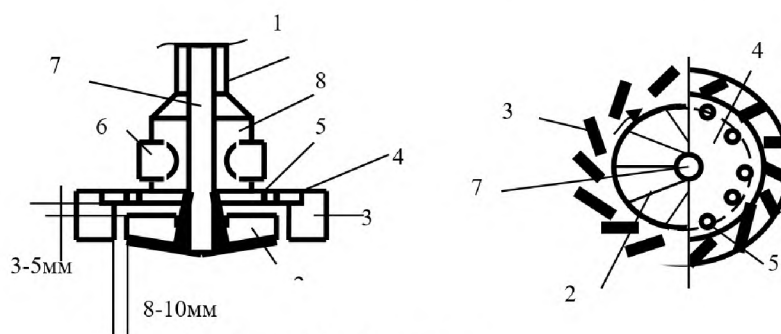


Рис. 10.9. Импеллер:

1 – центральная труба для подсоса воздуха; 2 – лопатки импеллера; 3 – лопатки статора; 4 – надымпеллерный диск; 5 – отверстия для внутрикамерной циркуляции пульпы; 6 – регулируемые окна для подачи пульпы на импеллер; 7 – вал импеллера; 8 – надымпеллерный стакан

При вращении импеллера за его лопатками образуется разрежение и в поток пульпы засасывается воздух, поступающий по центральной трубе. Ударами лопаток импеллера воздух и пульпа перемешиваются и в виде вихревых потоков пульповоздушной смеси выбрасываются между лопатками статора в камеру машины. Окружная скорость и диаметр импеллера определяют количество засасываемого воздуха. Чем они выше, тем больше количество воздуха, но сильнее силы отрыва частиц от пузырьков. Поэтому на практике работают на скорости импеллера до 10 м/с.

Количество пульпы, поступающей на импеллер, должно быть оптимальным. Его увеличение приводит к заполнению пульпой центральной части импеллера и засасывание воздуха прекращается. Поэтому пульпу подают не только к центру импеллера, но и на периферию его лопаток.

Статор – диск с отверстиями и лопатками, расположенными под углом к радиусу диска статора. Статор увеличивает количество засасываемого воздуха и улучшает его диспергацию. Статор отводит от импеллера пульпу в объем камеры, гасит завихрения и увеличивает расход воздуха в машине в 2 – 2,5 раза. При остановке импеллера статор предохраняет его от заиливания. Статор и особенно импеллер сильно изнашиваются, поэтому их футеруют резиной. Благодаря статору в верхней части камеры, где происходит минерализация пузырьков, образуется относительно спокойная зона разделения минералов.

Машина ФМР проста в эксплуатации и регулировании. Производительность машины по потоку составляет 1,2 – 2 объема одной камеры в минуту. Недостатком является резкое ухудшение аэрации при увеличении зазора между лопатками импеллера и статора более 8 – 10 мм.

Из пневмомеханических машин наиболее совершенной является машина, также разработанная институтом Механобр – ФПР – флотационная, пневмомеханическая, рудная (рис. 10.10). Машина состоит из прямооточных камер. В каждой камере установлен на полом вала пальцевый импеллер-аэратор. Вокруг импеллера радиально укреплены к днищу камеры 12 – 16 пластин диспергатора. Выше диспергатора расположены радиальные пластины успокоителя, прикрепленные к боковым стенкам камеры. Пластины гасят вращательное движение пульпы и создают спокойную зону в верхней части камеры, где происходит минерализация пузырьков.

Воздух поступает принудительно под избыточным давлением в аэратор через полый вал. Вал перфорирован на участке, находящемся в блоке подшипников. В этот блок воздух подается через воздушный коллектор и трубу от воздуходувки. Количество воздуха, подаваемого в каждую камеру, регулируется вентилем.

В пневмомеханической машине задача импеллера – поддерживать твердые частицы во взвешенном состоянии и диспергировать воздух. Поскольку воздух подается принудительно и нет необходимости в засасывании его импеллером, то окружная скорость импеллера ниже, чем в машинах механического типа и составляет 6,5 – 7,5 м/с.

Пена удаляется пеногоном, высота сливного порога регулируется.

В первую камеру пульпа поступает из приемного кармана, в последующую переходит через окно в междуканерной перегородке. Уровень пульпы поддерживается регулятором в последней камере машины и количеством подаваемого воздуха. Все части машины, соприкасающиеся с пульпой, гуммируются. Пластины диспергатора и успокоителя – съемные. Производительность по потоку составляет 2 – 3 объема камеры в минуту. Достоинства машин этого типа: тонкая диспергация воздуха, легко регулируемая степень аэрации, удельный расход электроэнергии ниже, скорость флотации выше на 30-40%, занимают меньшую площадь при той же производительности, эксплуатационные затраты ниже.

В пневматических машинах диспергирование воздуха, подаваемого в пульпу, выполняется продавливанием его через трубки, неподвижные или подвижные пористые перегородки, а также с помощью эрлифта. Эти машины применяются для флотации руд несложного минерального состава. Степень аэрации здесь 15 – 35 %. При такой аэрации пузырьки сталкиваются и коалесцируют. Крупность пузырьков составляет 3 – 4 мм в отличие от машин других типов (0,8 – 1,5 мм). Недостатками являются: быстрое забивание пор аэраторов, осаждение зернистых частиц на дне, необходимость выпуска пульпы при остановках машины.

Наибольшее распространение получили аэролифтные (эрлифтные) машины АФМ, так как в них эти недостатки отсутствуют (рис. 10.11).

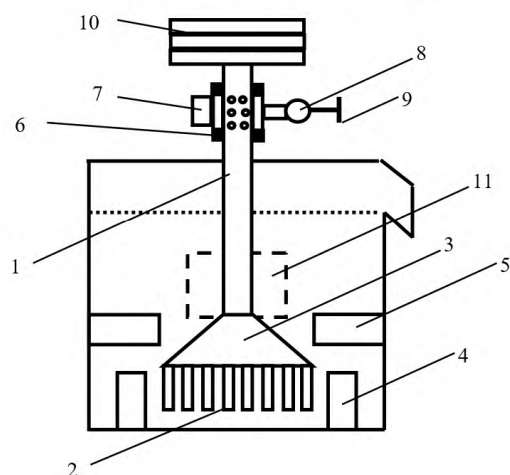


Рис. 10.10. Машина ФПР:

- 1 – вал импеллера; 2 – пальцы; 3 – успокоительный конус; 4 – пластины диспергатора; 5 – пластины успокоителя; 6 – блок подшипников; 7 – воздушный коллектор; 8 – труба для подачи воздуха; 9 – вентиль; 10 – шкив; 11 – окно

Принцип действия заключается в следующем. Пульпа в центральной трубе насыщается воздухом, подаваемым принудительно. Поскольку плотность азрированной пульпы ниже, чем неазрированной, пульпа поднимается вверх по центральной трубе. Для этого должно выполняться условие: $h\delta_1 > (h+H)\delta_2$. Здесь h – глубина погружения эрлифта в неазрированную пульпу; H – подъем азрированной пульпы над уровнем неазрированной; δ_1 , δ_2 – плотность неазрированной и азрированной пульпы. Предельная высота подъема пульпы: $H_{пред} = h(\delta_1 - \delta_2) / \delta_2$.

Аэролифтные машины разработаны институтом «Механобр», скорость флотации в них в 2 раза выше, чем в механических.

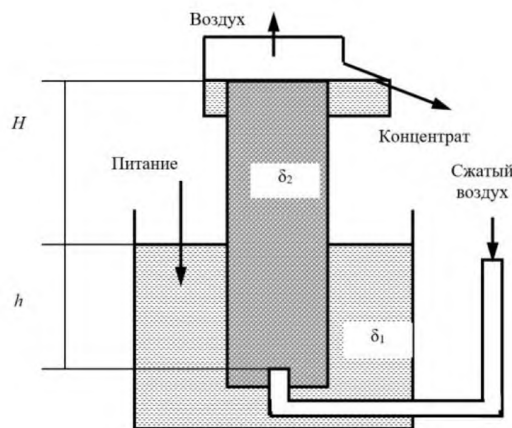


Рис. 10.11. Аэролифтные (эрлифтные) машины АФМ

Специально для флотации грубозернистых пульп создана машина пенной сепарации ФПС–16 (рис. 10.12).

Пульпа с содержанием твердого 600 – 700 г/л (при обычной флотации 100 – 120 г/л), обработанная реагентами, подается на заранее созданный слой пены в машине. Пузырьки минерализуются при падении частиц на пену и прохождении через нее, поэтому вероятность флотации их гораздо выше, чем в других машинах. Кроме того, отсутствуют центробежные силы отрыва.

Гидрофобные частицы быстро прилипают к пузырькам и удаляются из машины. Движение пены к разгрузочному порогу создается за счет подачи большого количества воздуха в аэраторы, расположенные ближе к загрузке пульпы. В нижней части пирамидальной ванны имеется выпускной затвор для отходов. Аэраторы выполнены в виде пористых керамических или резиновых трубок. В них подается воздух под давлением до 1,5 кг/см². Машины пенной сепарации изготавливаются одно- и многокамерными, мелкими и глубокими. Наибольшее применение они получили при обогащении сильвинитовых руд. Этот принцип флотационного обогащения позволяет получать экономию за счет снижения затрат на измельчение руды и имеет высокую скорость процесса.

Для флотации тонкоизмельченных руд применяются колонные флотационные машины, в которых пузырьки и частицы движутся в противотоке (рис. 10.13).

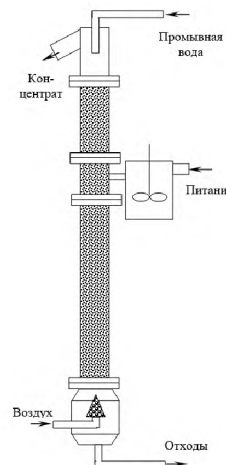
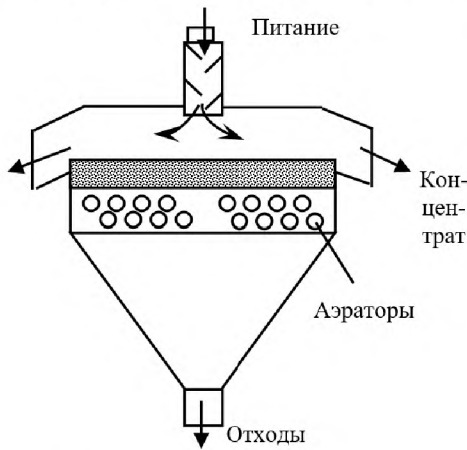


Рис. 10.12. Машина пенной сепарации ФПС–16

Рис. 10.13. Колонная флотационная машина

Колонная машина имеет высоту около 10 м и диаметр 0,45 м. В верхнюю часть подается промывная вода и имеется труба для выпуска пенного продукта. Ниже уровня пульпы расположен трубопровод для подачи пульпы. В нижней части колонны имеется расширение, в котором расположен диффузор – конус с пористой поверхностью для аэрации пульпы. В диффузор подается воздух от воздуходувки. Ниже диффузора подсоединена воронка для выпуска камерного продукта (отходов). Колонные машины имеют высокую производительность на единицу занимаемой площади, потребляют меньше электроэнергии, ниже капитальные затраты.

К вспомогательному оборудованию во флотационном отделении относятся питатели реагентов, контактные чаны и эмульгаторы.

Питатели реагентов предназначены для равномерной подачи реагентов в точно дозированном количестве. Конструктивно просты, несложны в обслуживании, надежны в работе. Конструкции и принцип действия зависят от типа реагентов и подразделяются на питатели для сухих сыпучих реагентов, жидких и вязких.

Для обеспечения необходимого времени контакта пульпы с реагентами применяются контактные чаны типа КЧ (рис. 10.14).

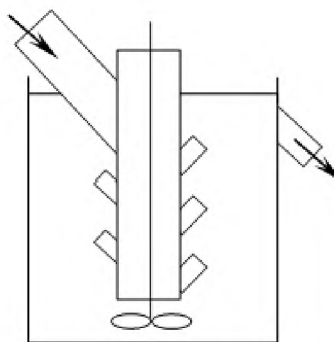


Рис. 10.14. Контактный чан

Контактный чан состоит из цилиндрического бака, по оси которого расположен вертикальный вал с мешалкой (импеллером). Вал импеллера помещен в открытую сверху и снизу вертикальную трубу большего диаметра, имеющую боковые отверстия для циркуляции пульпы. Мешалка поддерживает частицы во взвешенном состоянии. Пульпа поступает в центральную часть чана по трубе и попадает на мешалку, которая направляет ее вниз и к боковым стенкам чана. Далее потоки направляются вверх к разгрузочному отверстию.

Если флотационные реагенты взаимодействуют с поверхностью минерала быстро, то перемешивание пульпы с реагентами производится непосредственно во флотационной машине.

ЛЕКЦИЯ №11 и №12 «СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ», «РАЗДЕЛЕНИЕ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ АППАРАТОВ ДЛЯ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ»

Гравитационные методы обогащения до сих пор не имеют единой общепризнанной теории, а теоретические представления носят характер гипотез. В теоретических исследованиях определились два направления – детерминистское и вероятностно-статистическое.

Детерминистское направление исследует закономерности движения в средах отдельных зерен в свободных или стесненных условиях. Для объяснения закономерностей перемещения зерен используются законы классической механики, гидравлики, физики, гидроаэродинамики. Детерминистское направление позволяет учесть влияние параметров зерна и среды на результат расслоения смеси зерен в обогатительном аппарате и количественно оценить влияние сил, вызывающих перемещение отдельной частицы, но оно не учитывает влияние случайных факторов и не раскрывает полностью сложного движения совокупности зерен в средах.

Вероятностно-статистическое направление включает исследование закономерностей случайных, стохастических, процессов движения совокупности зерен и среды. Движение отмеченной совокупности рассматривается как результат действия системы внутренних и внешних сил, проявление которых носит вероятностно-статистический характер.

Вероятностно-статистическое направление раскрывает закономерности движения совокупности зерен в средах и процесс формирования слоев, но не позволяет оценить влияние сил, вызывающих перемещение отдельной частицы.

Силы, действующие при использовании гравитационных методов. Сопротивление среды и ее составляющие. Разделение частиц при гравитационных процессах обогащения обычно происходит в движущейся среде с достаточно большим содержанием твердого. В этих условиях на частицы кроме силы тяжести действуют подъемная (Архимеда) сила и силы сопротивления (гидродинамические, возникающие при обтекании частиц жидкостью, и механические, возникающие при столкновении частиц и их трении друг о друга и о дно и стенки машины, в которой происходит обогащение).

Сила тяжести

$$G = V\rho g = mg, \quad (11.1)$$

где V – объем тела; ρ – плотность тела; g – ускорение свободного падения; m – масса тела.

Выталкивающая сила Архимеда

$$A = V\Delta g, \quad (11.2)$$

где Δ – плотность среды, в которую погружено тело.

Если сложить эти силы (с учетом направления), то получим гравитационную силу (также называемую весом тела в среде): $G_0 = mg_0$. Ускорение тела в реальной среде

$$g_0 = \left(\frac{\rho - \Delta}{\rho} \right) g. \quad (11.3)$$

Оно непостоянно по величине и направлению и отличается от g . Если ρ больше, чем Δ , то тело тонет, если наоборот, то всплывает. (Так идет разделение в тяжелой жидкости и тяжелой суспензии.)

Кроме веса тела в среде на него действуют силы сопротивления. Причем различают *свободное движение*, когда силы, возникающие при соударении, трении частиц друг о друга и стенки аппарата, отсутствуют, и *стесненное движение*, когда эти силы имеют место.

Силы сопротивления среды движущемуся телу зависят от режима обтекания тела. Среда может двигаться прямолинейно либо криволинейно, обтекая движущееся в них зерно с различной скоростью. При спокойном медленном обтекании тела средой характер движения ламинарный, без завихрений и излишней траты энергии на сопротивление; сопротивление среды пропорционально первой степени скорости движения.

В случае быстрого обтекания тела средой (движение крупной частицы) возникают различные напряжения в передней – фронтальной и задней – тыльной части тела, энергия расходуется на создание завихрений. Сопротивление пропорционально скорости движения тела во второй степени для крупных частиц и скорости движения в степени от 1 до 2 для средних частиц. Чем больше скорость обтекания, размеры тела, сложнее конфигурация, тем интенсивнее вихреобразование при обтекании.

Параметр, характеризующий режим течения жидкости, называется параметром (числом) Рейнольдса (Re) в честь английского ученого О.Рейнольдса (*O.Reynolds*), который исследовал условия перехода ламинарного режима в турбулентный.

Силы сопротивления R имеют две основные составляющие (общий случай – стесненное падение): гидроаэродинамические силы сопротивления $R_{г/а}$ и силу механического сопротивления от других частиц и (или) стенок и дна аппарата $R_{мех}$. В случае свободного падения, являющегося частным случаем стесненного, сила сопротивления $R = R_{г/а}$.

Вследствие относительной простоты свободное падение изучалось более подробно. Формулы скорости свободного падения положены в основу многих формул стесненного падения, в которые вводились соответствующие поправки.

В свою очередь, $R_{г/а}$ имеет две составляющие: $R_{г/а} = R_1 + R_2$. Сила R_1 – это сопротивление от трения (вязкая составляющая); R_2 – инерционное сопротивление среды движению тела (сопротивление формы). Для мелких частиц основную роль играет R_1 , для крупных – R_2 , на тела промежуточного размера действуют обе составляющие. В данной модели не учитываются силы сопротивления от слоев жидкости, увлекаемой телом.

Общий закон сопротивления выражается формулой

$$R_{г/а} = \psi v^2 d^2 \Delta, \quad (11.4)$$

где ψ – коэффициент сопротивления; v – скорость движения тела; d – размер тела; Δ – плотность среды.

