

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
«Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»

На правах рукописи



**ГОРЛОВА ОЛЬГА ЕВГЕНЬЕВНА**

**РАЗВИТИЕ НАУЧНО-МЕТОДОЛОГИЧЕСКИХ ОСНОВ  
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ**

Специальность 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых

**ДИССЕРТАЦИЯ**

на соискание ученой степени

доктора технических наук

Научный консультант:  
профессор, доктор технических наук  
Шадрунова Ирина Владимировна

Магнитогорск – 2020

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
Глава 1 Современное состояние теории, практики и технологических перспектив переработки горнопромышленных отходов.....	15
1.1 Условия обращения с отходами производства в РФ.....	15
1.2 Анализ ресурсного потенциала горнопромышленных отходов и практики переработки на предприятиях горно-металлургического комплекса России .....	22
1.3 Анализ основных направлений развития технологических процессов разделения минерального сырья техногенного происхождения .....	36
1.4 Теоретические основания комплексного использования минерального сырья и переработки горнопромышленных отходов .....	46
1.4 Выбор и обоснование объектов исследования.....	60
1.5 Цель, задачи и методы исследования.....	72
Глава 2 Развитие научно-методологических основ создания ресурсосберегающих технологий комплексной переработки горнопромышленных отходов.....	77
2.1 Формирование новой парадигмы экологически ориентированных ресурсосберегающих технологий переработки горнопромышленных отходов .	77
2.2 Закономерности формирования вещественного состава и технологических свойств горнопромышленных отходов.....	84
2.3 Классификация горнопромышленных отходов по степени изменения вещественного состава и контрастности технологических свойств.....	98
2.4 Алгоритм формирования ресурсосберегающих технологий комплексной переработки горнопромышленных отходов.....	115
Выводы по главе 2.....	135
Глава 3 Разработка и обоснование параметров ресурсосберегающей комбинированной технологии переработки забалансовых медных руд.....	138
3.1 Исследование вещественного состава и технологических свойств забалансовых медных руд .....	138
3.2 Факторы, определяющие построение технологических схем переработки забалансовых медных руд .....	144
3.3 Технологические исследования забалансовой медной руды и обоснование механизма сульфатно-аммонийного выщелачивания.....	151
3.4 Разработка и обоснование параметров комбинированной технологии переработки забалансовых медных руд.....	161

Выводы по главе 3.....	168
Глава 4 Разработка и обоснование параметров технологий извлечения золота из техногенных минеральных образований хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик.....	172
4.1 Анализ условий формирования техногенных золотосодержащих объектов и закономерностей изменения технологических свойств золота в техногенных образованиях.....	172
4.2. Исследование геологического строения, распределения золота в хвостохранилище золотоизвлекательной фабрики, вещественного состава и технологических свойств лежалых хвостов.....	182
4.3 Исследование факторов, определяющих выбор методов доизвлечения золота из лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик .....	190
4.4 Обоснование параметров гравитационного доизвлечения золота из лежалых хвостов.....	199
4.5 Обоснование параметров скважинного гидрохлоридного выщелачивания золота из хвостохранилища золотоизвлекательной фабрики .....	207
Выводы по главе 4.....	217
Глава 5 Обоснование параметров и разработка комбинированной технологии утилизации тонкодисперсных отходов черной металлургии .....	221
5.1 Исследование процессов образования, состава шламов металлургических производств, минеральных форм нахождения в них вредных примесей .....	221
5.2 Технологические исследования закономерностей обесцинкования железоцинксодержащих доменных шламов .....	235
5.3 Разработка и обоснование параметров комбинированной технологии комплексной переработки железоцинксодержащих доменных шламов .....	260
Выводы по главе5.....	265
Глава 6 Обоснование параметров селективной дезинтеграции и разработка технологических схем переработки структурно неоднородного техногенного металлсодержащего сырья .....	268
6.1 Исследование особенностей минерального состава, структуры и физико-механических свойств металлургических шлаков .....	268
6.2 Механизм селективной дезинтеграции металлургических шлаков в аппаратах центробежно-ударного дробления.....	291

6.4 Разработка и опытно-промышленная апробация эффективных ресурсосберегающих технологий переработки металлургических шлаков .....	304
6.5 Разработка технологических рекомендаций по построению модульных линий переработки бедного природного и техногенного сырья с использованием центробежно-ударного способа дезинтеграции.....	320
Выводы по главе 6.....	328
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	331
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	336
Приложение 1 .....	376
Приложение 2 .....	378
Приложение 3 .....	381
Приложение 4 .....	383
Приложение 5 .....	391
Приложение 6 .....	393
Приложение 7 .....	397
Приложение 8 .....	400
Приложение 9 .....	402
Приложение 10 .....	403

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** Для существующего технологического уклада российской экономики характерны высокая материалоемкость, невысокая производительность труда, экспортно-сырьевая направленность производства, высокая отходоемкость производства (71,2 т отходов на 1 млн рублей ВВП в 2017 г.) и особенно отраслей, связанных с добычей и эксплуатацией природных ресурсов. Производственная деятельность в этой сфере формирует основной объем отходов производства – от 89 до 94% от общего объема отходов производства. Объем утилизации и обезвреживания отходов добычи полезных ископаемых составляет около половины общего их образования, в основном за счет утилизируемых вскрышных и вмещающих пород IV и V классов опасности, следствием чего является накопление на поверхности земли по разным оценкам от 30 до 80 млрд т твердых горнопромышленных отходов. Отходы, образующиеся в процессе или по завершении определенной деятельности человека как «непланируемая» продукция, как некий прерыв естественного непрерывного процесса круговорота веществ, являются результатом нерационального использования ресурсов и одновременно деструктивно трансформируют естественную природную среду.

В то же время по своей ресурсной ценности отходы горнодобывающей, горно-перерабатывающей, металлургической, топливно-энергетической отраслей являются перспективным, заскладированным и постоянно пополняемым минеральным сырьем техногенного происхождения и рассматриваются как составная часть минерально-сырьевой базы страны по черным, цветным, редким, благородным металлам и ценным минералам. Логика воссоздания естественных циклов природного ресурсного равновесия требует включения многотоннажных горнопромышленных отходов в статусе их техногенных минеральных ресурсов в высокоэффективную, ресурсосберегающую, экологически ориентированную переработку.

Вопросам теоретического обоснования комплексного использования минерального сырья, необходимости освоения ресурсов техногенного происхождения в виде горнопромышленных отходов как обязательного элемента рационального природо- и недропользования, разработки для этого принципиально новых технологий переработки отходов с глубоким селективным и комплексным извлечением

ценных компонентов и другим аспектам этой сложной, многоаспектной проблемы посвящены труды многих отечественных ученых. Развитие идей комплексного освоения недр Земли и безотходных технологий переработки минерального сырья нашло отражение в трудах акад. М.И. Агошкова, А.Е. Ферсмана, Н.В. Мельникова, К.Н. Трубецкого, В.А. Чантурия, Н.Н. Семенова, И.В. Петрянов-Соколова, чл.-корр. Б.Н. Ласкорина, Д.Р. Каплунова, В.З. Персиц, Н.Н. Чаплыгина; классификация, научно-методический подход к геолого-технологическому изучению и оценке техногенных месторождений разрабатывались акад. М.И. Агошковым, Н.В. Мельниковым, К.Н.Трубецким, В.Н. Уманец, М.Б. Никитиным, проф. Г.В. Секисовым, А.А. Таскаевым и др.; изучение условий формирования и размещения, технологии и методы исследования техногенных месторождений рассмотрено в трудах В.А. Наумова, В.А. Макарова, А.Б. Макарова, А.Г. Талалай, Б.Б. Зобнина, С.И. Мормилль, И.И. Ковлекова. Вопросам оценки воздействий техногенных минеральных образований на окружающую среду посвящены труды А.П. Виноградова, В.И. Вернадского, А.И. Перельмана, Э.Ф. Емлина, А.В. Хохрякова, М.А. Сапрыкина, В.С. Самарина, А.Я. Гаева, Ю.М. Нестеренко, В.Я. Захарова, А.П. Бутолина, а методические подходы к эколого-экономической оценке использования техногенных минеральных образований разрабатывались Ф.Д. Ларичкиным, Д.Р. Каплуновым, А.И. Семячковым, В.В. Большенко и др. Комплексный подход по связи критериев технологической минералогии с технологическими свойствами минералов и руд развивается в работах В.В. Щипцова, Б.И. Пирогова, А.А. Рогожина, Е.Г. Ожогойной, О.Б. Котовой, Е.Н. Левченко и других ведущих ученых КНЦ РАН, ВИМС, ИМГРЭ, ЦНИГРИ, ИГ Коми НЦ УрО РАН, Механобра. Созданию новых ресурсосберегающих технологий переработки техногенного минерального сырья посвящены труды известных отечественных ученых И.Н. Плаксина, О.С. Богданова, В.А. Чантурия, С.Б. Леонова, В.П. Неберы, Л.А. Барского, В.А. Бочарова, В.В. Кармазина, Г.В. Седельниковой, П.М. Соложенкина, А.Н. Зеликмана, С.И. Полькина, Э.В. Адамова, В.Я. Мостовича, И.В. Шадруновой, Е.В. Зелинской, В.П. Мязина, Ю.П. Морозова, Л.В. Шумиловой, Н.Л. Медяник, Н.Н. Ореховой, М.И. Фазлуллина, Б.Д. Халезова, А.И. Едильбаева и многих других.

Несмотря на то, что сегодня уже получены отдельные теоретические положения и практические результаты в сфере разработки технологий переработки тех-

ногенного минерального сырья, можно констатировать необходимость дальнейшего развития научно-методологических основ создания технологий его комплексной и глубокой переработки с формированием системного подхода к выбору технологических решений, приемов и методов, адаптированных к специфике технологических свойств отходов добычи и переработки руд, что предопределило актуальность выполнения данной работы.

Имеющаяся практика переработки техногенного минерального сырья свидетельствует о невысоких в целом показателях разделения по существующим схемам с использованием традиционных разделительных процессов и известных технологических решений, что снижает инвестиционную привлекательность этого нового вида минерального сырья и потенциальную заинтересованность в нем недропользователей. Это может быть объяснено недоучетом тех специфических технологических свойств и особенностей минерального состава горнопромышленных отходов, которые сформировались как в технологических процессах переработки минерального сырья, так и при долговременном хранении отходов под влиянием большого количества факторов. Наиболее обоснованным представляется построение технологических схем переработки труднообогатимого техногенного минерального сырья на основе комбинирования нескольких механических или механических и химических методов разделения в соответствии с наиболее контрастными разделительными признаками минерального сырья техногенного происхождения и в максимальной степени адаптированных к выявленным специфическим особенностям его вещественного состава и технологических свойств. В срезе этого наиболее актуальным представляется развитие методологических основ создания ресурсосберегающих технологий переработки техногенного минерального сырья. Определение универсальной системы методов исследования вторичного сырья в целях его эффективного использования и утилизации отходов позволит не только устойчиво решать экологические проблемы при одновременном обеспечении имеющегося производства воспроизводимым сырьем через разработку конкретных соответствующих технологий, но и в практике апробации научных исследований проблем сырьевой базы производства даст возможность опережать появление экологически неблагоприятных тенденций состояния среды

и процессов нарастания дефицита сырья через создание инновационных технологий внутри предлагаемой методологической базы.

**Цель работы** – развитие научно-методологических основ создания ресурсосберегающих, экологически ориентированных технологий переработки горнопромышленных отходов для повышения полноты и комплексности использования запасов техногенного минерального сырья.

**Идея работы:** при разработке и обосновании параметров технологических схем комплексной переработки горнопромышленных отходов их специфические минеральный состав и технологические свойства, формирующиеся под влиянием природных и техногенных факторов, выступают критериями выбора способа селективной дезинтеграции и комбинации процессов извлечения ценных компонентов.