Диаграмма Рэлея. Коэффициент сопротивления зависит от числа Рейнольдса:

$$Re = \frac{vd\Delta}{\mu} = \frac{vd}{\nu}. \quad (11.5)$$

Рэлеем (*Reyleigh*) были обобщены экспериментальные данные замеров и расчета коэффициента сопротивления и параметра Рейнольдса для различных режимов движения тел в жидкостях.

Диаграмма Рэлея (рис.11.1, для шаров – нижняя кривая) представлена в логарифмической сетке в виде плавной кривой для всего диапазона изменения функции ψ от Re . Плавный вид кривой указывает на постепенный переход от ламинарного режима движения к турбулентному. Основные закономерности падения шаров в жидкости справедливы и для несферических частиц с поправками на влияние их формы.

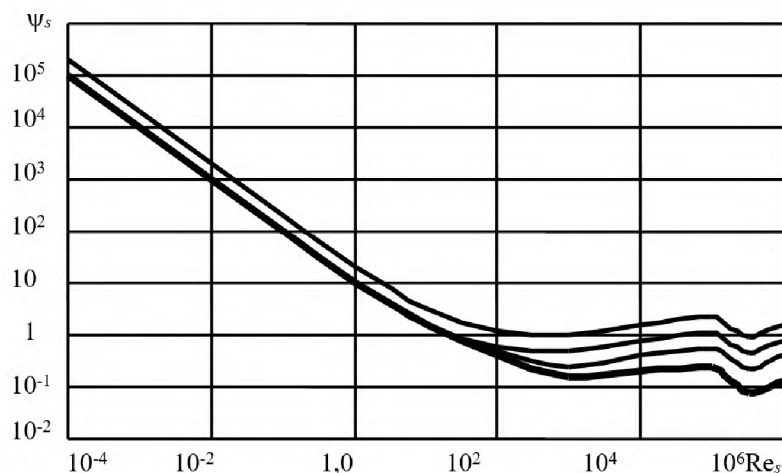


Рис.11.1. Диаграмма Рэля

График зависимости коэффициента сопротивления от числа Рейнольдса для шаров имеет четыре характерные области:

1. Область малых чисел Рейнольдса ($Re < 1$), иначе ламинарная область, где коэффициент сопротивления уменьшается обратно пропорционально Re . На рис.11.1 этот участок представлен прямой линией с угловым коэффициентом, равным единице.

2. Переходная область ($1 < Re < 10^3$), где коэффициент сопротивления убывает медленнее, чем в первой области, постепенно приближаясь к постоянной величине. Хотя коэффициент сопротивления уменьшается, сила сопротивления при этом непрерывно растет согласно формуле (11.2).

3. Турбулентная область ($10^3 < Re < 10^5$), в которой коэффициент сопротивления является приблизительно постоянной величиной.

4. Кризисная область ($10^5 < Re < 10^6$), в которой при $Re \approx (2 \div 3)10^5$ происходит резкое падение коэффициента сопротивления.

Общие принципы разделения частиц в гравитационных аппаратах. Гравитационные процессы можно подразделить на два основных вида. У первых обогащение происходит внутри объема пульпы, имеющего вертикальный размер, на несколько порядков превышающий размер разделяемых частиц (гидравлическая классификация, сгущение, обогащение в тяжелых средах, отсадка). Разделение происходит в вертикальных потоках жидкости. У вторых вертикальные размеры потоков сравнительно невелики и лишь на порядок-полтора превосходят размеры частиц (обогащение в потоках малой толщины – на шлюзах, винтовых сепараторах, концентрационных столах). Обогащение частиц в потоках малой толщины основано на закономерностях транспортирования такими потоками частиц различной гидравлической крупности и их распределения по высоте потока.

В гравитационных аппаратах частицы руды транспортируются водой, воздухом или с помощью вибраций поверхности. Распределение частиц по высоте потока, определяющее разделение, происходит в соответствии с их крупностью, плотностью и формой в результате совместного действия вышеуказанных сил. При одинаковой крупности и форме частиц разделение происходит тем успешнее, чем больше разница в плотностях разделяемых минералов.

Можно выделить два вида разделения частиц – гидравлическое и сегрегационное.

Гидравлическим называется разделение частиц, при котором силы взаимодействия между частицами малы по сравнению с гидродинамическими силами. Гидравлическое разделение происходит по законам свободного или стесненного падения. При разделении более крупные частицы, имеющие большую скорость свободного падения, располагаются, как правило, ниже гидравлически менее крупных.

Сегрегационным называется разделение частиц в условиях их соприкосновения под влиянием возмущающих сил переменного направления (например, отсадка). При этом силы взаимодействия между частицами преобладают над гидродинамическими. Экспериментально установлено, что при сегрегации частиц одинаковой плотности мелкие частицы располагаются ниже крупных, при сегрегации частиц различной плотности в нижнем слое располагаются мелкие тяжелые частицы,

над ними – смесь крупных тяжелых частиц с мелкими легкими, в верхнем слое – крупные легкие частицы.

Сегрегация имеет значение для тех гравитационных процессов, при которых объемное содержание твердого в пульпе достаточно велико (40 – 50 %). К таким процессам относятся, например, отсадка, концентрация на столах и в суживающихся желобах. Для промывки и при обогащении в тяжелых средах (за исключением обогащения на виброжелобах) сегрегация не имеет существенного значения. При гравитационном обогащении часто в одной машине сочетаются оба процесса: гидравлическое разделение и сегрегация.

Гравитационные процессы являются массовыми, в них одновременно участвует большое количество частиц. При этом кроме закономерного перемещения частиц, приводящего к их разделению, наблюдается случайное перемещение, нарушающее разделение и существенно замедляющее процесс. Как показывают исследования, случайные перемещения подчиняются статистическим закономерностям.

Энергетическая теория разделения частиц основана на том, что при разделении в любой гравитационной машине взвесь минеральных частиц в жидкости (газе) приближенно можно рассматривать как механическую систему тел, находящуюся в поле силы тяжести в неустойчивом равновесии (рис.11.2, *а*). Такая система обладает потенциальной энергией и стремится занять положение устойчивого равновесия, достигаемое при условии минимальности ее потенциальной энергии. Этому условию отвечает разделение взвеси на слои, в нижних из которых сосредотачиваются преимущественно частицы большей плотности, а в верхних – меньшей (рис. 11.2, *б*). Как правило, разделение взвесей происходит с уменьшением потенциальной энергии системы. (Однако в условиях сегрегации возможны случаи, когда «всплывание» крупных частиц в слое мелких происходит при увеличении потенциальной энергии системы).

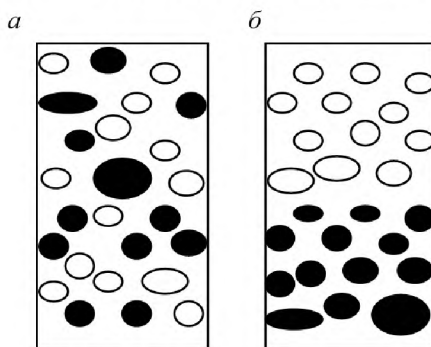


Рис.11.2. К энергетической теории разделения

Можно выделить следующие виды движения тела в средах: падение – это основной вид движения при гравитационных процессах; сегрегация; перемещение в потоках, движущихся по наклонной плоскости; фильтрационное движение.

11.1. Свободное падение тел

Определение скорости свободного падения шарообразных частиц. Как уже говорилось выше, свободным называется падение одиночного тела в неограниченном пространстве или падение массы тел при небольшой их объемной концентрации ($\lambda < 0,1$). Либо свободным можно назвать падение тел только под действием силы тяжести, силы Архимеда и сил сопротивления среды, т.е. силы механического взаимодействия между частицами отсутствуют.

Скорости свободного падения определяются: по теоретическим уравнениям; по эмпирическим и интерполяционным формулам; по графикам и по таблицам, составленным на основе экспериментальных данных.

Скорость свободного падения тела определяется взаимодействием следующих сил: гравитационной, подъемной (архимедовой), гидродинамического (или аэродинамического) сопротивления.

При падении в неподвижной жидкости с начальной нулевой скоростью частица под действием силы тяжести будет постепенно увеличивать скорость падения, одновременно будут

расти и силы сопротивления. По истечении некоторого промежутка времени частица приобретет практически постоянную скорость, называемую *конечной скоростью падения*. С этого момента сила тяжести и подъемная архимедова сила уравниваются силами сопротивления: $G - A = R_{\text{т/а}}$.

Конечная скорость свободного падения тела зависит от его плотности (чем выше плотность тела, тем выше скорость падения); крупности (чем крупнее тела, тем выше скорость); формы (чем выше коэффициент сферичности, тем выше скорость).

Для малых чисел Рейнольдса ($Re < 1$, ламинарная область) скорость падения шаров может быть рассчитана исходя из того, что сила сопротивления выражается формулой $R = 3\pi d\mu v$, что соответствует зависимости

$$\psi = 3\pi / Re. \quad (11.6)$$

Выталкивающая сила Архимеда $A = V\Delta g$ (где Δ – плотность среды, в которую погружено тело).

С учетом того, что сила Архимеда направлена вверх, а сила тяжести вниз, условие достижения телом конечной скорости свободного падения в области малых чисел Рейнольдса можно записать таким образом: $G - A = R_{\text{т/а}}$; $G - A = V\rho g - V\Delta g = V(\rho - \Delta)g = (\pi d^3/6)(\rho - \Delta)g$; $R_{\text{т/а}} = 3\pi v_0 d\mu$, т.е. $(\pi d^3/6)(\rho - \Delta)g = 3\pi v_0 d\mu$. Отсюда *формула Стокса* (*G.G.Stokes*):

$$v_0 = \frac{g}{18} d^2 \left(\frac{\rho - \Delta}{\mu} \right) = \frac{g}{18} d^2 \frac{\rho - \Delta}{\Delta} \frac{\Delta}{\mu} = K_{St} d^2 \delta v^{-1}, \quad (11.7)$$

где K_{St} – коэффициент Стокса; $\delta = (\rho - \Delta) / \Delta$ – относительная плотность.

Также можно вычислить конечную скорость свободного падения исходя из дифференциального уравнения движения частицы:

$$m(dv/dt) = G_0 - R_{\text{т/а}}, \quad (11.8)$$

где $m(dv/dt)$ – движущая сила; dv/dt – ускорение частицы; m – масса частицы; $G_0 = G - A$.

От начального момента движения скорость частицы постоянно растет, соответственно растут и силы сопротивления. В некоторый момент времени силы сопротивления становятся равными весу тела в среде. Ускорение же, наоборот, максимально в начальный момент времени движения частицы и постоянно уменьшается, пока не станет равным нулю в тот момент, когда силы сопротивления уравнивают вес тела в среде. Тогда

$$\frac{dv}{dt} = 0, \quad m \frac{dv}{dt} = 0, \quad G_0 = R_{\text{т/а}}.$$

Далее вычисление аналогично предыдущему.

Для частиц промежуточного размера ($1 < Re < 1000$) А.Алленом (*A.Allen*) экспериментально была установлена формула сопротивления

$$R_{\text{т/а}} = \frac{5\pi}{4\sqrt{Re}} d^2 v^2 \Delta,$$

при этом $\psi = 5\pi / (4\sqrt{Re})$.

Поскольку $Re = v d \Delta / \mu$, $Re^{0,5} = v^{0,5} d^{0,5} \Delta^{0,5} / \mu^{0,5}$, по аналогии с вышеизложенным (при достижении конечной скорости свободного падения сила тяжести уравнивается силами сопротивления) можно записать $G - A = R_{\text{т/а}}$;

$$\frac{\pi d^3}{6} (\rho - \Delta) g = \frac{5\pi}{4\sqrt{Re}} d^2 v^2 \Delta; \quad v_0^{1,5} = d^{1,5} \frac{2g}{15} \frac{\rho - \Delta}{\Delta} \frac{\Delta^{0,5}}{\mu^{0,5}}; \quad v_0 = \sqrt[3]{\left(\frac{2g}{15}\right)^2} d \delta^{2/3} v^{-1/3} \quad (11.9)$$

или

$$v_0 = K_{All} d \delta^{2/3} v^{-1/3},$$

где $K_{All} = \sqrt[3]{(2g/15)^2} = 1,132$.

Формула Аллена (11.9) дает достаточно точные результаты лишь при $30 < Re < 300$. Поэтому были предложены и другие формулы для вычисления скорости в переходной области.

Достаточно хорошее приближение к экспериментальным данным для $0,1 < Re < 5000$ дает формула, предложенная М.Я.Антонычевым и Ф.И.Нагурняком:

$$v = \frac{v}{d_0} \left(\sqrt{20,4 + 2,95 \sqrt{Re^2 \psi - 4,52}} \right)^2. \quad (11.10)$$

Ошибка в определении скорости по формуле (11.10) не превышает 9 %.

При падении крупных частиц ($Re > 3000$) коэффициент сопротивления – приблизительно постоянная величина ($\psi \approx \pi/16$). По аналогии с вышеизложенным выводим формулу Ньютона – Риттенгера (I. Newton, P.R. Rittinger). Поскольку $G - A = R_{T/a}$; $(\pi d^3 / 6)(\rho - \Delta)g = (\pi/16)v_0^2 d^2 \Delta$, $v_0^2 = [16(\rho - \Delta)gd / 6\Delta]$,

$$v_0 = \sqrt{\frac{8g}{3} \frac{\rho - \Delta}{\Delta} d} = K_R d^{0,5} \delta^{0,5}, \quad (11.11)$$

где K_R – коэффициент Риттенгера.

Интерполяционные формулы для расчета скорости падения сферических частиц получены, как правило, на основании аппроксимации кривой Рэлея. Наиболее простым способом аппроксимации является разделение кривой на ряд участков, в каждом из которых зависимость между ψ и Re приближенно заменяется линейной.

Обобщающая формула имеет следующий вид:

$$v_0 = K d^x \delta^y v^z, \quad (11.12)$$

где K – коэффициент Стокса, Аллена и Риттенгера соответственно для мелких, средних и крупных частиц; $x = 3y - 1$; $y = 0,5$; $2/3$ и 1 соответственно для крупных, промежуточных и мелких частиц; $z = 1 - 2y$.

Для определения вида частной формулы, которую следует применить в том или ином случае, необходимо знать число Рейнольдса, зависящее, в свою очередь, от искомой скорости.

П.В.Лященко предложил использовать безразмерные параметры $A = Re^2 \psi$ и $B = \psi/Re$. Первый параметр Лященко выводится так:

$$\begin{aligned} Re &= \frac{d\Delta}{\mu}; R_{T/a} = G_0 = \psi^2 d^2 \Delta; \psi = \frac{G_0}{v^2 d^2 \Delta}; \\ Re^2 \psi &= \frac{v^2 d^2 \Delta^2 G_0}{\mu^2 v^2 d^2 \Delta} = \frac{G_0 \Delta}{\mu^2} = \frac{G_0}{\Delta v^2} = \frac{\pi g}{6} \frac{d^3}{v^2} \left(\frac{\rho - \Delta}{\Delta} \right); \\ Re^2 \psi &= \frac{\pi g}{6} \frac{d^3}{v^2} \left(\frac{\rho - \Delta}{\Delta} \right). \end{aligned} \quad (11.13)$$

Для определения гидравлического диаметра (размер частицы, вычисляемый косвенным образом по известной конечной скорости свободного падения) широко используется второй параметр Лященко:

$$\begin{aligned} \frac{\psi}{Re} &= \frac{G_0}{v_0^2 d^2 \Delta v_0 d \Delta} = \frac{\pi d^3 (\rho - \Delta) g \mu}{v_0^3 d^3 \Delta^2 6} = \frac{\pi g (\rho - \Delta)}{v_0^3 \Delta 6} v = \frac{\pi g (\rho - \Delta)}{6 v_0^3 \Delta} v; \\ \frac{\psi}{Re} &= \frac{\pi g (\rho - \Delta)}{6 v_0^3 \Delta} v. \end{aligned} \quad (11.14)$$

Первый и второй параметры Лященко используются для отнесения частиц к тому или иному диапазону по крупности, что позволяет использовать ту или иную частную формулу для расчета конечной скорости свободного падения (или размера частицы по известной конечной скорости падения).

Порядок расчета скорости следующий: вычисляем $Re^2 \psi$ по формуле (11.14); по таб. 11.1 выбираем частную формулу и рассчитываем скорость. Аналогично для расчета гидравлического диаметра вычисляем $B = \psi/Re$. По формуле (11.14), по таб. 11.2 выбираем формулу и вычисляем диаметр. Коэффициент вязкости зависит от температуры и определяется, например, по справочнику. Например, если величина параметра $Re^2 \psi = 3,4$, то скорость следует рассчитывать по формуле Стокса.

Таблица 11.1

Формулы для расчета конечных скоростей свободного падения

Область применения	Формула скорости	По числу Re		По $Re^2 \psi$	
		от	до	от	до
Ламинарная область (область Стокса)	$V_2 = 0,545d^2 \delta v^{-1}$	0	0,5	0	5,25
Переходная область (формула Антоньчева–Нагирняка)	$V_2 = \frac{v}{d} (\sqrt{20,4 + 2,95\sqrt{Re^2 \psi}} - 4,52)^2$	0,5	$3 \cdot 10^3$	5,25	$1,4 \cdot 10^7$
Турбулентная область (область Ньютона – Риттенгера)	$V_2 = 5,75d^{0,5} \left(\frac{\rho - \Delta}{\Delta}\right)^{0,5}$	$3 \cdot 10^3$	$2 \cdot 10^4$	$1,4 \cdot 10^6$	$7 \cdot 10^7$
Кризисная турбулентная область (область Ньютона – Риттенгера)	$V_2 = 5,26d^{0,5} \left(\frac{\rho - \Delta}{\Delta}\right)^{0,5}$	$2 \cdot 10^4$	10^6	$7 \cdot 10^7$	$1,7 \cdot 10^9$

Таблица 11.2

Формулы для определения гидравлического диаметра

Область применения	Формула	По числу Re		По ψ/Re	
		от	до	от	до
Ламинарная область (область Стокса)	$d = \sqrt{\frac{V_0 v \Delta}{0,545(\rho - \Delta)}}$	0	0,5	∞	42
Переходная область (формула Антоньчева–Нагирняка)	$d = \frac{0,0287v(\sqrt{1+107\sqrt{\psi/Re}} + 1)^2}{V_0 \psi / Re}$	0,5	3000	42	$5,2 \cdot 10^{-5}$
Турбулентная область (область Ньютона – Риттенгера)	$d = \left(\frac{V_0}{5,75}\right)^2 \frac{\Delta}{\rho - \Delta}$	3000	20000	$5,2 \cdot 10^{-5}$	$8,8 \cdot 10^{-6}$
Кризисная турбулентная область (область Ньютона – Риттенгера)	$d = \left(\frac{V_0}{5,26}\right)^2 \frac{\Delta}{\rho - \Delta}$	20000	10^5	$8,8 \cdot 10^{-6}$	$1,7 \cdot 10^{-6}$

Скорость свободного падения тел правильной несферической формы. Для тел правильной геометрической формы (куб, тетраэдр, октаэдр и др.) имеется определенная зависимость между характерным размером тела, а также коэффициентом сферичности и скоростью падения. За характерный размер для таких тел принимают или диаметр равновеликого по объему шара $d_э$, или диаметр шара, поверхность которого равна поверхности тела – ds .

Форма тела характеризуется коэффициентом сферичности. Причем коэффициент сферичности легко определяется, так как объем и поверхность тела правильной формы достаточно легко вычислить.

Самым простым способом приближенного определения скорости свободного падения частиц неправильной формы является табличный. Зная минерал и его крупность по таблицам приближенно определяют скорость его падения.

Равнопадаемость тел при свободном падении. Равнопадающими телами в общем случае называются тела разной крупности, плотности и формы, имеющие одинаковую конечную скорость свободного падения. Так, например, зерно кварца диаметром 4 мм и плотностью 2650 кг/м^3 имеет такую же скорость падения, как и зерно галенита диаметром 1 мм и плотностью 7500 кг/м^3 .

Равнопадаемость приводит к тому, что в один и тот же продукт могут попадать зерна разных минералов (при обогащении), а это ухудшает результаты разделения, либо при классификации в одноименные продукты будут попадать и мелкие, и крупные частицы.

Отношение эквивалентных диаметров равнопадающих тел (более легкого – $d_{эл}$ к более тяжелому – $d_{эт}$) называют коэффициентом равнопадаемости и обозначают l_0 (индекс «0» означает свободное падение):

$$l_0 = d_{эл}/d_{эт}, l_0 > 1. \quad (11.15)$$

Для рассматриваемого примера $l_0 = 4$.

С целью уменьшения количества равнопадающих зерен перед обогащением стремятся предварительно классифицировать материал по шкале классификации с модулем, равным коэффициенту равнопадаемости.

11.2. Стесненное падение частиц

Стесненное падение – это падение единичного тела в ограниченном пространстве среды или падение массы тел при достаточно большой объемной концентрации твердого ($\lambda > 0,1$).

Стесненность падения вызывается наличием стенок аппарата и соседних частиц.

Стесненное движение частиц кроме гравитационных процессов имеет место в ряде процессов химической технологии, при транспортировке пульпы по трубам и промывке песчаных фильтров. Движение частиц в узких трубах встречается в некоторых образцах измерительных приборов.

Ввиду сложности стесненное падение изучалось в основном экспериментально. При этом вместо падения частиц исследовалось обычно их взвешивание (от слова *взвесить*) потоком жидкости. Возможность такой обратимости доказана опытами.

При стесненном падении на отдельную частицу будут действовать те же силы, что и при свободном: гравитационная, подъемная, гидродинамические силы сопротивления (равнодействующая сил трения и давления), силы механического сопротивления, возникающие за счет взаимного столкновения частиц друг с другом, трения частиц друг о друга и стенки аппарата.

Скорость частиц при стесненном падении будет меньше скорости их свободного падения. Чем меньше расстояние между частицами, т.е. чем больше их объемная концентрация, тем меньше будет скорость стесненного падения.

Параметром, характеризующим состояние взвешенного слоя (падающего слоя), является коэффициент разрыхления (пористость слоя) – объемное содержание жидкой фазы в слое:

$$m = \frac{V_{ж}}{V_{ж} + V_{т}}, \quad (11.16)$$

где $V_{ж}$ и $V_{т}$ – объем соответственно жидкой и твердой части слоя.

Объемная концентрация твердого λ :

$$\lambda = \frac{V_{т}}{V_{т} + V_{ж}} \quad (11.17)$$

связана с пористостью следующим соотношением:

$$\lambda + m = 1. \quad (11.18)$$

Частные случаи стесненного падения. Можно выделить четыре вида стесненного падения (рис.11.3): 1) одиночного тела в однородной среде, ограниченной стенками; 2) массы однородных тел (одинаковой крупности, плотности, формы); 3) отдельных крупных зерен в массе окружающих мелких; 4) массовое падение разнородных зерен.

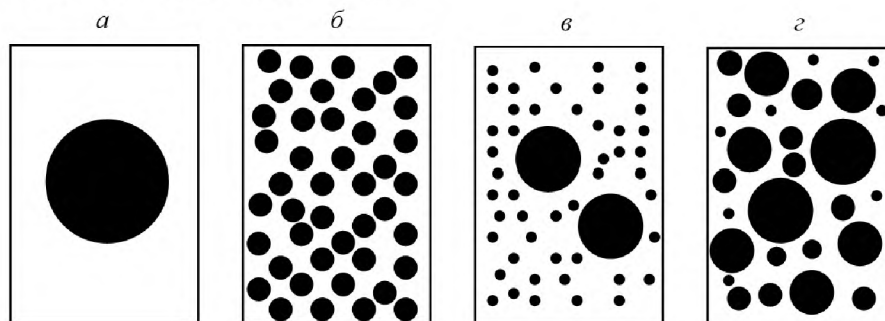


Рис. 11.3 Частные случаи стесненного падения

Лучше всего изучены первый и второй случаи, хуже третий, еще хуже четвертый. Это связано с тем, что виды падения от первого к четвертому становятся все более сложными для изучения.

1. *Падение одиночного тела в однородной среде, ограниченной стенками* (рис. 11.3, а). С некоторым приближением движение частиц в узких трубках можно рассматривать как прообраз стесненного группового движения частиц. Таким путем Монро была получена первая формула для определения скорости стесненного падения. Последующими работами было установлено, что закономерности падения частиц в узких трубках применимы лишь для качественного описания стесненного падения и не дают достаточно точных количественных зависимостей.

Экспериментальное измерение скорости в этом случае производится путем определения скорости восходящего потока, взвешивающего частицу. Тогда скорость стесненного падения $v_{ст} = v_a$.

Скорость можно определить как путь H , проходимый частицей за определенное время t : $v_{ст} = H/t$. Начало и конец отсчета времени движения тела можно фиксировать визуально. Для повышения точности измерений применяют электромагнитную, радиоактивную фиксацию, особенно в непрозрачных средах.

Для расчета скорости падения единичного шара в трубке предложен ряд формул, в которых скорость стесненного падения вычисляется как скорость свободного, умноженная на некий коэффициент, зависящий от d/D . Например, формула Монро

$$v_{ст} = \left[1 - \left(\frac{d}{D} \right)^{1,5} \right] v_0,$$

где d – диаметр зерна, D – диаметр трубы.

Формула пригодна при $d/D < 0,5$. Предложены и другие формулы, отличающиеся главным образом коэффициентом.

2. *Падение массы однородных тел*. (рис. 11.3, б). Экспериментально скорость падения массы однородных тел определяют как скорость потока, в котором взвешен определенный объем частиц (при $\lambda = \text{const}$). При этом $v_{ст} = v_a$. Скорость потока определяют как отношение объема взвешивающей среды (или взвеси) Q , проходящей в единицу времени через сечение S , ограничивающее пространство движения: $v_a = Q/S$.

Для определения скоростей стесненного падения однородных частиц предложены две основные группы формул: 1) формулы, основанные на рассмотрении массы падающих зерен как фильтрационной среды, через которую жидкость протекает в вертикальном направлении снизу вверх; 2) формулы, основанные на рассмотрении падения в жидкости отдельной частицы, находящейся в массе других.

Хотя первая концепция имеет более четко выраженный физический смысл, недостатком формул этой группы является ограничение применения небольшими коэффициентами разрыхления ($m < 0,8$), для которых взвешенный слой может рассматриваться как пористая среда.

3. *Падение отдельных крупных зерен в массе окружающих мелких* (рис. 11.3, в). Падение отдельных крупных (на несколько порядков крупнее, чем мелкие) зерен в массе окружающих мелких зерен имеет место при обогащении в тяжелых суспензиях. Надо отметить, что в одной и той же суспензии тела одинаковой плотности, но разного размера могут перемещаться по-разному: крупные тела будут тонуть, а мелкие – находиться в равновесии или даже всплывать. Это ограничивает нижний предел крупности частиц, обогащаемых в суспензии.

Экспериментальное определение скоростей падения тел в суспензии может проводиться, например, в вертикальных трубках. Используются неподвижные или движущиеся суспензии. Скорость падения определяется путем фиксации времени прохождения тела через две отметки, для чего можно использовать электромагнитные катушки (тело снабжается магнитным сердечником), радиоактивные счетчики (тело покрывается радиоактивным веществом).

При падении крупных частиц в бесструктурных суспензиях последние по отношению к падающим телам можно рассматривать как жидкость с определенной плотностью и вязкостью, т.е. при $Re > 20000$ (или $Re^2 \psi > 7 \cdot 10^7$) скорость падения можно рассчитывать по формуле Ньютона – Риттенгера с учетом плотности суспензии Δ_c .

4. *Массовое падение разнородных зерен* (рис. 11.3, г). Подразумевается падение разнородных, но соизмеримых по размерам частиц, в отличие от предыдущего случая, где падают частицы, размеры которых отличаются на несколько порядков.

Такой вид падения встречается в классификаторах, отсадочных машинах, на концентрационных столах и в ряде других гравитационных аппаратов.

Несмотря на широкое распространение совместное падение разнородных частиц изучено в незначительной степени.

В ряде работ для экспериментального определения скоростей частиц в полидисперсной пульпе применен косвенный метод, основанный на использовании разницы в содержании частиц узких классов в пульпе, находящейся внутри аппарата и выходящей из него.

Качественная картина при движении частиц, соизмеримых по размерам, следующая: при постоянном объемном содержании твердого скорость крупных частиц в присутствии мелких уменьшается по сравнению со скоростью их стесненного падения (при наличии в пульпе частиц только одного крупного класса); наоборот, скорости мелких частиц в присутствии крупных увеличиваются.

Равнопадаемость при стесненном падении. Взвеси, имеющие различные объемные концентрации и состоящие из минеральных частиц, различающихся плотностью, размерами и формой, могут иметь одинаковые скорости падения. Такие взвеси называются равнопадающими.

Коэффициент равнопадаемости при стесненном падении, как и при свободном – это отношение размеров (эквивалентного по объему диаметра) удельно-легкой и удельно-тяжелой частиц.

11.3. Гидравлическая классификация

Классификация – это процесс разделения в жидкости (или газе) смеси частиц на классы крупности по скоростям их падения в полях гравитационной (гравитационная классификация) или центробежной (центробежная классификация) силы.

В соответствии с используемой средой (вода или воздух) классификация может быть гидравлической и пневматической.

Классификацию применяют для разделения рудного материала на два или несколько классов крупности, для замыкания цикла измельчения, обесшламливания продуктов, сгущения (обезвоживания) продуктов обогащения. В практике обогащения используют главным образом гидроциклоны, спиральные классификаторы и многокамерные гидравлические классификаторы.

Классификация может производиться в вертикальных или горизонтальных потоках. В некоторых аппаратах используют комбинированные вертикально-горизонтальные потоки.

При разделении частиц в вертикальных потоках (рис. 11.4, а) скорость этого потока $V_{п}$ подбирается таким образом, чтобы она была больше, чем скорость погружения мелких частиц, но меньше чем крупных:

$$V_{кр} > V_{п} > V_{м}$$

При разделении в горизонтальных потоках (рис. 11.4, б) скорость потока подбирается таким образом, чтобы мелкие частицы не успели погрузиться на глубину больше, чем h , а крупные, наоборот, погрузились на глубину больше, чем h .

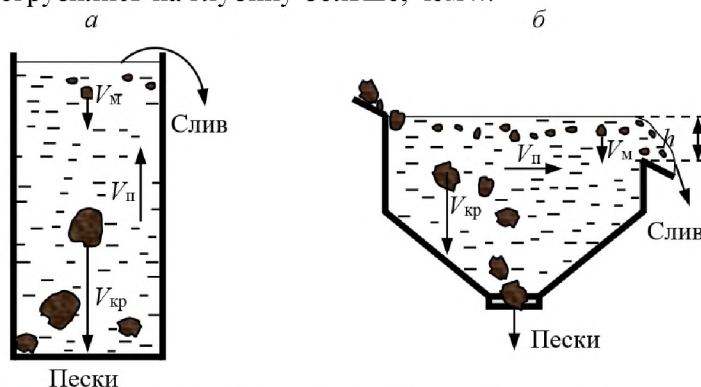


Рис. 11.4. Схема разделения при гидравлической классификации

а – в вертикальном потоке, б – в горизонтальном потоке

Обычно классификации подвергают продукт, содержащий частицы меньше 6 мм для руд и 13 мм для углей. Гидравлическая классификация применяется для разделения по граничной крупности 40 мкм и более. Обесшламливание проводят по зерну от 10-20 до 40-70 мкм.

На процесс классификации оказывают влияние: стесненность падения частиц, гранулометрический и денсиметрический состав питания, конструкция аппарата. Наличие в отдельном узлом по крупности классе частиц, различных по плотности и форме, приводит к неизбежному взаимному засорению продуктов разделения.

Классификация применяется в основном для разделения по крупности, но этот процесс возможен лишь при разделении достаточно однородных смесей.

Гидравлическая классификация, как правило, не является собственно обогащительным процессом и относится к подготовительным или вспомогательным процессам. В качестве подготовительной операции ее используют на всех обогащительных фабриках, применяющих измельчение руд. Подготовительным этот процесс является и тогда, когда руда делится на классы крупности, подвергаемые впоследствии раздельному обогащению.

При разделении на два продукта более крупный называют песковой фракцией (сокращенно – пески), а более мелкий – сливом.

Все классификаторы можно разделить на гравитационные и центробежные. Вторым признаком для систематизации классификаторов служит способ разгрузки песков (слив всегда удаляется переливанием через сливной порог), разгрузка может быть механической или самотечной (табл. 11.3).

Аппараты, в которых осуществляется гидравлическая классификация, называются классификаторами. В случае воздушной классификации аппараты называют воздушными сепараторами.

Таблица 11.3
Классификаторы

Гравитационные с разгрузкой песков		Центробежные с разгрузкой песков	
механической	самотечной	механической	самотечной
Механические (реечный, спиральный, чашевый и др.)	Однокамерные (конус)	Многокамерные (многокамерный гидравлический классификатор)	Центрифуги (шнековые осадительные)
			Гидроциклоны, центрифуга с гидроциклонной разгрузкой

При гидравлической классификации разделение материала происходит в условиях свободного или стесненного движения; при пневматической классификации – в условиях свободного движения.

11.4. Отсадка

Отсадкой называется процесс разделения минеральных частиц по плотности в водной или воздушной среде, пульсирующей относительно разделяемой смеси в вертикальном направлении.

Отсадка – самый распространенный процесс гравитационного обогащения. Отсадкой можно обогащать материалы крупностью от 0,5 (0,1) до 400 мм. Отсадка применяется при обогащении углей, сланцев, окисленных железных, марганцевых, хромитовых, касситеритовых, вольфрамитовых, а также золотосодержащих руд.

Преимущества отсадки следующие: универсальность, простота технологической схемы (по сравнению с тяжелосредной сепарацией), высокая производительность (до 600 т/ч), экономичность. Но эффективность процесса ниже, чем при тяжелосредной сепарации.

В процессе отсадки материал, помещенный на решетку отсадочной машины, периодически разрыхляется и уплотняется. При этом зерна обогащаемого материала под влиянием сил, действующих в пульсирующем потоке, перераспределяются таким образом, что у решетки сосредотачиваются частицы максимальной плотности, а в верхних слоях – минимальной (размеры и форма частиц также оказывают влияние на процесс расслоения).

Распределение зерен по плотности обусловлено действием в основном гравитационной силы. Наличие случайных факторов в формировании сил, действующих на отдельную частицу, препятствует точному разделению обогащаемого материала по плотности. Поэтому распределение частиц различной плотности по слоям постели отсадочной машины имеет вероятностный характер и подчиняется статистическим закономерностям.

При отсадке крупного материала слой, находящийся на решетке, называют естественной постелью. При отсадке мелкого на решетку укладывается слой искусственной постели из другого материала, который по плотности меньше тяжелого, но больше легкого минерала разделяемой смеси. Частицы искусственной постели 2 – 2,5 раза более крупные чем самые крупные отсаживаемые частицы. Как правило, при гидравлической отсадке дополнительно под решетку непрерывно или периодически подается вода, проходящая через постель. Ее называют подрешетной (без подрешетной воды большинство отсадочных машин вообще работать не могут).

Во всех отсадочных машинах легкие продукты вместе с водой удаляются через сливной порог. Плотные частицы, в зависимости от крупности обогащаемого материала, могут разгружаться по-разному. На рис. 11.5 показан случай, когда обогащают так называемый ширококлассифицированный материал, т.е. в питании есть частицы крупнее размеров ячейки решетки машины и мельче. Тогда мелкие плотные частицы проходят через решетку и разгружаются (рис. 11.5). Крупные плотные частицы двигаются по решетку и разгружаются в его конце через специальные разгрузочные отверстия в точке (рис. 11.5).