**Задачи исследований:**

- анализ и обобщение опыта, определение перспектив развития технологических процессов переработки горнопромышленных отходов;
- оценка факторов, влияющих на формирование вещественного состава и технологические свойства горнопромышленных отходов, определяющих структуризацию отходов по степени измененности их вещественного состава и контрастности технологических свойств для прогнозной оценки обогатимости и априорного выбора методов переработки;
- изучение вещественного состава и технологических свойств отходов добычи и переработки минерального сырья, определяющих его обогатимость, выбор методов разделения и построение технологической схемы переработки;
- разработка на основе междисциплинарных методологических принципов и подходов универсальной модели исследования, применение которой определяет теоретические основания создания ресурсосберегающих, экологически ориентированных технологий переработки горнопромышленных отходов;
- разработка и обоснование параметров ресурсосберегающих экологически ориентированных комбинированных технологий комплексной и глубокой переработки техногенного минерального сырья;
- выявление закономерностей формирования фазового состава, структуры, физико-механических свойств техногенного сырья и характера раскрытия техно-



генных фаз в процессах разрушения; обоснование способа селективной дезинтеграции структурно неоднородного техногенного сырья и принципов построения схемы рудоподготовки;

– разработка технологических рекомендаций по вовлечению в рентабельную эксплуатацию горнопромышленных отходов и оценка их экономической эффективности.

Для решения поставленных задач в качестве **объектов исследований** использованы железо-, медь-, золотосодержащие отходы добычи и переработки руд: забалансовые руды из отвала, лежалые хвосты обогатительной фабрики, доменные шламы, шлаки металлургии.

**Методологические основания и методы исследования.** Ведущим методологическим основанием исследования является структурно-генетический подход, выбор которого обусловлен необходимостью конструирования теоретической модели корреляции многообразия свойств минерального сырья и техногенных минеральных ресурсов с применением расчетно-химических методов и метода технологического моделирования схем переработки.

Научный уровень методологии исследования характеризуется как аналитико-синтетический в общей логике использования методов анализа, аналогии, моделирования, натуральных испытаний, синтеза и формализации. Ведущим методом выбран метод декомпозиции, как единство анализа и синтеза, в рамках которого проведены анализ и систематизация материалов по теории и практике комплексного использования минерального сырья и переработки техногенных ресурсов; прослежено изменение функциональных элементов имеющихся технологий; выявлены резервы существующих технологий и спрогнозированы потенциалы вновь создаваемых. Минералогические критерии обогатимости объектов исследования выявлены на основе количественной оценки их вещественного состава и технологических свойств комплексом современных минералого-аналитических методов: химического анализа, атомно-эмиссионного спектрального анализа на спектрометре ISP-OES Agilent 725, рентгеноспектрального микроанализа с электронным зондом на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8100 фирмы Jeol Ltd., рентгеноструктурного анализа на рентгеновском дифрактометре D2 PHASER BRUKER с линейным детектором LynxEye, растровой электронной микроскопии

на сканирующем электронном микроскопе JEOL JSM – 6460 LV, оптико-микроскопического анализа на анализаторе Минерал-С7 с управляющей программой «SIAMS Photolab, определения микротвердости на микротвердомере Buehler Micromet 5103 Buehler, а также технологического тестирования путем магнитной сепарации, гравитации, флотации, выщелачивания, сорбции с применением аттестованных методик. Математическая обработка результатов и их технико-экономическая оценка выполнялись с применением программ Matlab, Microsoft Excel, STATISTICA.

#### **Основные защищаемые положения:**

1. Методология создания ресурсосберегающих технологий комплексной переработки горнопромышленных отходов, основанная на последовательном осуществлении комплекса аналитических, экспериментальных, технологических изысканий на нескольких соподчиненных уровнях в итерационном порядке выполнения и анализа условий реализуемости при сопоставлении с вводимыми оценочными критериями, должна включать уровень адаптации традиционных технологий, известных технологических решений к выявленным особенностям вещественного состава и технологических свойств отходов. Этим достигается оптимизация параметров процессов, обосновывается рациональная комбинация методов и последовательность процессов извлечения ценных компонентов для повышения технологической, экономической эффективности и экологической безопасности переработки труднообогатимого сырья техногенного происхождения.

2. Множественность факторов формирования горнопромышленных отходов, характер и степень первичного техногенного и последующего гипергенного воздействий определяют их сложный минеральный состав, неоднородные структурно-фазовые характеристики, трудную обогатимость и необходимость построения технологических схем глубокой и комплексной переработки с использованием селективной дезинтеграции в рудоподготовке и комбинирования нескольких обогатительных или обогащательных и химико-металлургических процессов, адаптированных к специфическим технологическим свойствам отходов.

3. Соотношение сульфидных и окисленных минералов меди, близкое к единице в забалансовой медной руде с массовой долей меди около 1%, и присутствие в составе породобразующих минералов значительного количества карбонатов

(свыше 30%) определяют комбинирование и нетрадиционную последовательность процессов сульфатно-аммонийного выщелачивания оксидов в процессе измельчения руды с комплексообразующим реагентом аммонием сернокислым и флотации сульфидов. Применение флотационно-гидрометаллургической технологии обеспечит получение флотационного концентрата с массовой долей меди свыше 29% при извлечении меди не менее 47% и катодной меди (99,99%) при сорбционно-электролитической переработке продуктивного раствора выщелачивания при извлечении меди свыше 38%.

4. Формирование в теле хвостохранилища золотоизвлекательной фабрики геолого-минералогических зон, отличающихся крупностью, морфологией золота, составом вмещающих пород, обводненностью и фильтрационными свойствами, определяет комбинирование двух методов доизвлечения золота: гравитационного обогащения песков осушенной пляжной зоны с преимущественным нахождением золота в классе  $-0,5+0,125$  мм на центробежных концентраторах с модернизированной конструкцией чаши при извлечении золота не менее 65% и скважинного хлоридного выщелачивания в центральной обводненной части хвостохранилища с неравномерным распределением золота по глубине и по простиранию при извлечении золота на уровне 75%.

5. Комбинированная флотационно-магнитная технология переработки железозинксодержащих шламов, образующихся в высокотемпературных процессах доменного производства и существенно отличающихся от исходных железорудных материалов минеральными формами выделения железо- и цинксодержащих компонентов, высокой степенью дисперсности и агрегатным состоянием, обеспечит получение обесцинкованного железного концентрата с массовой долей железа свыше 60% и массовой долей цинка менее 0,5% и цинксодержащего промпродукта с массовой долей цинка 7-8%, востребованных в смежных отраслях черной и цветной металлургии.

6. Построение технологических схем переработки образованных в высокотемпературных процессах шлаков черной металлургии, имеющих сложную структуру, индивидуализированную форму выделения рудных и металлических фаз в шлаковообразующей матрице, существенные различия прочностных характеристик отдельных шлаковых фаз и межзеренных границ, должно основываться на

рациональном сочетании технологических операций селективного вскрытия металлических включений и рудных фаз при применении центробежно-ударного способа разрушения и разделения на продукты с различным содержанием металлов в операциях грохочения и магнитной сепарации, что обеспечивает получение металлоконцентратов с массовой долей железа не менее 62%, а при необходимости – обезжелезненных тонкоизмельченных порошков.

### **Научная новизна**

1. В теоретической модели техногенного минерального сырья в рамках метода восхождения от абстрактного к конкретному предложена авторская дефиниция «минеральный отход», согласно которой минеральный отход рассматривается как многоэлементная структура и открытая система, обладающая внутренней нелинейностью. Поэтому разработка ресурсосберегающей технологии переработки отхода должна производиться на основе междисциплинарного анализа в научно-теоретическом аспекте, а в практическом – должна быть ориентирована на снятие технологических ограничений имеющихся производственных технологий.
2. Предложена научно-методологическая парадигма исследования минеральных отходов в рамках междисциплинарного синергетического подхода, базирующаяся на рассмотрении отходов как самостоятельных компонентов природной среды и на новом принципе научного подхода к разработке технологии их переработки: химическая целостность минерального отхода включает в себе совокупность природных свойств генетически связанного минерального сырья и приобретенных свойств отхода, которые выступают критериями выбора разделительных процессов.
3. Разработана классификация отходов черной и цветной металлургии по степени измененности вещественного состава и контрастности технологических свойств, позволяющая производить прогнозную оценку обогатимости, априорный выбор направлений использования отхода и методов переработки.
4. Научно обоснован принцип построения схем переработки горнопромышленных отходов, заключающийся в комплексном анализе системы имеющихся свойств отхода; выявлении главной связи или отношения свойств отхода; применении комбинации физических, физико-химических, химических процессов разделения, выбранных в соответствии с наиболее контрастными технологическими

свойствами; параметрической и структурной адаптации известных технологических решений к выявленным особенностям свойств отхода.

**Практическая значимость** результатов исследования состоит в апробации разработанной методологии путем формирования технологий переработки горно-промышленных отходов и обосновании их параметров: комбинированной флотационно-гидрометаллургической для переработки забалансовых медных руд из отвала; гравитационной и геотехнологической для извлечения золота из лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики при комбинировании технологий по типам геолого-минералогических зон в хвостохранилище; комбинированной флотационно-магнитной для переработки железоцинксодержащих шламов доменного производства; в разработке технологий переработки ванадийсодержащих конвертерных шлаков и дообогащения некондиционных продуктов первичной переработки отвальных доменных и мартеновских шлаков с использованием интергранулярного центробежно-ударного способа разрушения; рекомендаций по построению технологических линий переработки техногенного сырья.

**Реализация результатов исследования.** Результаты полупромышленных испытаний комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки забалансовых руд из отвала месторождения Таскора использованы в технологическом регламенте на проектирование опытно-промышленного завода по переработке смешанных медных руд. Разработанные схемы глубокой переработки некондиционных металлоконцентратов приняты в проект реконструкции технологической линии переработки доменных шлаков в ООО «ЮГПК». Разработаны и утверждены Научным советом по минералогическим исследованиям методические рекомендации «Виды и последовательность минералогических работ при технологических испытаниях техногенного сырья (текущие хвосты обогащения колчеданных руд)» (методические рекомендации №183).

Научные положения и практические решения диссертации используются в научно-методическом обеспечении учебного процесса по специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Обогащение полезных ископаемых».

**Апробация работы.** Основные положения диссертационной работы и результаты исследований докладывались и обсуждались на международных, всероссийских и региональных научных конференциях, в том числе: на ежегодных

научно-технических конференциях МТГУ им. Г.И. Носова (Магнитогорск, 2000 – 2019 гг.); на международных совещаниях «Плаксинские чтения» (2006 - 2019 гг.); Конгрессах обогатителей стран СНГ (Москва, МИСиС, 2007, 2009, 2011, 2013, 2015, 2019 гг.); научном симпозиуме «Неделя горняка» (Москва, МГГУ, 2012-2017 гг.); международном конгрессе по обогащению полезных ископаемых XXIX IMPC 2018, научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» (Екатеринбург, 2007, 2008, 2011, 2019 гг.); конгрессах «Техноген-2012», «Техноген-2014» (Екатеринбург); международной научно-технической конференции «Технологическая платформа «Твердые полезные ископаемые»: технологические и экологические проблемы отработки природных и техногенных месторождений» (Екатеринбург, 2017 г.); международной научно-практической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов» (Алматы, 2018); X международной научно-технической конференции «Комбинированная геотехнология» (Магнитогорск, 2019); научно-практической конференции «Золото. Полиметаллы. XXI век» (Челябинск, 2019 г.).

Работа основана на результатах НИОКР, выполненных в Магнитогорском государственном техническом университете по грантам РНП 2.1.2.6594, РФФИ 10-05-00108а, ФЦП 14.В37.21.1910, РФФИ 13-05-00008-А, РФФИ 16-05-00818, государственными заданиями Минобрнауки РФ ГЗ 2014/80 и ГЗ 5.8708.2017/БЧ и хоздоговорной работы с ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» при непосредственном участии автора в качестве ответственного исполнителя и руководителя работ.