При обогащении мелкого материала (весь материал меньше отверстий решетки) все плотные частицы разгружаются через решетку.

При обогащении крупного материала (весь материал крупнее отверстий решетки) все крупные плотные частицы разгружаются через разгрузочное отверстие в конце решетки.

Как правило, отсадочная машина состоит из нескольких камер, продукты, получаемые в каждой камере, объединяют и в ходе работы машины получают два (концентрат и хвосты) или три (концентрат, промпродукт, хвосты) продукта.

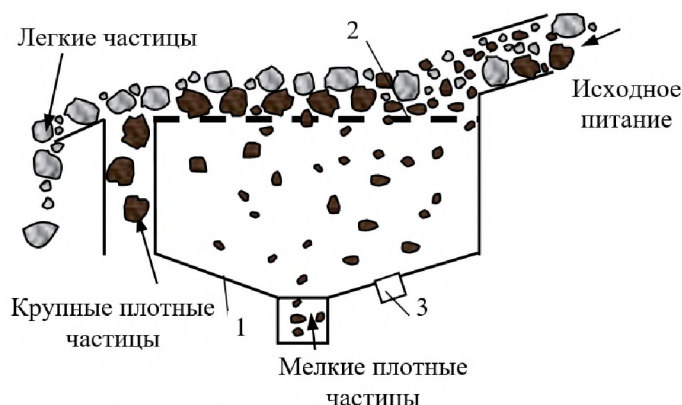


Рис. 11.5. Схема отсадочной машины

1 – корпус; 2 – решетка; 3 – патрубок подрешетной воды

Циклом отсадки называется закономерность вертикального перемещения среды (или решетки) в течение одного периода колебаний. Элементами цикла являются подъем, пауза, опускание среды. Весьма часто применяется гармонический цикл. Однако предложен и ряд других циклов, отличающихся от гармонического в основном продолжительностью элементов.

Для беспоршневых отсадочных машин, в которых колебания среды создаются периодической подачей сжатого воздуха, цикл отсадки характеризуют соотношением периодов впуска воздуха, паузы и выпуска воздуха в процентах (например, цикл 40-10-50).

Цикл может оказывать существенное влияние на отсадку лишь при небольшой частоте колебаний среды – меньше 100 мин⁻¹, применяемой при отсадке крупного материала.

Пульсацию среды, в которой производят разделение, создают движением поршня, диафрагмы, периодической подачей сжатого воздуха или колебаниями самого решетки.

Процесс отсадки состоит из собственно отсадки (расслоения материала) и разгрузки расслоившихся материалов. При разгрузке основной задачей является удаление продуктов без нарушения результатов расслоения.

При расслоении основным параметром, влияющим на результаты отсадки, является плотность постели, которая, в свою очередь, зависит от ее разрыхленности.

Также важными характеристиками постели являются ее высота, гранулометрический и фракционный состав материала постели.

11.5. Обогащение в тяжелых средах

Обогащение полезных ископаемых в тяжелых средах – это процесс разделения материалов по плотности в тяжелой среде, имеющей плотность промежуточную между плотностями разделяемых компонентов. Удельно-легкие минералы всплывают, а удельно-тяжелые погружаются на дно аппарата (рис. 2.1.13):

$$\rho_T > \rho_c > \rho_L,$$

где ρ_T – плотность удельно-тяжелого минерала; ρ_c – плотность среды; ρ_L – плотность удельно-легкого минерала.

Эффективность разделения в тяжелых средах выше эффективности обогащения на отсадочных машинах (это самый эффективный гравитационный процесс), но процесс примерно в два раза дороже, чем отсадка, в основном из-за более сложной схемы и необходимости использования утяжелителя.

Обогащение в тяжелых средах широко применяется в качестве основного процесса для обогащения углей трудной и средней категорий обогатимости, а также сланцев, хромитовых, марганцевых и других руд.

В качестве операций предконцентрации этот процесс может использоваться для любых полезных ископаемых, если удастся выделить больше 30 % пустой породы. Такая операция позволяет снизить общую стоимость переработки руды на 15-20 %. При этом пустая порода может быть использована в качестве строительного материала.

В качестве *тяжелых сред* можно применять *тяжелые жидкости* и *тяжелые суспензии*. Между ними есть одно принципиальное различие. Тяжелая жидкость однородна (однофазна), тяжелая суспензия неоднородна (состоит из воды и взвешенных в ней частиц – утяжелителя). Поэтому обогащение в тяжелой жидкости в принципе приемлемо для частиц любой крупности. Тяжелая жидкость в отличие от тяжелой суспензии не расслаивается с течением времени.

Технологические *схемы обогащения в тяжелых суспензиях* практически одинаковы для большинства работающих установок. Процесс состоит из следующих операций: подготовка тяжелой суспензии, подготовка руды к разделению, разделение руды в суспензии на фракции различной плотности, дренаж рабочей суспензии и промывка продуктов разделения, регенерация утяжелителя (рис. 11.6).

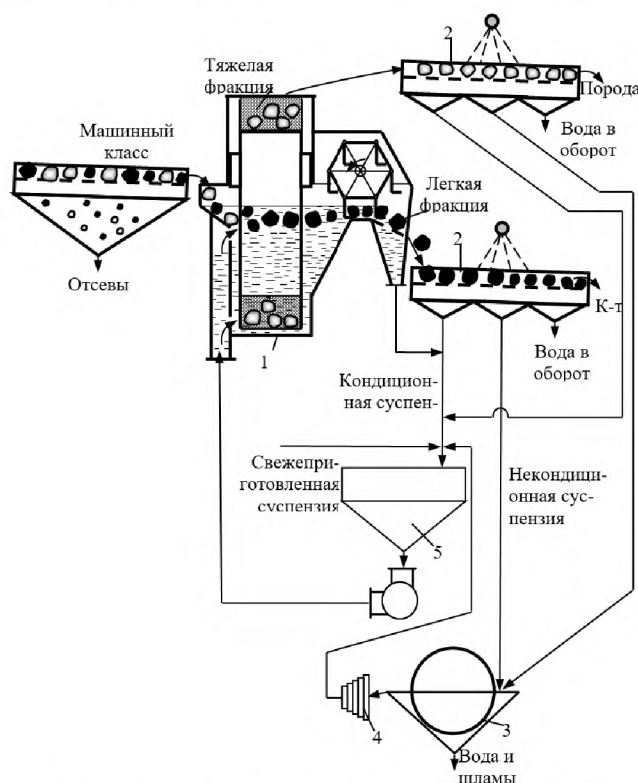


Рис. 11.6. Схема обогащения в тяжелой суспензии

1 – сепаратор; 2 – грохот; 3 – магнитный сепаратор; 4 – размагничивающий аппарат; 5 – бак кондиционной суспензии

11.6. Обогащение в потоках, текущих по наклонным поверхностям

Обогащение в потоках, текущих по наклонным поверхностям, производится на концентрационных столах, шлюзах, в желобах и винтовых сепараторах. Движение пульпы в этих аппаратах происходит по наклонной поверхности под действием силы тяжести при малой (по сравнению с шириной и длиной) толщине потока. Толщина потока превышает размер максимального зерна в 2-6 раз.

Концентрация (обогащение) на столах – это процесс разделения по плотности в тонком слое воды, текущей по слабонаклонной плоскости (деке), совершающей асимметричные возвратно-поступательные движения в горизонтальной плоскости перпендикулярно к направлению движения воды.

Концентрация на столе применяется при обогащении мелких классов руд ($-3 + 0,01$ мм) и углей ($-6(12) + 0,5$ мм). Данный процесс используется при обогащении руд олова, вольфрама, редких, благородных и черных металлов и др. и иногда для обессеривания мелких классов углей. Концентрационные столы иногда используются также для флотогравитации.

Основное преимущество столов – высокая эффективность разделения, главный недостаток – низкая удельная производительность.

Концентрационный стол (рис. 11.7) состоит из деки (плоскости) с узкими рейками (рифлями); опорного устройства; приводного механизма. Дека имеет трапецевидную или ромбическую форму и изготавливается из дерева или алюминиевого сплава. Сверху ее покрывают линолеумом или резиной. Изготавливают также деки из стеклопласта и иных полимерных веществ. Угол наклона деки $\alpha = 4 \div 10^\circ$.

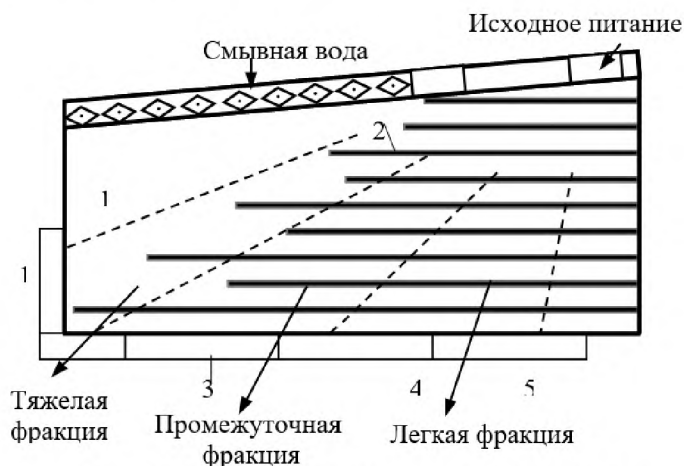


Рис. 11.7. Схема концентрационного стола

1 – дека; 2 – нарифления; 3 – сборники продуктов разделения

Процесс концентрации происходит следующим образом: зерна обогащаемого материала под воздействием потока воды перемещаются по наклонной деке в поперечном направлении, в то же время зерна имеют продольное перемещение (вдоль деки), обусловленное возвратно-поступательными движениями деки. Разрыхление слоя частиц создается, в основном, колебаниями деки. Основой процесса разделения на столах является сегрегация в межрифлевом пространстве.

Асимметричность возвратно - поступательных движений деки приводит к появлению значительных инерционных сил, превышающих силы трения зерен о поверхность деки, и к движению их вдоль деки. Вообще на частицу, находящуюся на поверхности концентрационного стола, действуют: сила тяжести, сила гидродинамического давления воды, сила трения, сила инерции, подъемная турбулентная сила. В результате движение зерен, различающихся плотностью и размерами, неодинаковое. Для тяжелых частиц преобладающими являются силы тяжести и инерционная сила, поэтому частицы движутся в межрифлевом пространстве до конца рифлей и разгружаются в соответствующий сборник. Для легких частиц преобладающими являются гидродинамическая сила и подъемная турбулентная сила, поэтому легкие частицы смывает в

перпендикулярном к деке направлении. Частицы промежуточной плотности попадают между тяжелыми и легкими частицами.

Конструкции концентрационных столов. Столы могут быть песковые (для материала – $3+0,2$ мм) и шламовые (для материала – $0,2(0,3)+0,01$ мм).

Столы могут быть одно-, двух-, трех- или многодечные. Деки таких столов работают параллельно: это по существу много столов, поставленных друг на друга и работающих от одного привода. Площади дек одинаковые.

Столы также могут быть многоярусные. Яруса – это деки разной площади, работающие последовательно. Это один и тот же стол, как бы «разрезанный» на несколько частей, поставленных друг над другом. Многодечные и многоярусные столы используют для повышения их удельной производительности.

Форма дек у концентрационных столов трапециевидная или диагональная. Причем соотношение длины деки и ее ширины различно в зависимости от крупности обогащаемого материала.

Для песковых столов характерны более узкие деки ($L:B \approx 2,5 \div 2,7$), а для шламовых – более широкие ($L:B \approx 1,5$). Песковые деки отличаются от шламовых формой и размером нарифлений на них. Песковые столы имеют более высокие прямоугольные рифли, а шламовые – более низкие прямоугольные рифли, чередующиеся (через несколько рифлей) с высокими рифлями треугольного сечения. Продольное сечение рифлей – трапеция с двумя прямыми углами и длиной верхнего основания, равной $3/4$ длины нижнего. Наибольшую высоту рифли имеют у загрузочного торца деки. По нижней разгрузочной стороне дека имеет так называемую бортовую рифлю большей высоты, чем основные рифли, для задержки материала и предотвращения сноса тяжелых минералов в хвосты.

Дека стола совершает колебания за счет приводного механизма. В основном применяют эксцентриковые и инерционные приводные механизмы.

На современных столах чаще применяют инерционные приводные механизмы. Они состоят из двух параллельных валов, которые соединены между собой шестернями. На концах валов закреплены дебалансные неуравновешенные грузы, большие на одной паре валов и меньшие на другой. При вращении их центробежные силы в вертикальном направлении попарно уравниваются, а в горизонтальном – попарно складываются или вычитаются, сообщая столу горизонтальное асимметричное движение.

Из-за низкой удельной производительности столов их чаще применяют в доводочных операциях.

Обогащение на шлюзах. Шлюз представляет собой желоб прямоугольного сечения с параллельными бортами, на дно которого укладывают улавливающие покрытия (жесткие трафареты или мягкие коврики), предназначенные для удержания осевших частиц тяжелых минералов (рис.11.8).

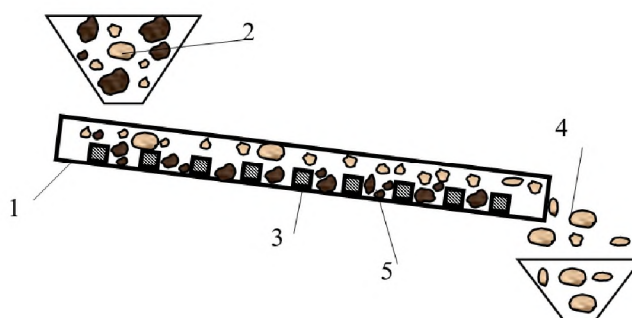


Рис. 11.8. Схема разделения на шлюзе:

1 – желоб; 2 – исходное питание; 3 – улавливающее покрытие; 4 – легкая фракция; 5 – тяжелая фракция

Шлюзы применяют для обогащения золота, платины, касситерита из россыпей и других материалов, обогащаемые компоненты которых значительно различаются по плотности. Шлюзы характеризуются высокой степенью концентрации.

На шлюзах обогащают неклассифицированный или ширококлассифицированный материал. Верхний предел крупности 100 мм (реже 200 мм).

Пульпа подается в головную часть шлюза при разжижении не менее 5. В текущем по наклонной плоскости потоке пульпы происходит расслаивание твердых частиц по плотности и крупности. Улавливающее покрытие, с одной стороны, задерживает опустившиеся частицы, с другой, способствуя вихреобразованию, их взмучивает. На дне шлюза образуется движущаяся постель, в которой происходит расслаивание. Удельно-тяжелые зерна извлекают путем удерживания их на покрытии шлюза, в то время как удельно-легкие зерна удаляются (вымываются) из желоба.

Материал на шлюз подают непрерывно до тех пор, пока ячейки трафаретов не заполнятся преимущественно частицами плотных минералов. После этого загрузку материала прекращают и производят сполоск шлюза. Сначала в шлюз подают только воду для удаления оставшихся в верхнем слое легких минералов. Затем трафареты снимают и удаляют (например, вымывают) из них тяжелые минералы. Как правило, сполоск производят отдельно для головной части шлюза (достаточно часто), где оседает основное количество тяжелых минералов, и остальной части (значительно реже). На шлюзах с неподвижной рабочей поверхностью интервал между сполосками в зависимости от содержания полезного компонента колеблется от нескольких часов до 10-15 дней.

Различают шлюзы глубокого наполнения – для обогащения материала $-100(200)+16$ мм (соответственно высота потока пульпы в шлюзе более 30 мм) и шлюзы малого наполнения – подшлюзки для обогащения материала $-16+0$ мм (высота потока меньше 30 мм). По способу снятия удельно-тяжелой фракции различают шлюзы с ручным и автоматическим сполоском. Шлюзы могут быть с неподвижной рабочей поверхностью, с подвижной, с орбитальным движением деки. По месту их использования и выполняемым операциям различают: стационарные фабричные, приборные, дражные, головные, протирочные, доводочные и др.

Неподвижные шлюзы имеют сходные конструкции. Стационарные фабричные, приборные глубокого наполнения работают циклами с продолжительным накоплением тяжелой фракции и ее последующей разгрузкой. Изготавливаются секциями по 6 м, общая длина 50 м и более, ширина 0,8-1 м. Могут устанавливаться непосредственно на грунт, если позволяет рельеф, либо на специальную эстакаду. Часто за шлюзами мелкого наполнения параллельными секциями ставят подшлюзки для улавливания мелких плотных частиц. Подшлюзки представляют собой шлюзы длиной до 6 м и шириной 0,7-0,8 м.

На шлюзах с подвижным покрытием сполоск механизирован, что исключает ручной труд. Металлические подвижные шлюзы представляют собой секцию коротких шлюзов, укрепленных на двух бесконечных цепях, натянутых на четыре звездочки, насаженные на ведущую и ведомые валы. Ведущий вал соединен с электродвигателем, который перемещает шлюзы. Ведомый вал связан с натяжным устройством. Улавливающее покрытие аналогично применяемому в стационарных шлюзах. Периодический сполоск каждого шлюза осуществляется поочередно напорной водой из оросительной трубы при огибании звездочки соответствующим шлюзом. Концентрат собирается в поддоне и по желобу удаляется.

Преимущество подобных шлюзов – отсутствие ручного труда. Недостаток – большая металлоемкость конструкции, невозможность размещения шлюзов в два яруса на драгах.

Шлюз с подвижным резиновым покрытием представляет собой бесконечную коробчатую резиновую ленту с бортами и улавливающим покрытием в виде ряда порогов и ячеек между ними, натянутую на два барабана, закрепленных на раме. К одному из барабанов присоединен привод, к другому – натяжное устройство. Лента движется навстречу питанию со скоростью порядка 0,8 м/мин. При огибании барабана лента орошается водой, концентрат смывается и по желобу удаляется. Недостатки этих шлюзов – высокая (по сравнению с металлическими подвижными шлюзами почти в 2 раза) стоимость изготовления, сложность замены резиновой ленты, неполный смыв материала с ленты.

Технологические показатели работы металлических и резиновых шлюзов близки.

Гидравлические характеристики потока и состояние покрытия – главные технологические параметры, влияющие на работу шлюзов.

Шлюзы с орбитальным движением используются для обогащения весьма тонких ($-0,1$ мм) частиц. Эти шлюзы характеризуются очень мелким наполнением, отсутствием специальных улавливающих покрытий. Наиболее часто из этой группы используют шлюзы «Бартлес-Мозли».

Шлюз «Бартлес – Мозли» (рис. 11.9) представляет собой 40 - дечный автоматический шлюз, деки которого сгруппированы в два пакета по 20 дек. В промежутке между деками размещен привод шлюза. Деки размером 1200×1500 мм изготавливаются из синтетических материалов и

имеют малую массу, поэтому инерционные силы при орбитальных вибрациях невелики. В рабочем положении (рис. 11.9, а) деки наклонены под углом $2-3^\circ$.

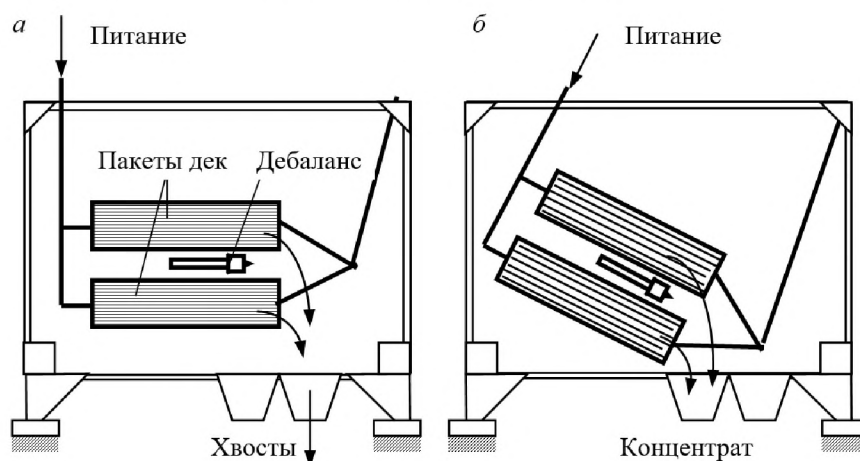


Рис. 2.1.28. Шлюз с орбитальным движением деки:
а – рабочее положение; б – разгрузка плотного продукта

Режим работы циклический: ≈ 30 мин шлюз работает в режиме накопления тяжелой фракции. В это время на деки из бака с исходным материалом поступает пульпа. Содержание твердого в питании до 10 %, крупность питания $-0,1$ мм. Потoki равномерно распределяются на 40 дек. За счет орбитального движения происходит взмучивание потока и вымывание удельно-легких частиц, удельно-тяжелые – остаются на поверхности шлюза. Через примерно 30 – 36 мин прекращается подача питания на шлюз, он при помощи толкателя наклоняется вначале на 10° , чтобы стекли остатки воды, а затем на угол до 45° , т.е. на угол, превышающий угол трения. Из бака смывшаяся вода на каждую деку подается под напором и происходит сполоск тяжелой фракции (рис. 11.9, б). После этого шлюз возвращается в первоначальное положение и цикл повторяется.

Обогащение в желобах. Основным видом желобов, применяемых на практике, являются суживающиеся.

Суживающиеся желоба являются устройствами непрерывного действия, предназначенными для гравитационного обогащения в слое жидкости, текущей по наклонной плоскости.

Желоб (рис.11.10, а) имеет плоское днище и сходящиеся под некоторым углом борта. Типовые размеры: длина 610-1200 мм, ширина у загрузочного конца 230 мм, у разгрузочного – 25 мм, угол наклона $15-20^\circ$.

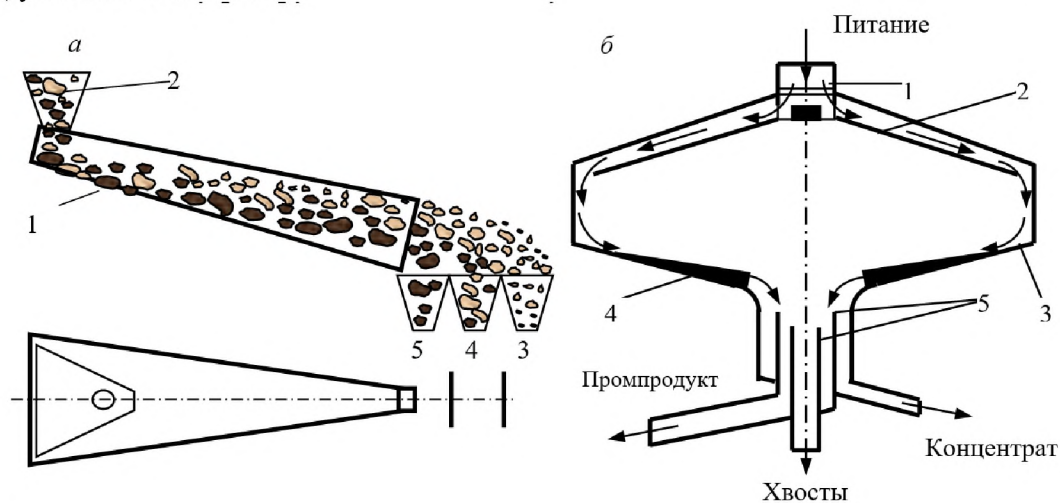


Рис. 11. Схемы желобов:

a – струйный желоб (1 – суживающийся желоб; 2 – исходное питание; 3 – легкая фракция; 4 – промежуточная фракция; 5 – тяжелая фракция); *b* – конусный концентратор (1 – пульпоприемник; 2 – распределительный конус; 3 – рабочий конус; 4 – клинья; 5 – коаксиальные пульподелители)

Пульпа с содержанием твердого 50-60 % по массе (25-30 % по объему) загружается на верхний широкий конец желоба. Благодаря сужению желоба высота потока увеличивается от 1,5-2 мм у загрузочного конца до 7-12 мм у разгрузочного. Средняя скорость движения пульпы по суживающемуся желобу 0,3-1 м/с. Характер движения потока изменяется от ламинарного в начале желоба к турбулентному в конце его. Вследствие высокого содержания твердого в питании основной процесс, происходящий в желобе, – сегрегация. Она дополняется процессом взмучивания частиц турбулентными вихрями, поднимающими крупные легкие частицы. В результате взаимодействия указанных процессов у конца желоба в нижних слоях располагаются частицы большей плотности, а в верхних слоях – меньшей. Средняя скорость движения тяжелых частиц оказывается меньшей, чем средняя скорость движения легких частиц. Самые мелкие (-0,05 мм) частицы практически не обогащаются на желобах. В конце желоба поток пульпы разделяется на концентрат, промпродукт и хвосты специальными рассекателями.

Суживающиеся желоба применяют при обогащении россыпных руд, в которых минералы представлены мелкими (-2-3 мм) свободными частицами, существенно отличающимися по плотности от частиц породы. Их применяют иногда на железорудных обогатительных фабриках и некоторых фабриках, перерабатывающих коренные руды олова и редких металлов. На суживающихся желобах получают, как правило, черновые концентраты.

Преимущества суживающихся желобов перед другими аппаратами для гравитационного обогащения состоит в высокой удельной производительности, низких капитальных затратах, отсутствии трущихся частей.

К недостаткам относятся малая степень концентрации, возможность работать только на плотной исходной пульпе, резкое ухудшение показателей работы при колебании объема и плотности питания.

Основными параметрами, определяющими процесс разделения на суживающихся желобах, являются содержание твердого в питании, уклон желоба и производительность. Уклон желоба выбирают минимальным (15-20°), обеспечивающим прохождение пульпы по нему без заиливания.

Производительность желоба изменяется в зависимости от крупности и минерального состава обогащаемых материалов и составляет 0,9-5,5 т/ч на 1 м² рабочей площади желоба.

Применяемые в промышленности струйные суживающиеся желоба можно разделить на две группы: аппараты, состоящие из набора отдельных желобов в различных компоновочных вариантах, и конусные концентраторы, состоящие из одного или нескольких усеченных конусов, каждый из которых представляет собой как бы набор радиально установленных суживающихся желобов с общим днищем (рис. 2.1.29, б).

Обогащение на винтовых сепараторах. Винтовые сепараторы представляют особую разновидность аппаратов, работающих по принципу разделения материала, движущегося по наклонной поверхности. В отличие от других аппаратов этой группы у винтовых сепараторов неподвижный наклонный гладкий желоб выполнен в виде спирали с вертикальной осью. Поэтому на частицы разделяемого материала действует не только сила тяжести, но и центробежная сила. Пульпа поступает в верхнюю часть желоба и под действием силы тяжести стекает вниз в виде тонкого потока разной глубины по сечению желоба. При движении в закрученном потоке помимо обычных гравитационных и гидродинамических сил, действующих на зерна, развиваются центробежные силы. Тяжелые минералы концентрируются у внутреннего борта желоба, а легкие – у внешнего. Затем продукты разделения разгружаются из сепаратора при помощи либо специальных рассекателей, стоящих в конце желоба, либо специальных отверстий, расположенных по ходу желоба. Желоб винтовых сепараторов в поперечном сечении представляет собой 1/4 окружности или вытянутого эллипса.

Винтовые аппараты разделяют на винтовые сепараторы для обогащения неклассифицированных или ширококлассифицированных материалов крупностью от 0,1 до 3 мм и винтовые шлюзы для обогащения тонкозернистых материалов крупностью от 0,02 до 0,5 мм.

Аппараты могут иметь от 1 до 3 желобов. Если желобов несколько, то они как бы вставлены друг в друга. Это позволяет увеличить удельную производительность аппарата.

11.7. Специальные виды гравитационного обогащения

11.7.1. Обогащение в центробежных аппаратах

В аппаратах, в которых центробежная сила, действующая на тело в криволинейном потоке, во много раз больше, чем сила тяжести, материал разделяется под действием центробежной силы. В тех же случаях, если центробежная сила и сила тяжести соизмеримы и сепарация происходит под действием обеих сил, обогащение принято называть центробежно-гравитационным.

Наиболее известные центробежные аппараты с высокими факторами разделения – гидроциклоны и центрифуги.

Создание центробежного поля в центробежных концентраторах принципиально может осуществляться двумя путями:

- тангенциальной подачей потока под давлением в закрытый и неподвижный цилиндрический сосуд;

- закручиванием свободно подаваемого потока в открытом вращающемся сосуде.

Обогащение в напорных центробежных концентраторах. Главным видом напорных концентраторов являются аппараты типа гидроциклонов. Большинство концентраторов этого типа имеет верхнюю часть цилиндрическую, в которую под напором тангенциально к стенке вводится пульпа, и нижнюю в виде короткого (тупого) конуса или полусферы или составленную из нескольких усеченных конусов с различными углами конусности.

В цилиндрической части аппарата при наличии сильного центробежного поля зерна частично распределяются по радиусу в соответствии с их гидродинамическими характеристиками, образуя в пульпе слои с нарастающим коэффициентом сплоченности в направлении к стенке.

В аппаратах обычных конструкций пульпа подается в пристенную зону – зону расположения тяжелых (и крупных) зерен. В этом случае зерна перераспределяются по радиусу не по направлению центробежных сил, а против их действия, т. е. легкие зерна не осаждаются на стенку, а выносятся от стенки в приосевую зону. Причина такого выноса зерен в обычном циклонном аппарате – турбулентное перемешивание пульпы.

В цилиндрической части аппарата радиального оттока жидкости не происходит вследствие вращения его между закрытыми цилиндрическими поверхностями. Ниже уровня среза сливного патрубка в вихре закономерно появляется направленное радиальное течение жидкости от стенки в приосевую зону.

В обычных конструкциях аппарата высота цилиндра составляет не более одного диаметра, поэтому гравитационное расслоение зерен в циклонном напорном аппарате происходит в основном в конической (сферической или иной) части, примыкающей к цилиндрической части снизу, т. е. ниже уровня сливного отверстия.

В отличие от обычных классифицирующих (длинноконусных) гидроциклонов минеральная постель в обогатительном гидроциклоне имеет большую разрыхленность, высокое содержание крупных и тяжелых зерен и выполняет роль улавливающей постели. По мере продвижения материала по стенкам конуса к разгрузочному отверстию в нем происходит постепенная концентрация тяжелых зерен.

Центробежные концентраторы циклонного типа не могут иметь высоких степеней концентрации и поэтому могут применяться в операциях первичного обогащения для переработки бедных продуктов и получения грубых концентратов.

Обогащение в безнапорных центробежных концентраторах типа центрифуг питание подается сверху в центральную часть аппарата. Центробежное поле создается при вращении самого аппарата. Поступающий во вращающийся ротор поток пульпы внизу изменяет направление движения на обратное и, двигаясь вверх к сливному краю центрифуги, закручивается вращающейся стенкой. Таким образом жидкость вместе с частицами, находящимися в ней, образует восходящий асимметричный трехмерный спиральный поток.

Главными преимуществами таких аппаратов является очень высокая степень концентрации и возможность обогащать более мелкие частицы, чем на шлюзах.

Участвуя в вынужденном вращении, жидкость образует в роторе параболоид вращения с той же осевой скоростью, что и стенка ротора. По мере приближения к свободной поверхности параболоида вращения (т. е. при переходе во внутренние слои) скорость вращения жидкости уменьшается, достигая минимума на свободной поверхности.

Окружное смещение жидкости (отставание ее от стенки ротора) зависит не только от интенсивности вращения ротора, радиуса вращения жидкости, ее вязкости, но и интенсивности потока, т. е. производительности аппарата.

Если у поверхности ротора окружное смещение жидкости составляет несколько процентов, то окружное смещение поверхностного слоя жидкости доходит до 30% и более.

Состояние придонных слоев потока по высоте сепаратора оказывается неодинаковым. В нижней его части практически не образуется какой-либо постоянной постели из минеральных зерен. Все зерна, за исключением лишь самых тяжелых, испытывая сильное действие смывного потока и слабое действие центробежных сил, уносятся потоком вверх, по мере продвижения потока вдоль образующей конуса динамическое давление потока ослабевает, а центробежные силы, наоборот, растут. Зерна из потока выпадают на стенку и образуют придонную постель, разрыхленность которой постепенно снижается, а толщина слоя и крупность зерен, его слагающих, увеличиваются. Этот слой из минеральных зерен выполняет роль улавливающего покрытия, аналогично тому, как это осуществляется на концентрационных шлюзах. Отличием центробежного обогащения в аппарате типа центрифуг от гравитационного шлюзового процесса является непостоянство «смывных» и «приближающих» сил, действующих на зерно в потоке по длине образующей аппарата и, как следствие этого, – различные крупность, разрыхленность и шероховатость придонной минеральной постели.

Самым распространенным в настоящее время является центробежный концентратор Нельсона (*Knelson*). В нем осевшая минеральная постель дополнительно разрыхляется водой, подаваемой через перфорации в боковой стенке ротора (флюидизационная вода). Механизированных устройств для разгрузки сепаратор не имеет. Концентратор представляет собой конический перфорированный ротор 1, внутренняя поверхность которого снабжена кольцевыми перегородками 2, образующими карманы, в которых концентрируется тяжелая фракция. Центрифугируемый материал псевдоразжижается потоком подводимой через отверстия ротора 3 воды под напором, соответствующим ускорению этого материала.

К недостаткам концентратора *Knelson* следует отнести: сравнительно небольшой верхний предел крупности исходного материала. С увеличением верхнего предела крупности уменьшается эффективность обогащения более мелких классов, так как для разрыхления более крупных зерен требуется повышенная скорость потока «разрыхляющей» воды, что приводит к вымыванию мелких классов. Также концентратор *Knelson* плохо обогащает тонкие частицы, так как они вымываются потоками разрыхляющей воды. Постель в этих концентраторах всегда более грубая, чем обогащаемый материал. Другим недостатком является периодический режим работы аппарата. Разработанные в последнее время аппараты с непрерывной разгрузкой очень сложны и дороги.

1. ЛАБОРАТОРНОЕ ЗАНЯТИЕ: «ТЕСТ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ АБРАЗИВНОСТИ (AI)»

Цель работы – освоить методику определения индекса абразивности Бонда AI.

Основные понятия:

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

Необходимые оборудование и материалы – руда крупностью -19+12,7 мм 4 навески по 400 г, струйный сократитель, стандартный набор сит шкалы Тайлера, вибрационный ситовой анализатор, технические весы, специальная лабораторная мельница (рис. 1.1).

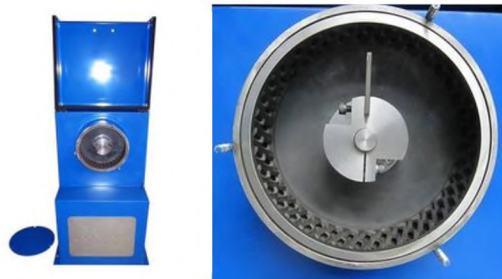


Рис.1.1 Установка для определения AI

Порядок выполнения работы

Протокол проведения испытаний находится в Приложении Б. Индекс абразивности Бонда AI определяется путем тестирования сухого материала в специальной лабораторной мельнице (рис.1.1), оснащенной лифтерами и ротором, на котором радиально фиксируется стальная пластинка размером 76,2 x 25,4 x 6,35 мм, имеющая фиксированную твердость в 500 НВ (Рис.1.2). Внутренний диаметр и длина барабана соответственно равны 300 и 100 мм. Стандартная методика Бонда предусматривает синхронное вращение барабана и ротора в одном направлении со скоростью в 70 и 632 об/мин соответственно.