## **Глава 1 Современное состояние теории, практики и технологических перспектив переработки горнопромышленных отходов**

### **1.1 Условия обращения с отходами производства в РФ**

Темпы добычи и потребления минерального сырья в мире непрерывно возрастают и с ежегодным ростом населения планеты на 1,0-1,3% объемы добычи минерального сырья повышаются на 0,6-1,5% [184]. В Российской Федерации, как в мировой экономике, в структуре которой преобладают природоэксплуатирующие отрасли, значимость отраслей промышленности, занимающихся добычей и переработкой твердых полезных ископаемых, непрерывно растет, их доля в ВВП в 2016 г. составила 11,2% против 10,8% в 2014 г. [90]. В то же время высокая материалоемкость российской экономики на современном этапе, экспортно-сырьевая направленность производства и в целом невысокий уровень технологического развития являются причинами образования большого количества отходов производства и неуклонного их роста. Отходоёмкость экономики очень высока и составила 71,2 т образованных отходов всех классов опасности на 1 млн руб. ВВП в 2017 г. [92].

Производственная деятельность, связанная с эксплуатацией природных минеральных ресурсов предприятиями горно-добывающей, горноперерабатывающей, металлургической, химической, топливно-энергетической отраслей промышленности, привела к неизбежному образованию и накоплению на поверхности земли десятков миллиардов тонн отходов этих видов экономической деятельности. При годовом объеме образования отходов производства и потребления в нашей стране 5-6 млрд т на долю отходов, связанных только с добычей полезных ископаемых, в последние годы приходилось от 89 до 93% к общей величине образовавшихся отходов [92]. В абсолютных единицах динамика образования отходов при добыче полезных ископаемых выглядит следующим образом: в 2010 г. образовалось 3334,6 млн т отходов, в 2013 г. уже 4701,2 млн т, в 2015 г. – 4653,0 млн т, в 2017 г. – 5786,2 млн т [92].

Из 4,7 млрд т отходов, образовавшихся при добыче полезных ископаемых в 2013 г., отвалы горных пород составляли более 3 млрд т, свыше 0,5 млрд т хвостов обогащения руд, около 60 млн т металлических шлаков, более 50 млн т шлаков и шламов ТЭС, десятки млн т нефтяных шламов, около 10 млн т фосфогипса

и фторогипса [90]. Подавляющая часть отходов добычи и переработки минерального сырья (свыше 95%) относится к мало- и неопасным отходам IV-V классов опасности.

Ещё порядка 5% отходов от всего объема их образования в стране приходится на различные отрасли и подотрасли обрабатывающей промышленности. Увеличение образования отходов в этой отрасли было не столь значительным и составило от 280,1 млн т отходов в 2010 г. до 282,9 млн т в 2015 г., а в 2017 г. – даже снижение до 274,8 млн т [92]. На отходы черной и цветной металлургии приходится порядка трех четвертей от общего объема отходов в этом виде деятельности [90].

Закономерно, что бóльшая часть отходов добычи и переработки минерального сырья приходится на регионы с богатой минерально-сырьевой базой, с мощными промышленными комплексами и развитой энергетической инфраструктурой, с исторически сложившимися ресурсодобывающими и обрабатывающими отраслями. Поэтому основная часть отходов образуется в Сибирском, Дальневосточном, Северо-Западном и Уральском федеральных округах. На Урале по объемам образования отходов производства и потребления выделяются Свердловская область (174,34 млн т в 2017 г, или около 3% всероссийского объема) и Челябинская область (96,67 млн т в 2017 г., или примерно 1,5%). Динамика образования отходов производства и потребления по федеральным округам РФ (табл. 1.1) показывает, что рост образования отходов происходит практически во всех округах.

Показатели утилизации отходов производства и потребления в нашей стране относительно низкие – утилизируется только половина образующихся отходов. Хотя в последнее десятилетие наблюдается положительная динамика – уровень использования и обезвреживания отходов производства и потребления по отношению к объему их образования в России вырос с 40% (1396 млн т в 2006 г.) до 52,5% (3265 млн т в 2017 г.) [92].

Наибольший объем утилизации отходов, свыше 90% всего объема использованных и обезвреженных отходов, приходится на отходы добычи полезных ископаемых. Это вскрышные и вмещающие породы, отходы обогащения, включая песок, глины, скальные породы, шламы и т.д. В 2010 г. объем использования и обезвреживания отходов в виде деятельности «добыча полезных ископаемых» соста-



вил 1562 млн т, или 47% от их образования; в 2015 г. – вырос до 2473 млн т, или до 53% от их образования [90]. В 2017 г. было утилизировано 3017,7 млн т отходов добычи полезных ископаемых, что составило 93% от общего количества утилизированных отходов [92]. Использование и обезвреживание отходов обрабатывающих производств находится на уровне 44-49% от объема их образования в последнее десятилетие [90].

Таблица 1.1 – Динамика образования, использования, обезвреживания и размещения отходов производства и потребления по федеральным округам, млн т

Федеральный округ	Образование			Утилизация и обезвреживание			Размещение		
	2010 г.	2015 г.	2017 г.	2010 г.	2015 г.	2017 г.	2010 г.	2015 г.	2017 г.
Всего	3734,7	5060,2	6220,6	1738,1	2685,1	3264,6	2227,5	2333,1	2378,5
Центральный	205,3	260,1	248,9	42,4	79,3	68,76	163,1	163,3	172
Северо-Западный	317,7	437,5	464,7	46,2	121,6	100	277,3	230,0	373,3
Южный	11,9	20,3	18,7	8,1	10,8	6,4	3,6	6,4	7,6
Северо-Кавказский	2,4	2,4	3,7	1,4	1,4	1,47	2,0	2,1	1,75
Приволжский	98,6	149,1	153,5	32,9	45,3	47,1	73,1	110,1	100
Уральский	257,0	271,1	281,1	104,2	126,3	96,5	171,0	208,6	154,5
Сибирский	2531,0	3473,4	4417,6	1192,1	2086,7	2676	1230,5	1423,3	2019,5
Дальневосточный	310,8	445,7	632,3	3,9	205,7	252,36	306,9	188,2	375

В территориальном плане использование и обезвреживание отходов производства и потребления соответствует структуре их образования – наибольшее количество отходов перерабатывается там, где они образуются (см. табл. 1.1), а неиспользуемая часть отходов поступает на временное хранение или окончательное захоронения на спецполигонах, свалках и других местах.

На Урале, где суммарная доля ресурсодобывающих отраслей исторически составляет около трех четвертей общего объема промышленного производства, а концентрация промышленного производства в 4 раза выше, чем в среднем по России, в структуре образования отходов преобладают отходы добычи полезных ископаемых, включая добычу железных руд, руд цветных металлов и прочих полезных ископаемых, – свыше 83% от объема всех образующихся отходов, и отходы обрабатывающих производств, в том числе отходы производства черных и цветных металлов – более 10%. Перечень предприятий добывающей и металлургической промышленности Свердловской области с максимальным объемом образо-

вания, утилизации и размещения отходов в 2014-2015 гг. [93] представлен в табл. 1.2.

Таблица 1.2 – Перечень предприятий добывающей и металлургической промышленности с максимальным объемом образования, утилизации и размещения отходов в 2014-2015 гг., млн т

Вид экономической деятельности	Наименование хозяйствующего субъекта	2014 г.			2015 г.		
		образовано	утилизировано, обезврежено	размещено	образовано	утилизировано, обезврежено	размещено
<b>Добыча полезных ископаемых, в т.ч.</b>							
добыча железных руд	ОАО «ЕВРАЗ Качканарский ГОКт	58,13	10,29	47,71	57,27	17,06	40,19
	ОАО «Высокогорский ГОК»	7,2	7,25	0,03	5,23	5,29	0,3
добыча руд цветных металлов	ОАО «Святогор»*	25,56	2,79	22,77	27,81	1,55	26,27
	ЗАО «Золото Северного Урала»	7,49	1,12	6,38	8,79	1,98	6,83
	Серовский рудник ОАО «Уфалейникель»	8,22	5,75	2,47	7,38	6,24	1,14
	ПК-Артель старателей «Невьянский прииск»	7,05	7,05	<0,1	7,27	7,27	0
<b>Металлургическое производство, в т.ч.</b>							
производство черных металлов	ОАО «ЕВРАЗ Нижнетагильский металлургический комбинат»	3,5	4,21	0,14	4,08	5,16	0,18
	ПАО «Надеждинский металлургический завод»	0,52	0,98	0,033	0,58	1,11	0,062
производство цветных металлов	АО «Сибирско-Уральская Алюминиевая компания»	2,93	0,58	2,3	2,88	0,45	2,41
	ОАО «СУМЗ	1,93	1,83	<0,1	2,1	1,85	<0,1
	АО «Сафьяновская медь»	1,27	0	1,27	1,65	0	1,65

\*добыча и производство цветных металлов

Из приведенных данных следует, что наблюдалось как снижение объемов образования отходов, так и увеличение на отдельных крупных горно-обогатительных и металлургических комбинатах.

В Челябинской области, развитие которой также определяют отраслевые комплексы – горнодобывающий, металлургический, машиностроительный, металлообрабатывающий и топливно-энергетический, из образованных в 2015 г. 95,2 млн т отходов производства и потребления было использовано и обезврежено 40,7 млн т (42,3% от объема образования), передано на хранение 57,1 млн т. Больше всего используется отходов добычи полезных ископаемых – 77% от уровня их образования и отходов обрабатывающих производств – 34,5%. Всего в области в закладированном состоянии находится порядка 3,4 млрд т отходов прошлых лет.

Дисбаланс между образованием отходов производства и потребления и их утилизацией в течение столетий активной производственной деятельности привел

естественным образом к огромным масштабам их накопления на поверхности земли. Общая величина накопленных и учтенных отходов производства и потребления в целом по стране по данным государственной статистической отчетности [90] составляла 31,5 млрд т на конец 2015 г. По другим оценкам объем накопленных отходов в отвалах и шламохранилищах страны гораздо больше и может достигать 80-100 млрд т только твердых отходов [265]. Только в Сибирском федеральном округе накоплено порядка 18 млрд т отходов или свыше 57% общероссийской величины, в УрФО – около 7 млрд т или 22%.

Накопленные в огромных масштабах отходы различной производственной деятельности превратились в последние десятилетия в серьезную экономическую и экологическую проблему страны. Под складирование горнопромышленных отходов в целом по России занято свыше 500 тыс. га земель и ежегодно под полигоны отчуждается около 10 тыс. га пригодных для сельского хозяйства земель, а негативное воздействие отходов на окружающую среду проявляется на территории, превышающей эту площадь в 10-15 раз [90].

Несмотря на рост инвестиций в основной капитал на охрану окружающей среды и на упорядочивание обращения отходов производства и потребления с 6276 млн руб. в 2010 г. до 10942 млн руб. в 2017 г. [92], динамика ввода в действие отдельных объектов по переработке и упорядоченному размещению отходов производства и потребления в 2010-2017 гг. (табл. 1.3) указывает на очевидную недостаточность количества вводимых установок. Ежегодно в эксплуатацию вводится только 24 - 34 комплекса по утилизации отходов.

Таблица 1.3 – Динамика ввода в действие объектов по переработке и размещению отходов производства и потребления в России

Показатель	Ед. измер.	Годы							
		2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017
Установки по утилизации и переработке отходов производства (исключая мусороперерабатывающие и мусоросжигательные.)	ед.	20	24	47	34	28	26	24	29
	тыс. т/год	360	668	322	1193	2123	499	28,4	1628,7
Предприятия и полигоны по утилизации, обезвреживанию и захоронению токсичных промышленных, бытовых и иных отходов	ед.	46	57	23	37	40	21	31	15

Основную долю в платежах за негативное воздействие на окружающую среду (НВОС), осуществляемых природопользователями, составляют выплаты за размещение отходов производства и потребления, главным образом, на полигонах, свалках и др. В общей сумме (27,9 млрд руб.) рассматриваемых платежей в 2015 г. платежи за негативное воздействие на атмосферный воздух составили 7,6 млрд руб., за воздействие на водные объекты – 5,0 млрд руб., за размещение отходов производства и потребления – 15,3 млрд руб. [90]. Несмотря на существенный рост ставок платежей за размещение опасных отходов после 1 января 2016 г., в отношении отходов IV и V классов опасности, на которые и приходится основной объем складироваемых отходов, эти ставки невысоки (табл. 1.4) и механизм возмещения ущерба компонентам природной среды в полной мере не реализуется.