В начале теста необходимо взвесить пластинку (с точностью до 0,0001 г) и подготовить не менее 3,5 кг исследуемого материала крупностью -19 +12,7 мм. Важно использовать дробленый материал, так как при прямом отсеве мелочи от технологической пробы может быть получена непредставительная навеска. Подготовительную навеску следует проверить на наличие инородных включений (особенно стальных), так как они могут оказать значительное влияние на результаты тестирования.

Из подготовленного материала формируется 4 пробы массой по 400 г, которые поочередно измельчаются в описанной мельнице в течении 15 минут каждая. По завершению измельчения четвертой пробы, пластинка извлекается и взвешивается (с точностью до 0,0001 г), отобранный материал объединяется и подвергается ситовому анализу. В некоторых источниках отмечается, что около 80% этого материала должно просеяться через сито с ячейкой в 13,2 мм.

Рис.1.2 Стальная
пластинка,
закрепленная

Индекс абразивности Бонда AI определяется как потеря массы пластинок:

$$AI = M_1 - M_2,$$

где M_1, M_2 – масса пластинки до и после четырех периодов измельчения соответственно, г.

Расчет интенсивности износа стали в дробилках и мельницах в кг/кВтч работы производится по эмпирическим формулам, представленным в соответствии табл. 1.1.

Таблица 1.1

Расчет интенсивности износа рабочих органов рудоподготовительных аппаратов из индекса абразивности Бонда

Рабочий орган	Интенсивность износа, кг/кВтч
Стержни в мокрых стержневых мельницах	$0,16(AI - 0,02)^{0,2}$
Футеровка в мокрых стержневых мельницах	$0,16(AI - 0,015)^{0,3}$
Шары в мокрых шаровых мельницах	$0,16(AI - 0,015)^{0,33}$
Футеровка в мокрых шаровых мельницах	$0,012(AI - 0,015)^{0,3}$
Шары в сухих шаровых мельницах	$0,023\sqrt{AI}$
Футеровка в сухих шаровых мельницах	$0,0023\sqrt{AI}$
Футеровка в конусных и щековых дробилках	$0,041(AI + 0,22)$
Бандажи в валковых дробилках	$0,45\left(\frac{AI}{10}\right)^{0,67}$

Обработка результатов.

По результатам опытов необходимо сделать вывод о типе руды по индексу абразивности и оформить отчет.

2. ЛАБОРАТОРНОЕ ЗАНЯТИЕ «SMC ТЕСТ»

Цель работы – освоение методики оценки свойств руды с помощью тестера падающего груза по методике SMC.

Необходимые оборудование и материалы – сухая, дроблёная руда с максимальной крупностью 70 мм (или куски ядер диаметром от 32 до 69,4 мм), стандартный набор сит шкалы Тайлера, вибрационный ситовой анализатор, электронные весы грузоподъёмностью до 5 кг, тестер падающего груза (рис.2.1).

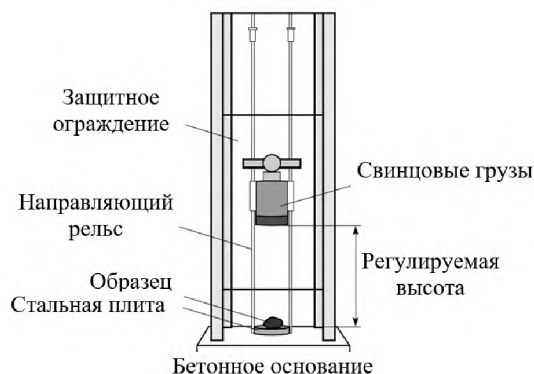


Рис. 2.1 Схема устройства тестера падающего груза

Порядок выполнения работы

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 керн”, 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 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.

Тест на кусковом материале может быть проведен на фракциях -31.5+26.5, -22.4+19.0 или -16.0+13.2 мм. Следует выбирать максимально возможную крупность фракции с учетом массы и номинальной крупности исходной пробы. Если есть сомнения в получении достаточного количества кусков фракции -31.5+26.5 мм, рассмотрите тестирование фракции -22.4+19.0, т.к. это вполне допустимо и широко применяется. Фракцию -16.0+13.2 мм следует выбирать только в крайнем случае, когда материала явно недостаточно, в связи с тем, что результаты тестирования самой мелкой фракции характеризуются пониженным уровнем достоверности. Следует отметить, что при использовании способа дробления и отбора длина исходного керна рассчитывается исходя из необходимости получения 20 кг.

Исходную пробу следует однократно пропустить через щековую дробилку при ширине разгрузочной щели, значительно превышающей верхнюю границу целевой фракции крупности.

После этого материал пробы необходимо просеять на двух ситах, ограничивающих выбранную фракцию крупности. При недостаточном количестве кусков в целевой фракции можно аккуратно додробить надрешетный продукт. Обратите внимание на то, что в рабочей фракции крупности также должно быть достаточное количество кусков для определения плотности материала пробы. Количество кусков для определения плотности должно быть не менее 30. Пробу можно отобрать при помощи делителя Джонса - например, $\frac{1}{4}$ материала может быть отобрано для определения плотности, а $\frac{3}{4}$ материала оставлено сухим для отбора кусков и составления рабочих наборов. Если количество кусков рабочей фракции крупности недостаточно для отбора отдельной пробы, произведите определение плотности, высушите куски и используйте их для составления рабочих наборов. Сначала определите массу кусков, отобранных для определения плотности, на воздухе. Затем с использованием проволочной корзины определите массу тех же кусков при погружении в воду.

Для тестирования следует выбирать куски, имеющие максимально правильную форму. После взвешивания каждого куска, если его масса находится в пределах заданного диапазона, он должен быть положен в емкость для “отобранных кусков”, если нет - в емкость для “отбракованных кусков”. Если у вас есть сомнения в том, что удастся набрать необходимое количество кусков, используйте третью емкость для кусков, имеющих “пограничную” массу при допуске $\pm 30\%$. Это позволит снизить затраты времени на повторное взвешивание в случае установки более широкого допуска $\pm 35\%$. Процедура взвешивания продолжается до тех пор, пока вы не наберете 100 кусков в емкости для “отобранных кусков”. Вместо пересчета кусков вы можете складывать их в тарированную емкость, установленную на других весах. Превышение общей массы сверх 100-кратной средней целевой единичной массы означает, что вы близки к завершению процедуры отбора. Отобранные куски следует представительно (методом слепого отбора) разделить на 5 наборов по 20 кусков. Масса каждого набора должна находиться в пределах $\pm 10\%$ от целевой, определяемой путем умножения средней целевой единичной массы на 20. Наборы следует пронумеровать от 1 до 5 и убедиться, что масса каждого находится в пределах допустимого диапазона. В случае, если это условие не выполняется, вы можете просто произвести замены кусков в наборах. В крайнем случае отберите новые куски и замените “пограничные” куски в наборах. Идеальным вариантом является составление наборов практически одинаковой массы.

Если общее количество отобранных кусков находится в пределах от 80 до 100, тест будет проведен на пяти уровнях энергии ударного разрушения при максимально равномерном уменьшении числа кусков в каждом наборе. Например, если вам удалось набрать 87 кусков, вам будет предложено составить два набора по 18 кусков и три по 17.

Если общее количество отобранных кусков находится в пределах от 60 до 80, тестирование на максимальном уровне энергии будет исключено, а куски будут равномерно распределены по четырем наборам.

Тестирование при общем количестве кусков менее 60 не допускается. В этой ситуации вам необходимо перейти на работу с более мелкой фракцией крупности и начать все сначала (если вы уже не работали с фракцией $-16.0+13.2$ мм).

Все сто кусков должны быть индивидуально разрушены на Drop-Weight тестере, причем каждый из пяти наборов - при своем уровне энергии.

Критерием выбора грузов является высота падения - она не должна превышать 100 см и не должна быть меньше 20 см (лучше 45-50 см). Количество различных комбинаций грузов желательно свести к минимуму - это позволит снизить затраты времени на их замену в ходе теста. В отдельных редких случаях удастся выполнить весь тест только на двух комбинациях грузов.

При использовании дробленого материала ориентация кусков перед разрушением обычно не имеет определяющего значения. Однако, например, если все куски имеют вытянутую форму, для получения более достоверных результатов ориентацию следует варьировать.

После разрушения каждого куска записывайте остаточную высоту в соответствующие ячейки.

В ходе выполнения тестирования необходимо визуально отмечать количество кусков, разрушение которых не произошло, а также кусков, от которых произошло только откалывание мелких частиц. Результаты подсчета занесите в соответствующие ячейки. После разрушения всех кусков отдельного набора соберите материал (включая неразрушенные и отколотые куски) для отсева. Размер рабочего сита определяется исходя из крупности тестируемой фракции.

3. ЛАБОРАТОРНОЕ ЗАНЯТИЕ «ТЕСТ СВЕРХТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПО ТЕХНОЛОГИИ ISAMILL™»

Цель работы – Получение подписного графика используется для разработки полномасштабных IsaMill. Большинство полномасштабных установок были спроектированы на основе подписного графика, полученного на лабораторной мельнице объемом 4 литра. Условия проведения испытания в мельнице объемом 4 литра должны соответствовать условиям среды и пульпы, запланированным для работы в полном масштабе, либо полномасштабная мельница может основываться на наиболее эффективном подписном графике, разработанном во время испытаний (при исследовании различных режимов).

Оборудование – 4-х литровая IsaMill (или мельница LME4 Netzsch). Нагнетательный поршневого насос. Две емкости с мешалкой (около 60 литров). 2,5 литра керамической измельчающей среды для IsaMill. Ватт-час метр. Один индикатор скорости вращения вала мельницы (об / мин). Контейнеры для образцов (маленькие). Лазерный анализатор частиц или, если это применимо, сита. Емкость для сбора и взвешивания мелящей среды. Секундомер / таймер. Весы Марси или градуированный цилиндр и откалиброванные весы (для определения плотности пульпы). Одна воронка Марша и чашка.

Порядок выполнения работы

Выбор мелящей среды

Для выбора размеров керамической измельчающей среды могут быть использованы соотношения из таблицы 3.1. Предостережение: не смешивайте разные типы мелящей среды для теста кинетики.

Таблица 3.1

Выбор крупности мелящей среды

Размер шаров, мм	Максимальная крупность частиц в питании, мкм
2	<70
3,5	<150 и >70
Обратитесь в GT	>150

Подготовка и обслуживание мелящей среды IsaMill

Рекомендуемые соотношения размеров шаров в загрузке приведены в таблице 3.2. Объем разово загружаемой мелящей среды для M4 IsaMill составляет 2,5 литра.

Таблица 3.2

Выбор соотношения размеров мелящей среды

Максимальный размер шаров		2,0 мм	3,5 мм	5-6 мм
Пропорция по объему	5-6 мм	-	-	70 %
	3,5 мм	-	70%	25%
	2,0 мм	70%	25%	5%
	1,5 мм	30%	5%	-

После составления шаровой загрузки ее необходимо взвесить. Также убедитесь, что полученная загрузка составляет 2,5 л. Поскольку шары меньшего размера заполняют пространство между шарами большего размера, добавление шаров 1,5 мм к шарам 3,5 мм не обязательно увеличит общий объем. После испытания шаровая загрузка должна быть извлечена из мельницы, очищена и высушена. Вес шаровой загрузки по окончании испытания записывается, и его масса «дополняется», до изначальной, керамическими шарами максимального размера того же производителя.

Потребление большинства керамических сред очень низкое, поэтому, если несколько испытаний (2-3) будут выполнены за один день, то шаровая загрузка может «пополниться» после завершения дневного тестирования. «Пополнение» загрузки с помощью керамических шаров максимального размера с течением времени приведет к тому, что загрузка IsaMill превратится из регулярной в рационную.

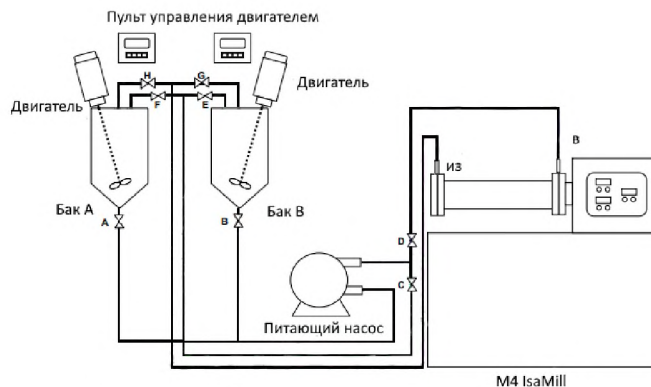


Рис.3.1 – Принципиальная схема установки.

Часть 1: Разогрев мельницы и определения мощности холостого хода (NLP)

1. Включите подачу охлаждающей воды.
2. Обеспечьте достаточный уровень и давление уплотнительной жидкости.
3. Запустите IsaMill без воды и мелящей среды на 20 минут, чтобы прогреть подшипники и сальник.
4. Запустите мельницу пустой при 1500 об / мин в течение дополнительных 10 минут и измерьте совокупную потребляемую мощность с помощью счетчика ватт-часов (Вт) и секундомера.
5. Из значений времени и энергии можно рассчитать потребляемую мощность без нагрузки.

Часть 2: Первый цикл

1. После взвешивания пробы, эквивалентной 15 кг сухой массы (30 кг для магнетита), добавьте достаточное количество воды в одну емкость, чтобы получить желаемую плотность пульпы, (равную 20% твердых частиц по объему). Затем, когда мешалка включена и резервуар циркулирует через насос, постепенно добавляйте пробу в емкость.

Примечание: для образцов магнетита или образцов с относительно высокой плотностью рекомендуется использовать ~ 60% твердого по массе.

2. Убедившись, что питающий емкость (А) циркулирует через насос, отрегулируйте питающий насос до требуемой производительности (обычно ~ 2–4 л / мин), чтобы достичь расхода энергии приблизительно 10 кВт ч / т (на один цикл). Расход пульпы обратно пропорционален размеру продукта из-за его влияния на время пребывания и расход энергии (кВтч / т). Поэтому для достижения более длительного времени пребывания и более высокого энергопотребления следует использовать более низкую производительность насоса и, следовательно, более мелкий размер помола.

Примечание: если требуется относительно крупный размер продукта (более 30 мкм), первые пару циклов через мельницу следует проводить при высоких расходах, чтобы получить грубые точки на кривой кинетики измельчения. Высокую производительность также следует использовать при работе с образцами с высокой плотностью, чтобы предотвратить оседание частиц в трубопроводе для избегания засоров. Скорости потока могут быть уменьшены по мере необходимости для увеличения потребляемой энергии и достижения меньшей крупности продукта. С мельницей М4 обычно используются трубы / шланги диаметром ½ дюйма или ¾ дюйма для поддержания скорости потоков выше скорости осаждения материала.

3. Взять как минимум 2 пробы питания для анализа гранулометрического состава. Возьмите третью пробу для определения % твердого (измерьте влажный и сухой вес образца).

4. Добавьте 2,5 литра (насыпного объема) керамической мелящей среды в камеру мельницы (также 2,5 литра, если используется песок). Измерьте массу загрузки перед добавлением.

5. Обнулите накопительный измеритель мощности (Wh) или запишите начальное значение.

6. Перенаправьте поток материала из режима циркуляции в мельницу.

7. Незамедлительно запустите мельницу при 1500 об / мин (номинальная) и запустите таймер.

8. После выхода продукта из мельницы в течение 15 секунд, можно направить шланг продукта мельницы во второй (пустой) бак (В).

9. Включите вторую мешалку резервуара, как только уровень в баке повысится.

10. Примерно в середине цикла (т.е. когда два бака имеют примерно одинаковый уровень):

- а. Перекрыть весь поток, отобрать 2 пробы продукта для гранулометрического анализа
- б. Измерить и записать производительность потока продукта. Обычно это делается по замеру времени наполнения 1-литрового стакана Марси.
- в. Измерьте и запишите плотность пульпы продукта (весы Марси или через замер массы пульпы известного объема).
- г. Измерьте и запишите вязкость пульпы продукта, используя воронку Марша.
- д. Запишите температуру продукта, давление пульпы на входе в мельницу и показания производительности насоса.

11. Продолжайте цикл измельчения до тех пор, пока питающий бак (А) не опустеет.

12. Как только питающий бак (А) опустеет, остановите мельницу, остановите таймер и переведите поток пульпы в режим циркуляции в баке В. Обеспечьте достаточную скорость мешалки в баке (если это можно сделать достаточно быстро, поток можно перенаправлять, не останавливая мельницу)

13. Запишите время, затраченное на измельчение всего объема пульпы и общее энергопотребление (Втч).

14. Если вы пытаетесь достичь заданного размера продукта, рекомендуется проводить анализ размера частиц после каждого цикла, чтобы определить достигнутый размер помола. В противном случае более эффективно проводить анализ размера частиц по завершении необходимого количества циклов.

Часть 3: Второй и следующие циклы

1. Перенаправьте поток пульпы (при рециркуляции - В) стал питающим баком.
2. Сохраняйте шланг продукта мельницы в питании бака подачи (В).
3. Отрегулируйте производительность насоса, если необходимо.
4. Обнулите накопительный измеритель мощности (Wh) или запишите начальное значение.
5. Перенаправьте поток пульпы из режима циркуляции в мельницу.
6. Незамедлительно запустите мельницу при 1500 об / мин (номинальная) и запустите таймер.
7. После того как пульпа выходит из мельницы в течение 15 секунд (поскольку мельница заполнена, это должно произойти почти сразу), направьте шланг продукта мельницы во второй (пустой) бак (А).
8. Включите вторую мешалку резервуара, как только уровень в резервуаре повысится.
9. Примерно в середине цикла (когда два бака имеют примерно одинаковый уровень):
 - а. Возьмите 2 пробы продукта для анализа гранулометрического состава.
 - б. Измерьте и запишите производительность по продукту.
 - в. Измерьте и запишите плотность пульпы продукта (весы Марси)
 - г. Измерьте и запишите вязкость пульпы продукта, используя воронку Марша.
 - д. Запишите температуру продукта, давление подачи и скорость насоса.
 - е. В течение всего теста отбирайте по меньшей мере 2 пробы (~ 100 мл) для определения % твердого в пульпе (например, цикл 3 или 5). Обратите внимание, что важно взять одну из проб на последнем цикле измельчения.