Таблица 1.4 – Ставки платы за размещение 1 тонны отходов производства и потребления по классу их опасности [220]

Класс опасности отходов	Ставки платы за размещение отходов производства и потребления по классу их опасности, руб.			
	до 01.01.2016 г.	2016 г.	2017 г.	2018 г.
1. Отходы I класса опасности	1739,2	4452,4	4643,7	4643,7
2. Отходы II класса опасности	745,4	1908,2	1990,2	1990,2
3. Отходы III класса опасности	497	1272,3	1327	1327
4. Отходы IV класса опасности	248,4	635,9	663,2	663,2
5. Отходы V класса опасности				
добывающей промышленности	0,4	1	1,1	1,1
перерабатывающей промышленности	15	38,4	40,1	40,1
прочие	8	16,6	17,3	17,3

Серьезная проблема обращения с отходами производства в РФ и вовлечения их в хозяйственный оборот связана как с несовершенством нормативно-правовой базы управления отходами, так и с отсутствием отдельной отрасли по переработке отходов. Отсутствует комплексная система обращения с отходами производства, не выработаны единые подходы, механизмы и стандарты в данной области. В отношении отходов добычи и переработки минерального сырья не устранены противоречия в нормативно-правовой базе их освоения и комплексного использования ресурсного потенциала, поскольку деятельность недропользователей, связанная с использованием этих отходов, одновременно попадает под действие двух федеральных законов – «О недрах» [288] и «Об отходах производства и потребления» [290], которые относятся к различным отраслям права и предназначены для

различных целей государственного регулирования: рационального использования и расширения минерально-сырьевой базы за счет отходов горного производства и снижение негативного воздействия отходов на окружающую среду. Несмотря на то, что законодательное обеспечение переработки техногенного минерального сырья совершенствуется, эффективной системы правового регулирования переработки техногенных месторождений в РФ пока нет.

Сегодняшний уровень развития промышленности в области вовлечения отходов в хозяйственный оборот признается неудовлетворительным ввиду многих обстоятельств [255]. «Стратегия развития промышленности по обработке, утилизации и обезвреживанию отходов производства и потребления на период до 2030 года» [255] принята только в 2018 году и в целом, как отдельная отрасль, обработка отходов находится в нашей стране в стадии становления.

В целях расширения сферы упорядоченного и экологически безопасного обращения с отходами в РФ производится инвентаризация мест размещения отходов производства и потребления, запрещается размещение отходов на объектах, не внесенных в государственный реестр объектов размещения отходов (ГРОРО), разрабатываются территориальные схемы по обращению с отходами, создаются банки данных об отходах и о технологиях утилизации и обезвреживания отходов различных видов. Территориальные схемы позволили в большинстве случаев осуществить количественную оценку существующих объемов образования отходов, определить потоки движения, в основном твердых коммунальных отходов, провести инвентаризацию санкционированных и нелегальных мест их захоронения в субъектах РФ. Но вопросы создания и перспективного развития производственно-технологических комплексов по переработке отходов, минимизации поступления отходов на захоронение, формирования региональных комплексных систем управления обращением с отходами и т.п. остаются не решенными [255]. Отсутствуют данные об обработке отходов, о предприятиях по их утилизации и обезвреживанию, их территориальном расположении, или эти данные разобцены по отдельным источникам и базам данных.

В целом государственное регулирование сферы обращения с отходами производства и потребления направлено на сокращение образования отходов; предотвращение вредного воздействия отходов на здоровье человека и окружаю-

щую среду, вовлечение отходов в хозяйственный оборот в качестве дополнительных источников сырья. Поэтому на государственном уровне принимаются различные программы, концепции, стратегии экологического развития, долгосрочного социально-экономического развития и т.п., разрабатываются механизмы и мероприятия, направленные на совершенствование нормативно-правового обеспечения охраны окружающей среды, в том числе введение мер экономического стимулирования внедрения экологически эффективных технологий, осуществления деятельности по вторичному использованию и утилизации отходов и ликвидации вреда окружающей среде, связанного с прошлой хозяйственной деятельностью и т.п., но в полной мере эти механизмы не реализуются.

Таким образом, текущее состояние с использованием минерально-сырьевых ресурсов в РФ, с образованием отходов производства и потребления, их утилизацией, размещением, накоплением, вводом в действие установок по переработке отходов нельзя назвать благоприятным на пути реализации стратегии устойчивого развития государства. В результате сложившейся за десятилетия системы обращения с отходами на территории нашей страны накоплены десятки миллиардов тонн отходов прошлой хозяйственной деятельности, которые ежегодно пополняются несколькими миллиардами тонн образующихся отходов. Подавляющее количество отходов исключено из вторичного хозяйственного оборота и поступает на размещение в окружающей среде. Это объясняется как минимальными затратами на захоронение отходов по сравнению с организацией их промышленной переработки, отсутствием эффективного государственного контроля и надзора в сфере обращения с отходами, так и недостаточным количеством и качеством научных и практических разработок по утилизации отходов, неудовлетворительным уровнем развития промышленности в области вовлечения отходов в хозяйственный оборот, крайне недостаточным объемом инвестиций в переработку и обезвреживание отходов.

## **1.2 Анализ ресурсного потенциала горнопромышленных отходов и практики переработки на предприятиях горно-металлургического комплекса России**

Отходы добычи и переработки полезных ископаемых – вскрышные, вмещающие породы, бедные, забалансовые, некондиционные руды, хвосты обогащения, шлаки, шламы и пыли металлургического производства, эфели и шламы гидроте-

таллургии, кеки и шламы химического производства, золы и шлаки ТЭЦ и т.п., которые принято объединять под названием «горнопромышленные отходы», по своей ресурсной ценности, образующимся и накопленным объемам классифицируются как техногенные минеральные ресурсы и рассматриваются как составная часть минерально-сырьевой базы страны. В России ресурсный потенциал техногенных металлосодержащих объектов, пригодных для повторной отработки, во многих случаях количественно оценен и подсчитан. Суммарная ценность извлекаемых металлов в накопленных горнопромышленных отходах, по ориентировочной оценке, более чем в 4 раза превышает оценку потенциальных ресурсов минерального сырья в недрах СНГ и сопоставима с ценой идентифицированных ресурсов или известных запасов в недрах, которые пока не используются [311]. При условии полного вовлечения в хозяйственный оборот полезных компонентов техногенного сырья, увеличение объемов производимой в России промышленной продукции могло бы составить около 10 трлн руб. [90].

Значительные объемы техногенного сырья образовались при разработке медноколчеданных месторождений в Уральском регионе. На Учалинском ГОКе это вскрышные породы разработки Учалинского, Узельгинского, Молодежного, Талганского месторождений (около 300 млн м<sup>3</sup> [263]), забалансовые некондиционные руды (около 1 млн т). На Бурибаевском ГОКе в сформированных отвалах вскрышных пород общим объемом 3,32 млн м<sup>3</sup>, включающих в том числе до 15-20% вкрапленных и сплошных сульфидных руд, средние содержания ценных компонентов составляют, %: 0,7 Cu, 0,12 Zn, 7,18 S, 0,51 г/т Au, 4,55 г/т Ag [263]. Всего на уральских предприятиях цветной металлургии по данным работы [263] в отвалах некондиционных руд, вскрышных и вмещающих пород ресурсы меди прогнозируются в количестве 47,0 тыс. т, шламы рудничных вод в отстойниках концентрируют в себе свыше 30 тыс. т меди.

В отходах медной, свинцово-цинковой, никель-кобальтовой, вольфрамо-молибденовой, оловянной и алюминиевой промышленности в объеме порядка 8,7 млрд т, содержится (млн т): 33,5 – Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 9,7 – цинка; более 9,4 – меди; 2,5 – никеля; 2,2 – свинца; 0,6 – олова; 0,2 – молибдена; порядка 1000 т золота, 12 тыс. т серебра и значительные количества редких и рассеянных металлов [151].

На долю прогнозных техногенных россыпей золота приходится более 50 % от всего добытого в России золота [22]. Количество техногенного золота в россыпях может достигать 2 тыс. т. В Сибири наибольший интерес для повторной отработки представляют хвосты обогащения объединения БалеЙзолото, Северо-Енисейского и Артемовского рудников, шламы Ачинского глиноземного комбината и др. Отвалы перемытых песков, образованные в результате разработки россыпных месторождений Магаданской области, составляют 1,5 млрд м<sup>3</sup> и, по оценкам, содержат около 500 т золота [90].

В никелевой промышленности в техногенных образованиях горно-металлургического комбината «Норильский никель» находится более 300 млн т заскладированных отходов в виде хвостов обогащения сульфидных медно-никелевых руд, лежалых пирротиновых концентратов, магнетитовых концентратов, шлаков и пылей систем газоочисток металлургических печей [106]. Эти техногенные образования представляют собой перспективные источники благородных металлов с содержанием платины и палладия 0,7–1,6 г/т (до 5 г/т), родия – до 0,15 г/т, иридия – 0,027 г/т, рутения – 0,052 г/т, осмия – 0,01 г/т, меди – до 0,5 г/т, никеля – до 0,5 г/т. Прогнозные ресурсы металлов платиновой группы только в лежалых хвостах норильских обогатительных фабрик превышают 800-1000 т. Заскладированные хвосты характеризуются повышенными содержаниями платины (до 2,1 г/т), палладия (до 5,8 г/т), родия (до 0,24 г/т), иридия (до 0,044 г/т), рутения и осмия (до 0,01-0,05 г/т), золота (до 1,4 г/т), меди (до 0,8 г/т), никеля (до 0,6 г/т). В лежалых пирротиновых концентратах, запасы которых в пирротинохранилищах составляют более 10 млн т, содержится до 10 г/т и более металлов платиновой группы, 0,3 г/т Au, более 10 г/т Ag, 1-3 % Ni и Cu, 0,1 % Co. Благородные металлы рассеяны в сложной и тонкой композиции сульфидных минералов в виде вкраплений, что делает малоэффективными механические методы их отделения от породы. В шлаковых отвалах Никелевого завода «Норильского никеля», наряду с никелем (содержание от 0,04 до 0,12 %), медью (от 0,2 до 0,37 %) и кобальтом (от 0,05 до 0,07 %), содержится от 1 до 2,2 г/т суммы металлов платиновой группы и золота [147].

На Урале накопленные хвосты обогащения медных и медно-цинковых руд составляют 198 млн т, в которых содержится более 500 тыс. т меди, 715 тыс. т



цинка и около 40 млн т серы [151]. Содержание меди и цинка в хвостохранилищах горно-обогатительных предприятий Южного Урала варьирует в пределах соответственно 0,22–0,45 и 0,3–0,63 % при запасах 240 и 327 тыс. т [262] В хвостах обогащения медноколчеданных и золоторудных месторождений на Урале содержится 74 т учтенного золота при его содержании 0,9-1,3 г/т, 744,7 т серебра, значительное количество кадмия, висмута, селена, теллура, индия. Крупное техногенное месторождение меди, серы и драгоценных металлов представляет, к примеру, хвостохранилище Гайской обогатительной фабрики, в котором размещено 61,3 млн т лежалых хвостов, содержащих 170,8 тыс. т меди (0,278%), 159,5 тыс. т цинка (0,26%), 45,94 т золота (0,75 г/т) и 485,5 т серебра (7,92 г/т) [151].

В хвостохранилищах свинцово-цинковых обогатительных фабрик России сосредоточено около 95 млн т хвостов, содержащих 156 тыс. т свинца, почти 420 тыс. т цинка и 110 т серебра. Содержание свинца в хвостах колеблется от 0,14% до 0,29%, цинка - от 0,3 до 0,8%.