10. Продолжайте измельчение до тех пор, пока питающий бак (В) не опустеет.

11. Как только подающий бак (В) опустеет, остановите мельницу, остановите таймер и перенаправьте поток пульпы, чтобы бак продукта (полный бак - А) находился в режиме циркуляции.

12. Запишите время, затраченное на цикл пульпы через мельницу, и общее энергопотребление (Втч).

13. Повторяйте вышеупомянутые шаги до тех пор, пока не будет достигнута требуемая крупность продукта или потребление энергии. Обычно рекомендуется 5-7 циклов, но может потребоваться больше, чтобы измельчить материал до нужного размера. В идеале целевая крупность должна находиться примерно посередине графика кинетики.

Вязкость

Присутствие частиц глины или мелких частиц в пробе питания будет влиять на вязкость суспензии и, следовательно, на эффективность измельчения IsaMill. Как правило, образцы, которые содержат глинистые минералы или большой процент ультрадисперсных частиц, значительно влияют на вязкость. Поэтому при работе с пробами с высоким содержанием тонких классов крупности или глинистых минералов необходимо брать показания вязкости, определенные с помощью воронки Марша. Когда показания вязкости превышают 38 секунд, в

пробу необходимо добавить воды для разбавления и снижения вязкости. Таблица 3.3 может быть использована в качестве руководства по количеству необходимого добавления воды.

Таблица 3.3

Выбор крупности мелящей среды

Время истечения из воронки Марша, с*	Дополнительная вода, л
Менее 36	0
38-40	1
40-45	2
Более 40	3 литра или до достижения истечения пульпы за 38 с
* Эти значения времени могут быть увеличены на 2 секунды для 5-мм бисера из-за более высокой насыпной пустотности мелящей среды	

Часть 4. Завершение теста и второй замер мощности холостого хода (при необходимости)

1 В конце теста выполняется промывка мелящей среды. Это включает добавление воды в питающий бак и прокачку ее через мельницу во время ее работы. Обратите внимание, что для расчета расхода мелящей среды важно записать затраченное время и потребляемую мощность (Wh) и для этапа промывки.

2 Разгрузите мелящую среду и вымойте мельницу. Необходимо соблюдать осторожность, чтобы не терять мелящую среду.

3 Соберите всю мелящую среду, отфильтруйте из нее мелкие твердые частицы, если они остались, просушите мелящую среду в печи в течение ночи, а затем взвесьте.

4 Для расчета расхода мелящей среды будет использоваться ее сухая масса (обратите внимание, что потеря керамических шариков во время очистки может оказать значительное влияние на величину расхода носителя, поэтому в случае их потери следует отказаться от этого замера).

5 При необходимости запустите мельницу пустым при 1500 об / мин в течение 10 минут и измерьте суммарную потребляемую мощность, используя измеритель мощности (Wh) и секундомер.

6 Это число используется для определения потребляемой мощности холостого хода (сравните с исходной NLP)

Результаты. Измерения, которые необходимо проводить для каждого цикла

1. Плотность пульпы (кг / л)
2. Гранулометрический состав (питание и продукт каждого цикла) - измеряется с использованием общей модели теории Mie (модель представления OHD), если не указано иное. P80 в мкм является эталоном стандартной калибровки. P98 так же должен быть получен, чтобы гарантировать, что мелящая среда способна измельчить и самые крупные частицы пробы.
3. Для магнетита необходим рассев на ситах, чтобы избежать влияния магнитной агломерации на дифракцию лазера.
4. Полный гранулометрический состав для продукта каждого цикла (см. пример отчета IsaMill в Приложении A).
5. Расход (сек / л)
6. Мощность, затраченная за цикл
7. Время работы
8. Температура продукта и давление пульпы в питающем шланге

Расчеты:

1. Рассчитайте среднюю производительность (т/ч) и полную мощность для каждого цикла.
2. Для каждого цикла из полной мощности вычтите среднюю мощность холостого хода, чтобы получить полезную мощность.
3. Разделите полезную мощность на производительность для каждого цикла, чтобы получить полезную потребляемую энергию (также известную как удельная энергия или поглощенная энергия).

4. Крупность продукта откладывается по логарифмической оси x относительно чистой энергии на логарифмической оси y (данные должны приблизительно соответствовать прямой линии). Выбранные данные по размеру должны соответствовать приложению (например, P98, P80, P50 и т. Д.).
5. Используйте уравнение мощности для подгонки линии через данные для интерполяции (например, $y = a \cdot x - b$).
6. Найдите необходимый расход энергии для целевой крупности (или наоборот).
7. Составьте график распределения в натуральную величину для каждого цикла на одном графике, чтобы проиллюстрировать характеристики уменьшения размера для IsaMill.

Без нагрузки		
№	Энергопотребление мельницы без загрузки за 10 мин (Wh)	Время (h)
Обозначение	Wh	t
Формула		=10/60
1		
2		
Среднее		

ИзаМил протокол испытаний										
Протокол проведения тестирования										
Твердое т/м3 (SG):		Объем шаровой загрузки (L):								Масса шаровой загрузки
№ шила	Обороты (rpm)	Мощность без загрузки (kW)	Производительность (L/min)	Производительность (s/L)	Скорость насоса (Hz)	kg/L (плотность пульпы)	Температура °C	Потребляемая энергия (Wh)	Время (h)	Комментарии
Обозначение	N	NLP	J	K	Pump setting	B	T	E	t	
Формула		Wh/v/1000	=(1/K)*60	Измеряется	Измеряется	Marsy	Измеряется	E end - E start	минуты/60 + секунды/3600	
1										
2										
3										
4										
5										
6										
7										
Расчет										
№ шила	Затрачиваемая энергия	Чистая энергия	Объемная Производительность (m3/h)	% твердого	Производительность по твердому (t/h)	Удельный расход электроэнергии в цикле	Удельный расход электроэнергии	P90 мкм	P98 мкм	
Обозначение	G, kW	Net, kW	Q	R	M, t/h	E, kWh/t	E, kWh/t			
Формула	Wh/t/1000	G-NLP	(J*60)/1000	Marsy	R*Q	M/Net	E1+E2+E3...+En			
Питание										
1										
2										
3										
4										
5										
6										
7										
Целевое P90, мкм		Целевой расход электроэнергии, kWh/t								

4. ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ «ИЗУЧЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАЗДЕЛЕНИЯ МАТЕРИАЛА НА КОНЦЕНТРАЦИОННОМ СТОЛЕ HOLMAN И КОНЦЕНТРАТОРЕ KNELSON»

Часть 1. Изучение закономерностей разделения материала на концентрационном столе Holman

Цель работы - ознакомиться с работой стола и убедиться в подтверждении теоретического положения о сегрегации материала по крупности за счет качаний стола, что способствует лучшему разделению материала по плотности.

Основные понятия

Гидравлическое обогащение на концентрационном (качающемся) столе - процесс разделения исходного материала по плотности в потоках воды, текущих по слабонаклонной качающейся поверхности.



Рис. 4.1. Концентрационный стол

Для гидравлического обогащения используются концентрационный стол фирмы «Holman» (Холман) модель 800 (рис. 4.1) (Англия), лабораторный барабанный магнитный сепаратор, механический встряхиватель для ситового анализа продуктов обогащения, набор сит.

Лабораторный стол представляет собой слабонаклонную плоскость (деку 1), которой от привода 5 сообщается возвратно-поступательное несимметричное движение (назад дека движется быстрее, чем вперед). На поверхности деки через определенные промежутки установлены планки (нарифления 6). По периметру стола расположены приемники продуктов разделения 2.

Исходный материал подается вместе с водой в загрузочный ящик 4, который расположен в правом верхнем углу деки. Вдоль верхней длинной стороны деки расположен желоб 3, куда подается смывная вода и откуда она распределяется по всей поверхности деки.

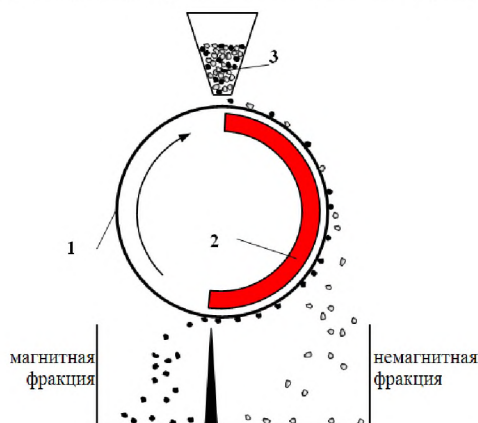


Рис. 4.2. Схема магнитного сепаратора
1 – вращающийся барабан; 2 – магнитная система;
3 – бункер исходного питания

Лабораторный барабанный магнитный сепаратор (рис. 4.2) представляет собой барабан 1, который приводится во вращение вручную. Внутри барабана расположена неподвижная радиальная магнитная система 2 из постоянных магнитов. Исходный материал поступает на вращающийся барабан сверху из загрузочной воронки 3. Магнитная фракция притягивается к барабану и увлекается им вниз, где под действием силы тяжести падает в соответствующий приемник. Немагнитная фракция сразу скатывается по барабану в свой приемник.

Исходный материал для опыта

Материалом для опыта служит искусственная смесь полевого шпата (кварца) и магнетита крупностью – 1+0,25 мм и – 0,25 мм с содержанием магнетита 10-15 %. Масса навески для опыта 2 – 3 кг.

Условия проведения опытов

Расход воды (в питание и смывной) и угол наклона деки стола устанавливаются непосредственно в процессе опыта для получения более четкого разделения полевого шпата (кварца) и магнетита. Длину хода деки стола не регулируют. Частоту колебаний деки регулируют только по специальному указанию преподавателя.

Порядок проведения работы

1. Для материала – 1+0,1 мм устанавливают песковую деку, пускают воду на стол (как в питание, так и смывную) в таком количестве, чтобы она спокойно, ровным слоем стекала по всему периметру стола (распределение смывной воды регулируется соответствующим положением вертушек в желобе, по которому течет вода).

2. Включают приводной механизм, чтобы создать качательное движение поверхности стола.

3. Приготовленную навеску исходного материала (3 кг) смачивают водой.

4. Начинают загрузку материала в загрузочное отделение стола, откуда он через отверстия поступает на поверхность (загрузка материала должна быть равномерной, чтобы в приемном ящике все время был материал).

5. При поступлении материала на стол работа стола должна быть отрегулирована так, чтобы на его поверхности образовался нормальный веер (была бы видна четкая граница между

магнетитом и полевым шпатом). Режим работы стола регулируют, меняя угол его наклона и количество подаваемой воды. До установления нормального веера материала на поверхности стола (при его регулировке) материал, сходящий с противоположного загрузочному отделению конца стола, собирают не в специальные приемники, а в подставленную фарфоровую чашку.

6. После того как регулировка стола закончена и на столе идет нормальное разделение, материал из фарфоровой чашки возвращают снова в загрузочное отделение стола, куда непрерывно загружается также и исходный материал. Полученные продукты разгружаются по периметру стола в соответствующие приемники.

7. По окончании загрузки исходного материала стол должен работать, пока поверхность его не освободится от материала.

8. Останавливают стол, замеряют его угол наклона, закрывают воду, предварительно замерив ее расход (отдельно в питании и смывной).

9. Полученные фракции разгружают из приемников стола в противни, сушат и взвешивают. Массу каждой фракции записывают в табл.10.1 и по ней рассчитывают выходы фракций.

10. Каждую полученную фракцию рассеивают на встряхивателе на пять классов крупности: +0,85; -0,85+0,6; -0,6+0,425; -0,425 + 0,3 и - 0,3 мм. Время рассева 10 мин.

Если масса той или иной фракции больше 200 г, то перед рассевом из нее сокращением на струйчатом делителе выделяют пробу массой 150-200 г, которая и подвергается рассеву.

11. Каждый класс затем подвергается разделению на лабораторном магнитном сепараторе на магнитную и немагнитную части. Магнитные и немагнитные части отдельных классов каждой фракции (или проб, выделенных из них) взвешивают. Эти данные записывают в табл.4.2 и по ним рассчитывают выходы классов. Их также записывают в табл.4.2.

12. До данным табл. 4.2 рассчитывают содержание магнетита в каждой фракции. Возможны два случая: когда рассеивается вся фракция и когда рассеивается только выделенная из фракций проба. Содержание магнетита в этих случаях рассчитывается по следующим формулам:

$$\beta = \frac{\Sigma P}{Q} 100 \quad (4.1)$$

или

$$\beta_{пр} = \frac{\Sigma P_{пр}}{\Sigma P_{пр} + \Sigma(Q_n)_{пр}} 100, \quad (4.2)$$

где ΣP - суммарная масса магнитной части всех классов, полученных после рассева фракции, г; $\Sigma P_{пр}$ и $\Sigma(Q_n)_{пр}$ - суммарная масса соответственно магнитной и немагнитной частей всех классов, полученных после рассева пробы, выделенной из фракции, г.

Содержание магнетита в каждой фракции записывают в табл. 4.1. В нее же записывают и рассчитанные выходы фракций (по формуле (1)), и извлечение магнетита в каждую фракцию (по формуле (5)). Таблицы результатов опытов - табл. 4.1 и 4.2.

Таблица 4.1.

Результаты опыта обогащения на столе

Продукт	Масса фракции и Q, г	Выход γ, %	Содержание магнетита β, %	γβ	Извлечение магнетита в продукт ε, %
1 фракция					
2 фракция					
3 фракция					
4 фракция					
5 фракция					
Исходный материал		100,0			100,0

Количество фракций может быть изменено по указанию преподавателя.

Таблица 4.2

Результаты ситового и магнитного анализов фракций, полученных после обогащения на столе

Фракция	Крупность класса, мм	Магнитная часть (магнетит)			Немагнитная часть (полевой шпат или кварц)		
		Масса P , г	Выход, %		Масса Q_n , г	Выход, %	
			класса γ , %	суммарный по плюсу R , %		класса γ , %	суммарный по плюсу R , %
1	+0,85 -0,85+0,6 -0,6+0,425 -0,425+0,3 -0,3 Итого:	ΣP	100,0	100	ΣQ_n	100,0	100
2		и т.д.					

Использование результатов опыта

По данным табл. 4.2 строят суммарные характеристики крупности (по плюсу) для магнетита и полевого шпата в каждой из четырех фракций. Для магнетита характеристики крупности для всех фракций строят на одном графике, для полевого шпата - на другом. По виду характеристик судят о крупности магнетита (или полевого шпата) в той или иной фракции.

Оформление отчета - дать оценку полученных результатов обогащения на столе, характеристику крупности магнитной и немагнитной частей отдельных фракций и объяснить их побег.

Для класса $-0,25$ мм устанавливают шламовую деку. Далее порядок проведения работы аналогичен вышеизложенному. Классы $+0,212$; $-0,212 + 0,15$; $-0,15 + 0,106$; $-0,106 + 0,075$; $-0,075$ мм.

Часть 2. Изучение закономерностей разделения материала на концентраторе Knelson

Цель работы – ознакомиться с работой лабораторного центробежного концентратора Нельсона MD3.

Основные понятия

1. Обогащение на центробежном концентраторе – процесс разделения исходного материала по плотности под действием центробежной силы и противодействующему ей потоку воды.

2. Рабочая часть аппарата представляет собой конический ротор, вращающийся с высокой скоростью, внутри которого имеются специальные сборные желобки. Исходное питание подается в верхнюю часть аппарата. Под действием центробежной силы удельно-легкие частицы вымываются из аппарата, а удельно-тяжелые скапливаются в сборных желобках. Особенность концентратора Нельсона заключается в том, что частицы, осевшие в сборных желобках, дополнительно разрыхляются водой, подаваемой через специальные отверстия в роторе. Это позволяет получать более чистые концентраты.

Аппараты, используемые в работе

Для работы используется лабораторный центробежный концентратор Нельсона MD3 (рис. 4.3).

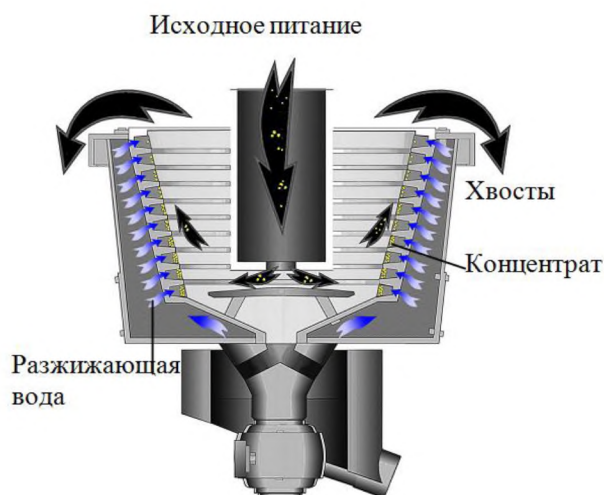


Рис. 4.3. Концентратор Нельсона

Исходный материал для опытов

Для опытов используют смесь магнетита (или ферросилиция) и кварца крупностью – 1+0,1 мм. Масса навески 1 кг, содержание магнетита 5 %.

Порядок проведения работы

1. Включают концентратор, устанавливают частоту оборотов, соответствующую центробежному ускорению 30 G .
2. Включают подачу разрыхляющей (флюидизационной) воды 3 л/мин.
3. Постепенно (в течение 5 минут) загружают навеску в ротор аппарата. Легкая фракция (хвосты) через сборный шланг собирается в ведро. Затем при помощи разгрузочного приспособления, тяжелая фракция (концентрат), скопившаяся в сборных желобках разгружается в другое ведро.
4. Продукты разделения после отстаивания, собирают в протвину и ставят сушить.
5. Высушенные продукты взвешивают, массы записывают в таблицу 4.3.