В оловянной промышленности [151] накоплено более 146 млн т отвалов забалансовых руд, основные объемы которых сосредоточены в отвалах бывшего Шерловогорского ГОКа (около 96% олова, содержащегося в рудных отвалах оловянной промышленности России). В хвостах обогащения оловянных руд (более 110 млн т) содержится около 148 тыс. т олова со средним содержанием 0,125%, из них не менее 50 млн т со средним содержанием олова 0,18%. Общее количество техногенного олова России может составить не менее 240–300 тыс. т, что сопоставимо с уровнем ежегодной мировой добычи этого металла [143].

Значительная часть техногенных минерально-сырьевых ресурсов олова сосредоточена в хвостах обогатительных фабрик ликвидированных оловодобывающих предприятий – Хапчерангинского (Читинская область), Охотничье, Галимное, Невское, Днепровское (все в Магаданской области), Кестер и Эге-Хая в Республике Саха-Якутия и др. Суммарно в них накоплено 8730 тыс. т хвостов с содержанием олова 0,25%, из которых может быть извлечено более 7,5 тыс. т олова [97]. В хвостах обогащения фабрик АО «Дальневосточная горная компания» за все время эксплуатации накоплено 36,5 млн т лежалых хвостов, содержащих 69,4 тыс. т олова (0,19%), 132,5 тыс. т меди (0,363%) и 8,7 тыс. т вольфрама (0,029%). Переработка лежалых хвостов только одной Центральной фабрики АО «Горная

компания «Хрустальная» со средним содержанием олова 0,165% по традиционной схеме флотации может дать 13-14 тыс. т олова в концентрате.

В вольфрамовой промышленности [151] наибольший объем отходов обогащения сосредоточен в хвостохранилищах обогатительных фабрик ранее действовавшего Джидинского вольфрамо-молибденового комбината (более 30 млн т со средним содержанием  $WO_3$  0,075%, а также в хвостохранилищах обогатительных фабрик Иультинского (Магаданская область) и Приморского (Приморский край) ГОКов. На заводах никелевой промышленности в качестве техногенного сырья для выпуска никеля и кобальта чаще всего используются металлургические шлаки прошлых лет. Небольшое количество рудных отвалов прошлых лет 4,5-5 тыс. т ежегодно перерабатывается на Уфалейском никелевом заводе.

В молибденовой промышленности [151] на Сорской обогатительной фабрике АО «Молибден» перерабатываются рудные отвалы прошлых лет, количество которых по состоянию на начало 2000 г. достигало 52,5 млн т. В них содержится 13,5 тыс. т молибдена (среднее содержание 0,026%) и 36,8 тыс. т меди (0,070%). В 1998 г. на фабрике было переработано 4060,6 тыс. т рудных отвалов (1827 т молибдена и 2477 т меди) и получено 2937 т (51%) молибденового концентрата и 4900 т медного (1018 т меди), в 2000 г. соответственно 1926,1 тыс. т (866,7 т молибдена и 1271 т меди) и получено 1383,4 т (51%) молибденового концентрата и 2377 т медного (520 т меди). Существенный прирост добычи молибдена может дать гидрометаллургическая переработка путем кучного выщелачивания окисленных молибденовых руд, не поддающихся обогащению.

Запасы железа в отходах железорудных ГОКов и предприятий черной металлургии велики и оцениваются более 170 млн т [151], а также не извлекаются магнитной сепарацией и остаются в отходах медь, цинк, свинец, сера, кобальт, фосфор, алюминий, ванадий и редкие металлы. Общее количество накопленных хвостов на ГОКах КМА превышает 320 млн т. В хвостохранилища только Михайловского ГОКа ежегодно в течение 30 лет выносятся не менее 1,5 т золота и 2 т урана. Прогнозные ресурсы золота в текущих отходах четырех горно-обогатительных комбинатов КМА составляют не менее 3 т в год при валовом содержании золота 0.5–0.6 г/т. По данным исследований Тульского филиала ЦНИГРИ, выполненных ещё в 1977–1979 гг. на Лебединском, Михайловском ГОКах и на обогатительной

фабрике шахты им. Губкина, в укрупнённых пробах, отобранных из устья пульпопроводов, содержание золота составляет в пределах 0,2–9 г/т [15].

В заскладированных хвостах мокрой магнитной сепарации Мундыбашской и Абагурской обогатительных фабрик присутствует около 30 т золота при содержании около 1 г/т. В хвостах сухой магнитной сепарации Абаканского рудника содержится около 20 т золота [143].

В шламохранилище Качканарского ГОКа накоплено более 1 млрд т отходов добычи и обогащения бедных ванадийсодержащих титаномагнетитовых руд. Хвосты магнитного обогащения руд, помимо железа, титана (0,3%), ванадия (0,03%) содержат элементы редкометалльной группы, в том числе скандий, галлий, германий, стронций [143]. Запасы скандия в хвостохранилище оценены свыше 36 тыс. т.

В качестве источников редких металлов выступают отходы добычи и переработки некоторых видов полезных ископаемых, в которых редкие металлы присутствовали в виде попутных компонентов и не извлекались в полном объёме при получении основного полезного компонента, поэтому концентрация их в отходах переработки нередко превышает содержание в первичных рудах [35]. К примеру, с фосфогипсом, образующемся при сернокислой переработке апатита, теряется около 80 тыс. т в год редкоземельных металлов (РЗМ) – самарий, европий, гадолиний и пр. Учитывая большие объёмы добычи и переработки фосфатного сырья, количество попутно извлекаемых РЗМ может удовлетворить потребности в этих металлах не только предприятий России, но и всего мира. Таким образом, запасы полезных компонентов в накопленных отходах равноценны открытию многих новых крупных месторождений [267].

Среди редкометалльных техногенных образований на территории России по целесообразности их доизучения и вовлечения в промышленное освоение к первоочередным объектам отнесены: апатитовые концентраты Хибинских апатит-нефелиновых месторождений (редкие земли (TR), Sr, F), хвосты обогащения эвдиалитовых люавритов Ловозерского ГОКа (TR), хвосты обогащения бадделеит-apatит-магнетитовых руд Ковдорского ГОКа (apatит, бадделеит  $ZrO_2$ ), хвосты обогащения флюоритовых руд Вознесенского и Пограничного месторождений Ярославского ГОКа (Be, Li, Rb, Cs, криолит). Представляют интерес отходы от

переработки апатитовых концентратов Хибинских месторождений (фосфогипс), содержащие редкоземельные металлы, гипс; отходы от переработки бокситов (красные шламы), содержащие Fe, Ti, Zr, Au, Sc, TR, Y; хвосты обогащения нефелин-полевошпатовых пегматитов Вишневогорского ГОКа, содержащие TR [138].

В шлакозольных отходах шестикратная концентрация по сравнению со средним содержанием в рудах характерна для редких металлов Ge и Ga, цветных металлов Ni, Co, Pb, Zn, Sn, а также бария; в 4–2,5 раза характерна для Ti, Mn, V, P, Sr, Mo, Cu; в 1,5 раза – для B, Zr, Nb, Sc, PЗМ [50].

В шлаковых отвалах России накоплено свыше 800 млн т шлаков черной и цветной металлургии, в том числе 350 млн т шлаков черной металлургии, 125 млн т шлаков медной плавки и более 200 млн т никелевых. Ежегодно образуется порядка 100 млн т шлаков, среди которых преобладают шлаки доменного, сталеплавильного, литейного и ферросплавного производств [154]. Только на Магнитогорском металлургическом комбинате в 2015 г. образовалось 27,34 млн т отходов, представленных в основном доменными и конвертерными шлаками.

В отвалах предприятий свинцово-цинковой подотрасли складировано более 12 млн т шлаков, в том числе 4,7 млн т богатых (с содержанием 6-12% цинка) и около 8 млн т бедных (с содержанием 4-5%) [97].

Наибольшее количество отходов медеплавильного производства исторически сосредоточено на Урале, где скопилось более 100 млн т шлаков медной плавки, содержащих не менее 370 тыс. т меди, 2,2 млн т цинка, более 9 т золота, 175 т серебра, 38 т висмута и около 10 тыс. т кадмия [151, 262].

В никелевых шлаках шахтных печей и конвертерной плавки АО «Южурал-никель» содержание хрома до 1%, никеля – 0,13-0,15%, кобальта – 0,03-0,06%, железа – 50-60%. [203, 144]. В шлаковом отвале Режевского никелевого завода в Свердловской области находится свыше 11 млн т шлаков с высокими валовыми содержаниями вольфрама до 50 г/кг, хрома до 4 г/кг, цинка до 1 г/кг, кадмия до 10 мг/кг [145, 258]. Данные, приведенные в табл. 1.5, демонстрируют достаточно высокие концентрации металлов в отходах цветной металлургии, а в некоторых случаях и сближение их по качеству с вновь добываемыми рудами.

Таблица 1.5 – Содержание металлов в отходах цветной металлургии, % [26]

Вид отходов	Cu	Pb	Zn	Ni	Sn	W	Mo	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Отвалы металлосодержащей руды	0,25-0,3	0,1-0,85	0,15-0,35	0,15-0,45	0,03-0,1	0,1-1,1	0,03-0,10	22
Хвосты обогатительных фабрик	0,1-0,3	0,1-0,7	0,15-1,4	0,15-0,25	0,06-0,2	0,4-1,0	0,01	–
Шлаки, клинкеры отвальные	0,4-1,5	0,08-1,0	0,5-1,52	0,02-0,2	–	0,01–1,0	–	–
Шлак гранулированный, клинкер товарный	1,0-2,5	0,3-1,6	0,9-1,5	–	–	–	–	–
Кек цинковый, кек свинцовый и др.	1,7-4,5	1,4-4,0	10,0-20,0	–	–	–	–	–
Шлам бокситовый и белитовый	–	–	–	–	–	–	–	3,5-14,5
Пирротиновый концентрат	0,6-1,0	–	–	1,5-2,0	–	–	–	–

Такое масштабное концентрирование полезных металлов и минералов в отходах объясняется недостаточной комплексностью добычи и переработки полезных ископаемых и получаемых из них концентратов; узковедомственным недропользованием, существовавшим в бывшем СССР; жесткой отраслевой специализацией советских горнодобывающих предприятий, которая продолжает иметь место и сегодня; высокими потерями при переработке труднообогатимых руд, руд сложного вещественного состава ввиду несовершенства применяемых технологических схем и оборудования.

Приведенные данные показывают, что горнодобывающими, обогатительными, металлургическими предприятиями за длительный период эксплуатации минеральных ресурсов сформировано значительное количество техногенных минеральных образований весьма разнообразных по происхождению, по отраслевой принадлежности, по длительности хранения, по объемам накопленного техногенного сырья и по содержащимся в них запасам ценных компонентов. Часть техногенных минеральных образований прошлых лет отработки рекультивирована или законсервирована, а многие продолжают пополняться отходами текущей добычи и переработки. Запасы ценных компонентов в этих техногенных минеральных образованиях оценены, хотя во многих случаях и ориентировочно, и исчисляются сотнями тысяч тонн черных и цветных металлов, десятками тонн благородных и редких металлов. Таким образом, отходы горнодобывающей, горно-

перерабатывающей, металлургической отраслей являются перспективным, за-складированным и постоянно пополняемым минеральным сырьем. В будущем эта ресурсная база будет способна в некоторой степени возместить дефицит первичного минерального сырья. Но на сегодняшний день, это по большей части потенциальные ресурсы черных, цветных, благородных, редких и редкоземельных металлов, строительных материалов, химической продукции, поскольку основная масса рассматриваемых отходов пока не находит полезного промышленного применения и размещается в окружающей среде.

Анализ практики переработки и комплексного использования горнопромышленных отходов свидетельствует о небольших в целом объемах такой переработки и небольшом количестве реализованных в промышленных масштабах проектов. В России используется всего около 25-30% техногенных отходов по данным Государственного доклада «О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2015 году» [90], тогда как в мире этот показатель достигает 85-90%. Можно говорить о востребованности и промышленной переработке только техногенных россыпей золота, платиноидов и олова, как источников извлечения этих металлов; отвалов вскрышных пород месторождений – для производства стройматериалов; шлаковых отвалов черной и цветной металлургии, как источников получения металлов и производства строительных материалов.

Окисленные и забалансовые медные, золотосодержащие руды, лежалые хвосты флотации могут быть эффективно переработаны кучным выщелачиванием на месте их залегания. Практика гидрометаллургического получения золота и меди из бедных руд, отходов горного и обоганительного производства за рубежом говорит о целесообразности и перспективности такого подхода [299]. Около 20 % годового мирового производства меди приходится на кучное биовыщелачивание руд и отвалов горнодобывающих производств. Вместе с тем, практика кучного выщелачивания цветных металлов и, в частности биовыщелачивания, из природных и техногенных месторождений пока не получила широкого распространения в нашей стране [299].

На Урале примером реализации кучного выщелачивания меди может служить только Волковский рудник, на котором в отдельные отвалы были заскладированы забалансовые смешанные (свыше 135 млн т, среднее содержание меди

0,3%) и окисленные (2,95 млн т, среднее содержание меди 0,58 %) руды [299]. В настоящее время после длительного перерыва возобновлена работа участка кучного выщелачивания. Ввиду богатой сырьевой базы в виде забалансовых руд производительность на Волковском руднике может быть доведена до 10-15 тыс. т меди в год.

Выщелачивание золота из окисленных руд и кор химического выветривания цианированием на Урале проводилось на окисленных рудах Юбилейного месторождения (ЗАО «Башкирская медь», работы закончены в 2014 г.), Светлинского золоторудного месторождения (ЗАО «Южуралзолото Группа компаний»), осуществляется на месторождениях «Кочкарское», «Березняковское» в Челябинской области, «Западно-Озерное» и «Муртыкты» в Республике Башкортостан, «Кировское» в Оренбургской области, на рудах Воронцовского месторождения и Сафьяновского рудника в Свердловской области. Доля золота, добытого кучным выщелачиванием на отечественных золотодобывающих предприятиях, в общей золотодобыче оценивается в 6,3%.

Значительные запасы металлов сконцентрированы в хвостохранилищах обогатительных фабрик черной, цветной металлургии, редкометалльной промышленности, как это было показано выше. Ценные компоненты в хвостах обогащения руд могут быть представлены: основными для данного типа руд металлами; сопутствующими элементами или цветными металлами, не основными для данной группы руд, но которые могут быть выделены в самостоятельные концентраты; попутными ценными компонентами (редкие, редкоземельные, благородные металлы), которые не выделяются в самостоятельные продукты или концентраты. Для доизвлечения ценных компонентов из хвостов обогащения руд могут быть использованы методы обогащения: флотационный; гравитационный; гидрометаллургический; комбинированные флотационно-гравитационные, флотационно-гидрометаллургические, гидро-пирометаллургические [64]. Но отходы обогатительного производства с целью извлечения содержащихся в них ценных компонентов и использования нерудной составляющей практически не вовлечены в промышленную переработку.

К наиболее масштабным и успешно реализованным проектам переработки лежалых хвостов обогащения относится отработка в 1996-2014 гг. I поля хвосто-

хранилища Ковдорского ГОКа, в котором было заскладировано свыше 60 млн т хвостов ММС бадделеит-апатит-магнетитовых руд 1962-1980 гг. переработки. При переработке в среднем 3-5 млн т песков в год (среднее содержание  $P_2O_5$  в хвостах 10,8%,  $ZrO_2$  – 0,34%) комбинат дополнительно получал 0,4-0,5 млн т апатитового и 1-2 тыс. т в год бадделеитового концентрата.

Производится флотация песков из Черемшанского шламохранилища Высокогорского ГОКа с содержанием меди 0,25 %, кобальта 0,021 % для получения медного и кобальт-пиритного концентратов во флотоотделении фабрики мокрого обогащения № 2 в Высокогорском аглоцехе [263]. Разработана и внедрена технология переработки шламов из шламохранилища №2 Магнитогорского металлургического комбината. В шламохранилище заскладировано порядка 14 млн т хвостов обогащения железных руд со средним содержанием железа 25-28%. Для переработки техногенного железосодержащего сырья создан специальный участок переработки шламов, где по магнитно-гравитационной технологии получается кондиционный железный концентрат с содержанием железа 62%.

На горно-металлургическом комбинате «Норильский никель» реализовано несколько проектов по переработке техногенных образований [106]. Это проекты по вовлечению в переработку труднообогатимых лежалых пирротиновых концентратов из пирротинохранилищ №1 и № 2, пирротинохранилище Кайерканского угольного разреза. Разработаны гравитационные и гравитационно-флотационные технологии переработки лежалых пирротиновых концентратов, магнетитовых концентратов, сформировавшиеся при переработке богатых халькопиритовых руд Талнахского месторождения с получением гравиоконцентратов с содержанием 5–7 кг/т благородных металлов. В 2004 г. был введен в эксплуатацию комплекс по переработке лежалых хвостов хвостохранилища №1 производительностью 3 млн т в год по гравитационно-флотационной технологии.

Утилизация отходов Беловского цинкового завода производится с 2013 г. в рамках реализации экологического проекта «Ликвидация опасного объекта – обезвреживание отходов Беловского цинкового завода и рекультивация участков нарушенных земель» компанией ООО «Рециклинг». В 2015 г. началась промышленная эксплуатация участка кучного выщелачивания и цементации меди, произведен запуск установки производства концентрата благородных металлов.



В оловянной промышленности техногенные минерально-сырьевые ресурсы используются в качестве сырья практически на всех обогатительных фабриках действующих предприятий, но масштабы такого использования незначительны [151]. Так, на Солнечной обогатительной фабрике АО «Дальневосточная горная компания» в 1998 г. было переработано всего 4,5 тыс. т лежалых хвостов обогащения и получено 12,6 т оловянного концентрата (5,3 т олова) [151]. АО «Горная компания «Хрустальная» ежегодно перерабатывает на ЦОФ 4,5-5 тыс. т рудных отвалов прошлых лет с содержанием олова 0,65%.

Значительное количество разработанных методов и технологий однако не нашли пока массового применения и огромные запасы техногенного минерального сырья остаются сосредоточенными в хвостохранилищах обогатительных фабрик [88]. Работы, проведенные в данном направлении, показывают, что, несмотря на сложность физико-химической системы лежалых хвостов и необходимость применения разветвленных схем обогащения, данное направление должно развиваться более активно [88].

В отношении обращения с отходами металлургического производства есть уже сложившаяся практика переработки шлаков черной металлургии, развивается переработка шлаков медной плавки и ферросплавных. Как правило, это происходит в тех случаях, когда предприятие сталкивается с дефицитом или полным отсутствием первичного минерального сырья; видит несомненную выгоду от переработки отходов за счет выпуска новой, востребованной на рынке продукции; сознательно выполняет природоохранную политику, проводит реабилитацию нарушенных территорий, тем самым поддерживая положительный имидж своего предприятия в районе присутствия, что характерно для крупных компаний и холдингов [232].

На многих предприятиях черной металлургии в Уральском регионе из текущих огненно-жидких доменных шлаков получают гранулированный шлак (металлургический завод им. А.К. Серова, Кушвинский завод прокатных валков, ММК, ЧМК), а лежалые шлаки из старых шлаковых отвалов и текущие перерабатываются на дробильно-сортировочных установках с извлечением металлического скрапа (Кушвинский завод прокатных валков, металлургический завод имени А. К. Серова, ММК, ЧМК, НТМК, Алапаевский металлургический завод, Первоуральский

новотрубный завод). На ММК на шести специализированных установках по переработке отходов производства на ежегодно перерабатывается порядка 11 млн т текущих и отвальных доменных и сталеплавильных шлаков и получается около 1 млн т металлической части, возвращаемой в металлургический передел, а из немагнитной фракции – фракционированный щебень. Использование собственных железосодержащих отходов в аглошихте горно-обогажительного производства на ММК в 2016 г. достигло 2,3 млн т.

Значительными накопленными объемами характеризуются техногенные объекты на ОАО «ЕВРАЗ Нижнетагильский металлургический комбинат» – отвал доменных шлаков в количестве около 30 млн т и отвал сталеплавильных шлаков в количестве 21 млн т шлаков [263]. На ОАО «ЕВРАЗ Нижнетагильский металлургический комбинат» запущен в работу крупнейший в Европе цех по переработке техногенных отходов с проектной производительностью первой очереди 3 млн т в год. На НТМК осуществляется комплексная переработка техногенных отходов: чугунного и стального лома, сварочного шлака для сталеплавильного и доменного производств; текущих доменных шлаков в товарную продукцию и сырье для сталеплавильного производства; конвертерных и доменных шламов в полуфабрикат для агломерационного производства. В ОАО «ЕВРАЗ НТМК» часть шлаков повторно используется с целью доизвлечения ванадия.

Наметился серьезный сдвиг и в переработке шлаков медеплавильного производства [232]. Промышленная переработка медных шлаков по флотационной технологии с получением кондиционного медного концентрата и строительных песков камерным продуктом осуществляется на СУМЗе [123], на обогатительной фабрике «Карабашмедь». При переработке на СУМЗе 1,2 млн т в год шлаков со средним содержанием меди 0,9% получают 6 тыс. т меди, около 200 кг золота, 6 т серебра, 900 тыс. т железистых песков. Извлечение меди в концентрат составляет около 80%.

В шлакохранилище Красноуральского медеплавильного комбината (с 1992 г. ОАО «Святогор») подсчитанные запасы металлов в гранулированных шлаках (10,2 млн т в 1982 г.) составили: меди 56,4 тыс. т, цинка 416,5 тыс. т и железа 3093,6 тыс.т [262, 263]. Отвальные шлаки могут быть потенциальным сырьем для медной промышленности. Текущие шлаки конвертерных и отражательных печей

частично обогащаются с получением медного концентрата, остальная часть шлака пока складировается. Из шлаков отражательных печей производится абразивный порошок, применяемый для очистки поверхностей от ржавчины, старой краски, окалины [232].

Комплексно перерабатываются техногенные объекты хроматного производства. На Серовском заводе ферросплавов, где накоплено 6609,6 тыс. т феррохромных шлаков, они перерабатываются с получением товарного феррохрома, феррохромового концентрата, щебня и шлаковой муки для известкования кислых почв и использования в литейном производстве [262]. Реализованная в ОАО «Ключевская обогатительная фабрика» технология позволяет разделять металл и шлак по видам производства и выделять до 20 видов продукции, что обеспечивает рациональное использование шлаковых составляющих [236].

Анализ практики переработки горнопромышленных отходов позволяет констатировать, что наибольшие объемы утилизации приходятся на вскрышные и вмещающие породы предприятий черной и цветной металлургии, которые используются для получения щебня, гравия, песка для дорожных покрытий, для отсыпки дамб хвостохранилищ, рекультивации нарушенных земель и т.п. Для этого организованы простые дробильно-сортировочные линии для получения строительных материалов по так называемой «холодной» технологии. Переработка отходов горного производства в виде заскладированных в отвалах бедных, забалансовых, некондиционных руд цветных металлов пока не организована. Достаточно широко развита практика кучного цианидного выщелачивания окисленных золотосодержащих руд из кор химического выветривания. Широкой практики переработки отходов обогатительного производства с целью доизвлечения содержащихся в них ценных металлов и минералов на сегодняшний день нет и реализованы только единичные проекты переработки отходов на предприятиях в промышленных масштабах с целью использования их ресурсного потенциала. В некоторых случаях часть отходов обогащения утилизируется в качестве компонента шихты для приготовления закладочных смесей подземных выработок.

Относительно успешная практика переработки отходов металлургического производства развивается по нескольким направлениям. Это доизвлечение металлов, производство гранулированных шлаков, строительных материалов в виде

щебня, песка, получение абразивных порошков. Тем самым решаются скорее насущные проблемы сохранения объемов производства компаниями на основе собственных отходов в условиях истощения минерально-сырьевой базы, ликвидируются поверхностные техногенные образования, рекультивируются отработанные карьеры и т.п. При этом все такие реализуемые проекты имеют позитивный природоохранный характер и социальный аспект обеспечения занятости населения. Но системного подхода к оценке, глубокому изучению техногенных минеральных образований и комплексному освоению сырья техногенных месторождений пока нет.