Таблица 4.3

Результаты ситового и магнитного анализов фракций, полученных после обогащения на столе

Фракция	Крупность класса, мм	Магнитная часть (магнетит)			Немагнитная часть (полевой шпат или кварц)		
		Масса P , г	Выход, %		Масса Q_n , г	Выход, %	
			класса γ , %	суммарный по плюсу R , %		класса γ , %	суммарный по плюсу R , %
1	+0,85 -0,85+0,6 -0,6+0,425 -0,425+0,3 -0,3 Итого:	ΣP	100,0	100	ΣQ_n	100,0	100
2		и т.д.					

6. Все продукты после взвешивания подвергают магнитному анализу на лабораторном магнитном сепараторе. Полученные магнитные фракции (магнетит) также взвешивают и массы записывают в таблицу 4.4.

7. Рассчитывают технологические показатели обогащения. Результаты сводят в таблицу 4.4.

Результаты опыта обогащения на центробежном концентраторе

Продукт	Масса Q , г	Выход γ , %	Масса магнетита P , г	Содержание магнетита β , %	$\gamma\beta$	Извлечение магнетита ϵ , %
Концентрат Хвосты Исходная смесь		100				100

5. ПРАКТИЧЕСКОЕ ЗАНЯТИЕ «ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ СОВРЕМЕННЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ»

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 флотиремость 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:

$$dx/dt = Z\varphi_{\text{закр}}N(x_0 - x), \quad (5.1)$$

где x - число частиц, закрепившихся на поверхности пузырьков к моменту времени t ; Z - коэффициент пропорциональности; $\varphi_{\text{закр}}$ - 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 $\varphi_{\text{закр}}$.

Переносим величину ($x_0 - x$) влево, а dt - вправо и проинтегрировав, получим:

$$\int_0^x dx / (x_0 - x) = \ln[x_0 / (x_0 - x)] = Z \int_0^t \varphi_{\text{закр}} dt.$$

Деля числитель и знаменатель первого интеграла на x_0 и заменяя x/x_0 через ϵ (доли ед.), получим:

$$\ln[1/(1 - \epsilon)] = Z \int_0^t \varphi_{\text{закр}} dt. \quad (5.2)$$

Величина $\ln[1/(1 - \epsilon)]$ характеризует изменение N или $\varphi_{\text{закр}}$ 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.

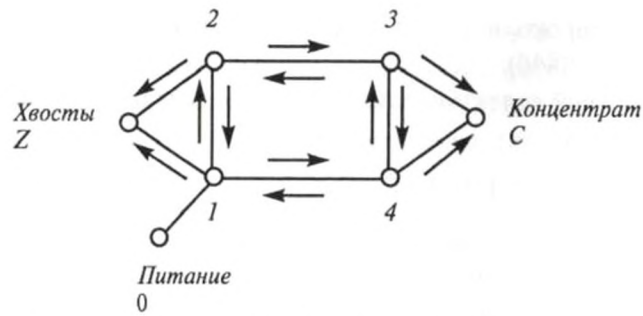


Рис. 5.1. Диаграмма переходов частиц из одного состояния в другое

Вероятности переходов между состояниями описываются алгебраической системой обыкновенных дифференциальных уравнений (для состояний 1-4):
в машине непрерывного действия

$$\begin{aligned} dM_1/dt &= -(K_{21} + K_{41} + K_{z1})M_1 + K_{12}M_2 + K_{14}M_4 + M_0; \\ dM_2/dt &= K_{21}M_1 - (K_{12} + K_{32})M_2; \quad dM_3/dt = K_{32}M_2 - (K_{43} + K_{c3})M_3 + K_{34}M_4; \\ dM_4/dt &= K_{41}M_1 + K_{43}M_3 - (K_{34} + K_{14} + K_{c4})M_4, \end{aligned} \quad (3)$$

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 subprocesses. 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 флотуемости) 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 (5.3) 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:

$$\begin{aligned} dM_p/dt &= -K_{fp}M_p + K_{pf}M_f - K_{zp}M_p + M_0; \\ dM_f/dt &= -K_{fp}M_p + K_{pf}M_f - K_{cf}M_f \end{aligned}$$

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 (5.1) на x_0 и учитывая, что $x/x_0 = \epsilon$, получаем:

$$d\epsilon/dt = Z\phi_{\text{закр}}N(1-\epsilon). \quad (5.4)$$

Если свойства флотуемого минерала и условия флотации постоянны ($\phi_{\text{закр}} = \text{const}$, $N = \text{const}$), то

$$d\epsilon/dt = K(1-\epsilon), \quad (5.5)$$

т.е. скорость флотации должна быть прямо пропорциональна массе флотуемого материала $(1 - \epsilon)$ и характеризоваться вероятностью K флотации в единицу времени, отражающей все основные

этапы флотационного процесса: столкновение частиц с пузырьком W_c , закрепление на пузырьке $W_{закр}$, сохранение частиц на пузырьке до выхода в пенный слой $W_{соxp}$ и удержание их в пене до съема в концентрат W_f .

Интегрируя уравнение (5.5), получим уравнение (5.6), известное как уравнение Белоглазова:

$$\varepsilon = 1 - e^{-kt}, \quad (5.6)$$

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 (5.5) примет вид

$$d\varepsilon/dt = k(\varepsilon_n - \varepsilon),$$

после интегрирования которого получим:

$$\varepsilon = \varepsilon_n(1 - e^{-kt}). \quad (5.7)$$

В реальных условиях флотиримость 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 флотиримость остающихся в пульпе частиц непрерывно понижается. Флотиримость зерен изменяется также по ходу процесса вследствие изменения концентрации реагентов в пульпе. Только по этим причинам простейшие уравнения (5.6) и (5.7) 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

$$d\varepsilon/dt = K(1-\varepsilon)^n = (1-\varepsilon)K'(1-\varepsilon)^{n-1} \quad (5.8)$$

в котором показатель степени и изменяется от 1 до 6.

Сопоставление уравнения (5.8) с уравнениями (5.4) и (5.5) позволяет считать, что в реальных условиях $\varphi_{закр}$ и k являются функцией количества и флотиримости оставшихся в пульпе зерен:

$$k \approx \varphi_{закр} \approx k'(1-\varepsilon)^{n-1} \quad (5.9)$$

обычно $(n - 1) \geq 1$, то очевидно, что значение k (и $\varphi_{закр}$) с уменьшением доли в пульпе флотируемых зерен также уменьшается.

Заменяя в уравнении (5.8) член k' на $f(k)$ - функцию распределения частиц по флотиримости - и интегрируя его, получим:

$$\varepsilon = \int_0^{\infty} (1 - e^{-kt}) f(k) dk. \quad (5.10)$$

Формально в ряде случаев функцию распределения частиц по флотиримости $f(k)$ 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 (5.7) для m классов крупности по уравнению

$$\varepsilon = \sum_{i=1}^m \varepsilon_{ni}(1 - e^{-kit}). \quad (5.11)$$

Например, для трех классов крупности, доля извлекаемого компонента в которых соответственно α , β , γ , величина:

$$\varepsilon = \varepsilon_{n1}(1 - \beta - \gamma)(1 - e^{-k1t}) + \varepsilon_{n2}(1 - \alpha - \gamma)(1 - e^{-k2t}) + \varepsilon_{n3}(1 - \alpha - \beta)(1 - e^{-k3t}).$$

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:

$$\partial C / \partial t = -v \partial C / \partial x + D_x \partial^2 C / \partial x^2, \quad (5.12)$$

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 (5.12), 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

$$\begin{aligned} \partial C_p / \partial t = -K_1 C_p + K_2 C_b, -v_p \partial C_p / \partial x + D_p \partial^2 C_p / \partial x^2; \partial C_b / \partial t = K_1 C_p - K_2 C_b + v_b \partial C_b / \partial x + D_b \partial^2 C_b / \partial x^2, \end{aligned}$$

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:

$$\ln[1/(1 - \epsilon)] = kt$$

Графическая зависимость $\ln[1/(1 - \epsilon)] = f(t)$ 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.

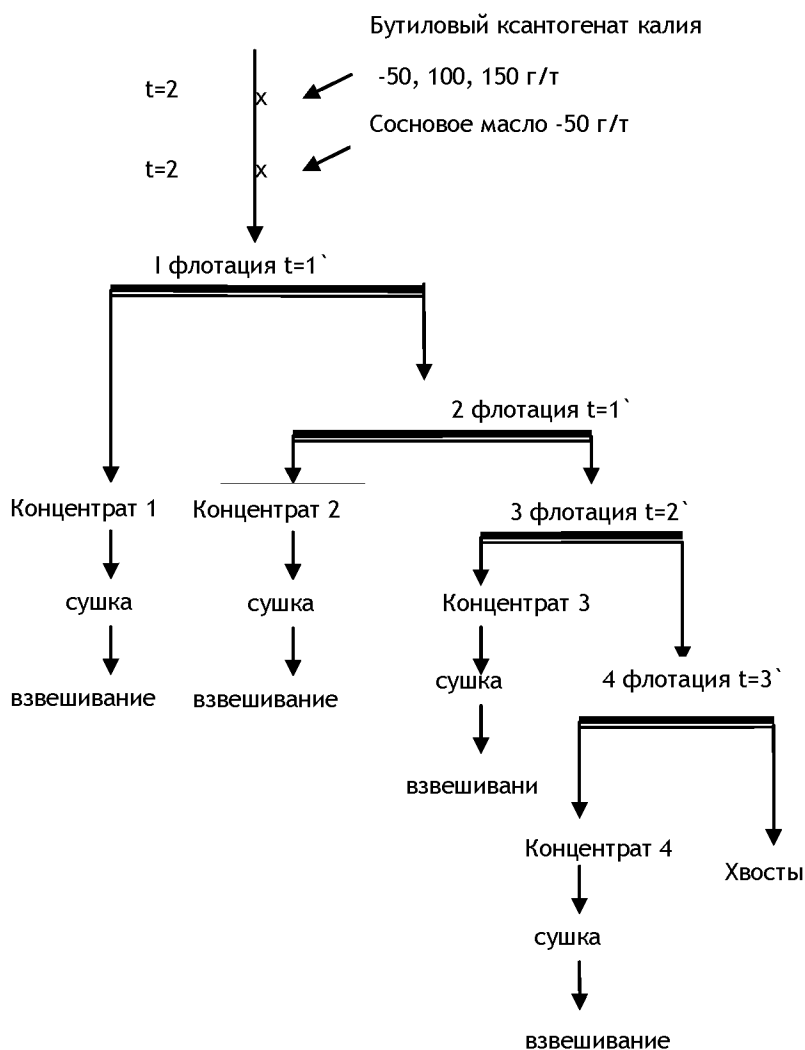


Рис. 5.2. Схема опыта по исследованию кинетики флотации

Результаты опытов по изучению кинетики флотации

Расход собирателя, г/т	Время флотации, мин.	Пр-т	Масса пр-та, 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				
				

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ К ЛАБОРАТОРНЫМ РАБОТАМ

ВВЕДЕНИЕ

Освоение краткосрочной программы «Отходы в доходы: комплексная переработка полезных ископаемых» предполагает формирование у слушателей знаний в области обращения с различными видами отходов, в том числе техногенными и твердыми коммунальными отходами, что особенно актуально в условиях мегаполиса, а также формирование понимания важной роли правильного обращения с образующимися отходами в настоящее время. Формирование понимания важной роли правильного обращения с образующимися отходами в настоящее время. Приобретение навыков применения полученных знаний в инженерной практике. 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 «Отходы в доходы: комплексная переработка 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. По мере истощения запасов разрабатываемых месторождений, приоритетным, а в некоторых случаях и единственным источником минерального сырья могут стать отходы горнопромышленных производств (техногенные объекты). При этом следует иметь в виду, что такие техногенные объекты, представляя собой крупный резерв сырья для извлечения металлов и других полезных компонентов, одновременно являются очагами локального или регионального загрязнения окружающей среды. Накопленные в отвалах и хвостохранилищах массы отходов при средней высоте слоя 20 м занимают площадь более 1300 км². Негативное воздействие на окружающую среду проявляется на территории, в десятки и более раз превышающей площадь, занимаемую отходами. Значительная часть отчуждаемых земель находится в промышленно развитых районах, нередко граничит или входит в состав населённых пунктов и крупных городов.

Основные закономерности, связанные с переработкой отходов такого состава, базируются на опыте использования некондиционного сырья или сложного по составу сырья природного происхождения. В России, как державе с крупнейшей сырьевой базой, имеется значительный опыт по вовлечению в сферу производства не только кондиционного сырья, но и низкокачественных материалов природного и техногенного происхождения.

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 «Отходы в доходы: комплексная переработка полезных ископаемых» и на практике изучить приемы и методы расчета показателей нагрузки на атмосферу, гидросферу и литосферу.

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. Технологические аспекты рациональной переработки отходов
3. Тестирование измельчаемости отходов
4. Комплексная переработка отходов

Рекомендуемая литература и источники в сети Интернет:

Модуль 1. «Технологические аспекты рациональной переработки отходов»

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&ns_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>

3. Шубов Л.Я., Ставровский М.Е., Олейник Л.Я. Технология твердых бытовых отходов. М.: Альфа-М: ИНФРА-М, 2011. – 400 с.

<https://share-knigi.cf/1815-tehnologiya-othodov/>;

<https://books.academic.ru/book.nsf/65984515/Технология+твердых+бытовых+отходов.>

4. Шубов Л.Я., Ставровский М.Е., Олейник Л.Я. Технология отходов. М.: Альфа-М: ИНФРА-М, 2011. – 352 с. <https://bazarknig.ru/book/713420>; <https://bazarknig.ru/book/713420>.

5. Черноусов, П.И. Рециклинг. Технологии переработки и утилизации техногенных образований и отходов в черной металлургии [Электронный ресурс]: учеб. пособие — Электрон. дан. — Москва: МИСИС, 2011. — 428 с. — Режим доступа: <https://e.lanbook.com/book/2075>. — Загл. с экрана.

6. Техногенные ресурсы и инновации в техноэкологии. / Под ред. Е.М. Шелкова, Г.Б. Мелентьева. — М: ОИВТ РАН, 2008. — С. 352.

Модуль 2. «Тестирование измельчаемости отходов»

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&bn_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>

Модуль 3. «Комплексная переработка отходов»

1. Верхотуров М.В. Гравитационные методы обогащения: учебник для вузов - М.: МАКС Пресс, 2006. – 352 с.

http://irbis.spmi.ru/jirbis2/index.php?option=com_irbis&view=irbis&Itemid=403&task=set_static_req&bn_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<.>I=%D0%91%20160217%2F%D0%92%2036%2D854050443<.>

2. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения [Текст]: 2-е изд. М.: Недра, 1993 (1980). (Печатный экземпляр 29 экз.).

3. Современные технологии переработки техногенного сырья/под общей ред. Генерального директора ОАО «Уралмеханобр», к.т.н. К.В. Булатова и д.т.н. Г.И. Газалеевой: Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых – ОАО «Уралмеханобр», 2019 – 200 стр. (Печатный экземпляр).

4. Кусков В.Б. Гравитационные методы обогащения. Конспект лекций для студентов специальности 090300 [Текст]: /СПбГГИ, 2001 г. (84 экз).

5. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Т. 1. Обоганительные процессы. - М.: Горная книга, 2018. - 420 с., и пред. издания 2006. (Печатный экземпляр).

6. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Т. 2. Технологии обогащения полезных ископаемых. - М.: Горная книга, 2017. - 312 с., и пред. издания 2006. (Печатный экземпляр).

7. 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&ns_string=NWPIB,ELC,ZAPIS&req_irb=<>I=33%2E4%D1%8F73%2F%D0%9E%2D21%2D667610266<>

8. 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>

Контрольные вопросы для самопроверки:

1. Что представляют собой отходы (общее определение)?
2. Основные цели, достигаемые при вовлечении отходов в процесс рециклинга?
3. Что обозначает термин «экологическое нормирование»?
4. Как можно классифицировать техногенные массивы?
5. Дайте определение «система управления отходами (СУО)»?
6. Что является объектами СУО?
7. Решение каких задач включает в себя проблема обращения с отходами?
8. Что такое твердые бытовые отходы (ТБО)?
9. Чем полигон для захоронения ТБО отличается от свалки?
10. Перечислите основные геоэкологические индикаторы.
11. Что обозначает термин «горный техногenez»?
12. Какие основные факторы определяют степень трансформации химического состава природных вод в результате горнопромышленного техногenezа?
13. Дайте определение «класс опасности»?
14. Перечислите возможные варианты переработки золотосодержащих отходов.
15. Перечислите возможные варианты переработки углеродсодержащих отходов.
16. Основные технологические направления при изучении обогатимости отходов горно-металлургического комплекса?
17. На чем основано извлечение цветных металлов из потока отходов в процессе электродинамической сепарации?
18. Какое электрическое поле необходимо создать в образце цветного металла для его извлечения из потока отходов в процессе электродинамической сепарации?
19. Когда применяется ручная сортировка твердых отходов?
20. В чем цель термической переработки отходов?
21. Что такое сжигание отходов?
22. Что такое газификация отходов?
23. Что такое пиролиз отходов?
24. Какая технология сжигания ТБО, чаще всего применяемая в практике их термической переработки
25. В чем отличие процессов обогащения в потоках, текущих по наклонным поверхностям от отсадки и тяжелосредной сепарации?
26. Какие процессы обогащения в потоках, текущих по наклонным поверхностям известны?
27. Опишите принцип действия концентрационного стола.
28. Укажите область применения концентрационных столов.
29. В чем преимущества и недостатки концентрационных столов?
30. Как «борются» с недостатками концентрационных столов?