Одной из причин в целом невысокого уровня использования горнопромышленных отходов в нашей стране, недостаточной вовлеченности их в глубокую комплексную малоотходную переработку, на наш взгляд, является технологический аспект проблемы, который предполагает наличие, разработку новых и промышленное внедрение высокоэффективных технологий извлечения основных и попутных ценных компонентов, компонентов в нетрадиционной минеральной форме, использования нерудной части в качестве готовой строительной продукции или как сырья для получения строительных материалов, изделий или других видов дополнительной продукции, что позволит с максимальной полнотой использовать ресурсный потенциал этого вида сырья, без повторного образования отходов и с приемлемыми технико-экономическими показателями.

### **1.3 Анализ основных направлений развития технологических процессов разделения минерального сырья техногенного происхождения**

Использование техногенных минеральных ресурсов может производиться по многим направлениям в зависимости от качественно-количественных характеристик отходов и решаемых задач, направленных в первую очередь на ресурсосбережение и обеспечение горнодобывающей и некоторых других видов промышленности минеральным сырьем, или в большей степени ориентированных на снижение негативного воздействия техногенного образования на природу и оздоровление окружающей среды при его утилизации. В зависимости от приоритетного направления использования техногенных минеральных образований (потенциальные источники рудного и нерудного сырья; пригодные только в качестве строительных материалов для закладки в выработанное пространство и т.п.; утилизация

с целью нейтрализации негативного воздействия; подлежащие только безопасному захоронению) развиваются и технологические процессы его комплексной переработки, утилизации или обезвреживания. При этом разрабатываемые технологические решения и применяемые технологические схемы переработки должны удовлетворять требованиям рациональности и комплексности, экономичности, экологичности и в целом общественной полезности использования техногенного минерально-сырьевого ресурса или его безопасного хранения.

Изначальное отношение к техногенным минеральным ресурсам именно как к «отходам» предопределило использование наиболее простых, малозатратных технологий их переработки. На многих горно-обогачительных предприятиях было организовано производство строительных материалов из вскрышных, вмещающих пород, хвостов сухой магнитной сепарации и радиометрической сепарации при условии соответствия их физико-механических характеристик требованиям стандартов на нерудные строительные материалы. Низкие затраты и возможность рентабельной отработки больших объемов бедных забалансовых, некондиционных руд, отвалов вскрышных пород, содержащих рудную минерализацию, привели к широкому внедрению отвального, кучного, бактериального выщелачивания золота, цветных металлов в мировой практике [377, 356, 358, 364, 372], в отечественной практике – преимущественно золота [217, 295, 299].

Значительный опыт по исследованиям свойств техногенного сырья и разработке технологий переработки различных видов горнопромышленных отходов был накоплен при проведении научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ ещё в 70-90-х годах прошлого века. В 80-90-х годах 20 века институтом «Унипромедь» были выполнены исследования по переработке лежалых хвостов Кировградской, Красноуральской, Карабашской, Среднеуральской, Сибайской обогачительных фабрик и установлена технологическая возможность флотационной переработки отдельных хвостов, содержащих более 15% серы, с получением кондиционного пиритного концентрата с массовой долей серы 42-47 % при извлечении серы их пиритных хвостов 87-88% [97]. Однако, производство только пиритных концентратов из старогодних хвостов на всех перечисленных фабриках было убыточным. Для хвостов Бурибаевского ГОКа ОАО «Ин-

ститут Унипромедь» была разработана гравитационно-флотационная технология с цианидным выщелачивания драгоценных металлов из хвостов флотации с извлечением металлов из раствора способом «уголь в пульпе», а также меди из шламистой фракции хвостов и промежуточных продуктов гравитационного обогащения осаждением на тонкоизмельченную чугунную стружку с последующей флотацией цементной меди. По разработанной технологии извлечение в меде- и золотосодержащие концентраты составляло 44-45% Cu, 54-54,5% Au, 40-40,5% Ag, но она была весьма затратной [262, 263].

Исследованиями последних десятилетий [18, 131, 141, 185] убедительно доказано, что техногенное сырье всегда является минералогически и технологически сложным объектом для разделения и требует особого подхода и поиска новых технологических решений и приемов, как на стадии его достоверной технологической оценки, так и на стадии вовлечения в экологически ориентированную, ресурсосберегающую переработку. Переработка его по существующим традиционным технологиям во многих случаях будет характеризоваться низкими показателями, невысокой рентабельностью и повторным образованием отходов [309]. Минералого-технологическая оценка техногенного сырья должна производиться на основании новых научных знаний о специфично измененных технологических свойствах и преобразовании минеральных ассоциаций в процессе формирования и хранения техногенных ресурсов с использованием средств современной технологической минералогии [309]. Широкий набор средств современной технологической минералогии позволяет с необходимой полнотой и достоверностью исследовать минеральный состав техногенных ресурсов, их текстурно-структурные характеристики, установить с использованием современных прецизионных методов анализа особенности вторичных изменений [309], которые будут обуславливать поведение минералов и минеральных ассоциаций в различных разделительных процессах, и, следовательно, будут определять построение технологической схемы глубокой и комплексной переработки техногенного минерального сырья и показатели разделения

Совершенствование существующих методов, технологий, технологических схем переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья и поиск новых технологических решений, эффективных способов и средств

переработки сырья сложного вещественного состава происходит непрерывно. К настоящему времени достижениями современной науки и техники в области изучения строения и свойств минеральных комплексов, в том числе на микро- и наноуровнях, а также основных закономерностей и процессов, контролирующих их разделение, для этого создана определенная научно-методическая, технологическая и техническая основа. На основании анализа современного состояния развития методов изучения и переработки минеральных ресурсов, научных исследований и разработок последних лет, практики работы действующих горно-обогатительных комбинатов систематизированы основные направления развития технологий переработки сложного, труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья, методы интенсификации отдельных стадий разделения, применимые и в отношении минерального сырья техногенного происхождения [19, 20, 131, 141, 185, 269, 316, 309, 313, 314, 324]:

- широкое применение различных методов и современных технических средств предварительного крупнопорционного или кускового обогащения, переработка технологических сортов в отдельных циклах;
- совершенствование рудоподготовительных операций дробления, измельчения; применение методов селективной дезинтеграции, обеспечивающих интергранулярный раскол кусков и лучшее раскрытие зерен минералов, меньшее шламообразование, большую равномерность гранулометрического состава измельченного продукта (самоизмельчение, галечное измельчение, центробежно-ударное дробление и измельчение, струйное измельчение), вибрационной дезинтеграции;
- развитие и более широкое внедрение процессов сухого измельчения – струйное измельчение, центробежно-ударное, измельчение токами высокой частоты, ультразвуком, вибропомол, измельчение при струйном противоточном движении материала, со сбросом давления и др.;
- улучшение процесса классификации по крупности наложением вибраций различной частоты, вплоть до ультразвуковых, применением диспергаторов (жидкого стекла); селективное агрегирование тонких частиц методами: флокуляции химическими агентами, магнитной флокуляции, электрокоагуляции, аэрофлокуляции (на воздушных пузырьках);

- совершенствование пульпоподготовительных операций – межцикловая флотация, установка флотоклассификаторов, отсадочных машин, однокамерных флотомашин в цикле измельчения;
- совершенствование существующих и создание новых технологических процессов и аппаратов, основанных на комбинировании существующих принципов разделения (пенная сепарация, флотоотсадка, флотомагнитная сепарация, флото-классификация, флотоэкстракция, электрофлотация, магнитогидродинамическая и магнитогидростатическая сепарация и др.);
- усиление роли гравитационных процессов, непрерывное совершенствование конструкций гравитационных аппаратов для разделения частиц в широких диапазонах крупности и плотности частиц; применение обогащения в тяжелых суспензиях для дешевых полезных ископаемых (угля, стройматериалов, фосфоритов, руд черных металлов), при обогащении бедного сырья в качестве предконцентрации;
- развитие и более широкое применение процессов сухого обогащения;
- расширение интервала крупности селективно флотируемых частиц и области селективной флотации при обогащении некоторых продуктов металлургического передела, золы сжигания углей, продуктов химического производства, для очистки сточных вод, растворимых солей и др.;
- разработка новых, использование традиционных реагентов и их сочетаний, использование физического и электрохимического воздействия на реагенты и пульпу;
- развитие биогидрометаллургических процессов, разработка способов интенсификации процесса биовыщелачивания с использованием различного вида воздействий, химических добавок, конструктивных аппаратных решений, селективных ассоциаций микроорганизмов, методов рудоподготовки;
- создание комбинированных схем переработки за счет комбинирования нескольких обогатительных или обогатительных и химико-металлургических процессов для переработки труднообогатимых руд, техногенного сырья и продуктов обогащения (концентратов, промпродуктов, шламов);
- применение физических, физико-химических, механохимических, энергетических воздействий, интенсифицирующих процессы вскрытия и разделения сложных минеральных комплексов;



– конструирование и внедрение новых обогатительных аппаратов и установок.

В целом разрабатываемые технологии переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья нацелены на обеспечение оптимального соотношения степеней передела на каждой стадии технологической схемы, включая предварительное обогащение, дробление и измельчение, глубокое обогащение, гидрометаллургический передел, и должны быть устойчивыми к изменениям вещественного состава и свойств перерабатываемого сырья [185]. Переработка труднообогатимых минеральных комплексов техногенного происхождения для селективного извлечения металлов и ранее не извлекаемых минеральных комплексов техногенного происхождения, по мнению акад. В.А. Чантурия [309, 313, 314], в большинстве случаев должна производиться по комбинированным схемам на основании комбинирования нескольких обогатительных процессов или обогатительных и химико-металлургических процессов с применением современных пиро- и гидрометаллургических, биогидрометаллургических процессов, энергетических воздействий, интенсифицирующих процессы разделения сложных минеральных комплексов.

Для отходов, содержащих благородные, цветные, редкие металлы, разрабатываются развернутые гравитационные схемы с использованием комбинации различных гравитационных аппаратов, а также комбинированные гравитационно-магнитные, гравитационно-флотационные, гравитационно-гидро (биогидро-) металлургические схемы. Это объясняется, с одной стороны, тем, что степень контрастности по гравитационным свойствам превышает либо соответствует по уровню флотационным [269]. С другой стороны, развитие гравитационной техники нового поколения привело к созданию аппаратов, позволяющих эффективно извлекать мелкие и тонкие частицы крупностью вплоть до 10 мкм. В работе [269] приводятся примеры разработанных гравитационных технологий для хвостов обогащения Мизурской обогатительной фабрики Садонского свинцово-цинкового комбината, сульфидного промпродукта и хвостов обогащения Джидинского вольфрамо-молибденового комбината, хвостов обогащения руд месторождения Малтан, хвостов обогащения различных золотоизвлекательных фабрик. Наличие контрастности хвостов по плотности (сульфидных минералов относительно поро-

дообразующих, свободных золотин относительно остальных рудных и нерудных минералов) оказалось наиболее значимым разделительным признаком, что и позволило рекомендовать для этих объектов использование мокрых гравитационных процессов. В голове процесса, как правило, применяются винтовые шлюзы с получением чернового концентрата (сульфидного, золотосодержащего, золото-сульфидного), доводка которого производится по развитым схемам на центробежных концентраторах, шламовых концентрационных столах, концентрационных столах Gemini. В некоторых случаях рекомендуется сульфидный или золото-сульфидный гравитационный концентрат направлять на дальнейшую переработку по гравитационно-магнитно-электрической, гравитационно-флотационной, магнитно-гравитационно-флотационной схемам, или по гидрометаллургическим схемам с бактериальным вскрытием и цианированием [269]. К примеру, в рекомендованной гравитационно-биогидрометаллургической схеме переработки хвостов месторождения Малтан с содержанием золота 3 г/т максимально достижимое сквозное извлечение золота находится на уровне 78÷80%. Неизбежные потери золота, связанные со структурными особенностями вещества хвостов, не превысят 10÷11% при исходном содержании золота в хвостах более 10 г/т, и будут не менее 40% при исходном содержании золота в хвостах менее 5 г/т [269]. В случае очень труднообогатимого и очень бедного по содержанию наиболее значимых элементов техногенного сырья, каковым являются хвосты обогащения Джидинского ГОКа (0,08% WO<sub>3</sub>, 0,02% Cu, 0,04% Pb, 0,06% Zn, 0,18 г/т Au), по гравитационной схеме возможно только получение золото-вольфрамо-свинцового продукта, пригодного для дальнейшей гидрометаллургии [269]. По развернутой гравитационной схеме (основной цикл на винтовых сепараторах без доизмельчения хвостов, доводка тяжелой фракции на концентрационном столе) извлечение всех ценных компонентов в сумме не превышало 50%, поэтому целесообразность переработки этого техногенного материала будет определяться, прежде всего, экономическими и экологическими соображениями. По гравитационно-магнитной схеме можно получать из хвостов качественный флюоритовый концентрат (85...92% флюорита) [269].

Достаточно большое количество разработок предложено для извлечения золота и цветных металлов из лежалых хвостов флотационных фабрик [271]. Для

переработки старогодних хвостов Бурибаевской ОФ предложена схема, включающая измельчение хвостов с флотоклассификацией слива гидроциклона и последующую медную флотацию пенного продукта флотоклассификации. Показана принципиальная возможность переработки хвостов с получением медного концентрата с содержанием меди 13 % при извлечении меди 62,8 %, Au– 40 %, Ag– 45 % и сульфидного концентрата, в который извлекается 56,4 % Au и 51,8 % Ag. Перспективным направлением является реализация флотационных технологий на песковой фракции старогодних хвостов после их доизмельчения.

Сложности прямого цианирования хвостов медных и медно-цинковых фабрик с целью извлечения из них золота связаны с наличием существенного количества меди, минералы которой активно взаимодействуют с цианидами. Предлагается хвосты перед цианированием доизмельчать и обогащать по гравитационно-флотационной схеме. Извлечение золота из хвостов при использовании цианидных технологий может достигать 30-40 %. Другим направлением развития цианидных технологий является применение предварительного биовыщелачивания, которое позволяет извлекать до 99,8 % меди. Извлечение золота из хвостов достигает 77 %.

Электрохимическая хлоринация позволяет из хвостов флотации сульфидных руд извлекать последовательно медь и цинк по осадительной технологии, золото и серебро – по сорбционной технологии [167].

Для лежалых хвостов флотации Учалинской фабрики разработана комбинированная технология двухстадиального термического вскрытия хлораммонийными реагентами и гидрохимического извлечения золота, серебра и сопутствующих компонентов из продуктивных растворов выщелачивания в реализуемые металлопродукты [139, 140]. Разработанная технология является малоотходной и ресурсовоспроизводящей, позволяет извлечь из лежалых хвостов флотации (1,2 Au г/т, 19,9 г/т Ag, 0,09 %Cu и 26,8 % Fe) в металлопродукты более 73 % Au, 71% Ag, 56% Cu и 87 % Fe [139].

Для техногенных образований редких металлов, являющихся перспективными источниками редкометалльно-редкоземельной товарной продукции, на основании минералого-технологической оценки техногенного сырья выполнено геолого-технологического картирования техногенных образований и разработаны техно-

логические схемы переработки, как это отражено в совместной работе [138]. Для хвостов Хинганского хвостохранилища с запасами около 8 млн т со средним содержанием олова 0,17–0,25% была разработана гравитационная схема обогащения с получением черного концентрата, включающая двухстадиальную концентрацию на центробежных концентраторах Falcon в замкнутом цикле и доводку черновых концентратов на концентрационных столах Gemini. При содержании олова в исходных песках 0,141% извлечение в гравитационный концентрат составляет 65,23% при содержании его 52,73% и выходе 0,17%. Для повышения качества оловянного концентрата применялась флотация с выделением сульфидного и флюоритового концентратов. Полученный камерный продукт флотации содержал 64,7% Sn при извлечении 92% и соответствовал марке КО-1 [138].

Техногенные рубидийсодержащие пески Батагайского хвостохранилища, сформировавшиеся из гравитационных и флотационных хвостов переработки руд Эге-Хайского месторождения и хвостов гравитационного обогащения руд Кестерского месторождения касситерит-кварцевой и касситерит-редкометалльно-кварцевой формаций, содержат в основном дорогостоящие компоненты – Sn, Li, Rb, Cs, Nb, Ta [138]. Наиболее высокие содержания олова, тантала и ниобия отмечаются в классах крупности <0,05 мм, рубидия, лития и цезия в классе -0,5...+0,2 мм. При обогащении кестерских тонкозернистых песков по гравитационной схеме получен концентрат с содержанием 16,20% Sn при его извлечении 22,64%. Содержание Ta и Nb в оловянном концентрате не превышало 0,2%. Флотационные показатели обогащения песков несколько ниже – извлечение олова пенный продукт составило только 9,13% при содержании 8,51% Sn. Испытаниями по гравитационной схеме обогащения эге-хайских хвостов был получен оловянный концентрат с содержанием 16,59% и извлечением олова 26,51%. Попутное извлечение тантала и ниобия, изоморфно связанных с касситеритом, возможно только на стадии переработки шлаков при выплавке олова из касситеритового концентрата. Для техногенных песков, содержащих серый монацит (куларит), при гравитационном обогащении минералого-технологических проб с содержанием суммы оксидов редких земель ( $\Sigma TR_2O_3$ ) от 0,19 до 0,63% был получен куларитовый концентрат с содержанием от 5,11 до 24,59%  $\Sigma TR_2O_3$  при извлечении куларита от 22,13 до 76,57%. Гравитационный концентрат пригоден для последующей пере-

работки и выделения индивидуальных оксидов редких земель, из которых наиболее значимыми элементами редких земель являются Ce, La, Nb, Sm, Eu [138]. Переработка лежалых хвостов из техногенных минеральных образований редких металлов целесообразна при максимальном концентрировании редких земель и олова в черновых концентратах с использованием наиболее простых и наименее затратных схем гравитационного или гравитационно-флотационного обогащения. Дальнейшая переработка труднообогатимых продуктов обогащения песков должна производиться по развитым гравитационным схемам и при использовании химико-металлургических методов [138].

Инновационные технологии извлечения редкоземельных и редких металлов методом бактериального окисления и выщелачивания разработаны для природных и техногенных источников авторами работы [20]. В качестве выщелачивающего агента фосфора и РЗЭ из отхода производства фосфогипса предлагается использование раствора с тионовыми ацидофильными бактериями; эти же штаммы бактерий, выделенные из лежалых хвостов и оборотной воды хвостохранилища, были использованы для биовскрытия пироксенитовых хвостов обогащения Качканарского ГОКа с целью извлечения скандия; тионовые ацидофильные бактерий были использованы для удаления фосфора и редкоземельных элементов лантана, церия, неодима и иттрия из гидрогетитовых железных руд Бакчарского месторождения. Изучаются условия биотехнологического извлечения цветных (медь, цинк и др.), черных (железо, марганец, титан) и благородных (золото, серебро) металлов из различных отходов сернокислотных обогатительных и металлургических производств – пиритных огарков, лежалых шлаков сереброплавильного завода, лежалых золотосодержащих пиритных огарков, хвостов переработки золото-антимонитовых руд [269].

Имеются и другие многочисленные примеры разработанных технологий переработки, утилизации, обезвреживания горнопромышленных отходов, лабораторных и технологических исследований по доизвлечению полезных компонентов из различного техногенного сырья, по замене природного сырья вторичным, по получению широкой номенклатуры строительных материалов на основе и с добавками отходов различных отраслей промышленности и производству других видов продукции из техногенного сырья [309]. Работы проводятся многими науч-

но-исследовательскими, проектными институтами, научно-производственными фирмами, производственными организациями. Но большинство технологических разработок по переработке техногенного сырья существует на уровне патентов, опытно-промышленных или полупромышленных испытаний и внедрение этих разработок в практику происходит крайне медленно.

Поскольку техногенные минеральные ресурсы очень разнообразны по своему происхождению и технологическим свойствам, то эти разработки существуют в разных отраслях промышленности – строительной, черной, цветной металлургии, топливной энергетике и др. Исследования выполняются применительно к техногенному сырью какого-то конкретного предприятия, которое непосредственно заинтересовано в его переработке, и с результатами этих исследований знаком только узкий круг заинтересованных специалистов. Таким образом, отсутствует единый подход к техногенным образованиям как к объектам обогащения на основе разделительных признаков и нет четких алгоритмов выбора технологических схем переработки техногенного сырья [66].

В решении актуальных задач рационального недропользования и снижения техногенной нагрузки на окружающую среду за счет постепенного, но системного увеличения доли вовлекаемого в переработку отходов горно-добывающих и перерабатывающих производств, основная роль должна отводиться технологическому ресурсу, то есть разработке новых физических, физико-химических, химических процессов разделения сложных минеральных комплексов техногенного происхождения, обоснованных особенностями их вещественного состава, и построению оптимальных технологических схем переработки, а также техническим и технологическим решениям по адаптации традиционных разделительных процессов, уже существующих и внедренных или только разрабатываемых, к свойствам минерального сырья техногенного происхождения.

#### **1.4 Теоретические основания комплексного использования минерального сырья и переработки горнопромышленных отходов**

Необходимость утилизации горнопромышленных отходов вытекает из общей концепции комплексного использования минерального сырья, создания малоотходных и безотходных технологий. Проблема комплексного рационального освоения месторождений, по мнению акад. К.Н. Трубецкого, высказанному им в нача-

ле 90-х гг. прошлого века, не может быть решена без учета эффективного использования ресурсов техногенного минерального сырья, накопленного в отвалах и хвостохранилищах, попутно добываемых пород и компонентов [276].

Проблему нужно рассматривать и более широко, в целом с позиции рационального недропользования. Снижение отходов добычи и переработки полезных ископаемых за счет более полного освоения месторождений, комплексного использования минеральных ресурсов и извлечения содержащихся в них полезных компонентов, наиболее полное использование продуктов и отходов переработки (шламов, пылей, сточных вод и др.) – все это задачи рационального недропользования, законодательно закрепленные статьей 23.3. Закона РФ «О недрах» [288].

Идея комплексной переработки минерального сырья, выдвинутая в 1931 г. акад. А.Е. Ферсманом [292], была основана на генетических особенностях месторождений полезных ископаемых, которые всегда содержат несколько, иногда десятки ценных компонентов. В своем труде «Проблемы минерального сырья» (Ферсман, 1976) А.Е. Ферсман писал: «...Комплексная идея есть идея экономическая, создающая максимальные ценности с наименьшей затратой средств и энергии, но это идея не только сегодняшнего дня, но идея охраны наших полезных богатств от их хищнического расточения, идея использования сырья до конца, идея возможного сохранения наших природных богатств на будущее. Эта идея дает максимально эффективное использование производительных сил, открывая пути для приложения самых высоких технических методов и, вместе с тем, группируя предприятия не только по типу продукции, но и по типу технологических процессов и свойств местного сырья».

Понятие комплексности сегодня приобрело ряд новых важных аспектов. Под *комплексным использованием минерального сырья* понимается совокупность технологий, технических средств и мероприятий, обеспечивающих максимально полное извлечение и использование всех (основных и попутных) полезных компонентов, а также утилизацию отходов переработки минерального сырья [86]. То есть помимо экономической идеи, комплексное использование сырья способствует решению ресурсных, экологических проблем, позволяет наиболее полно использовать осваиваемые георесурсы для достижения максимального народно-хозяйственного эффекта от вовлечения ресурсов в промышленную эксплуатацию.

Бурное развитие производственных процессов во второй половине XX века и связанное с этим антропогенное изменение состояния окружающей среды привело к идее безотходной технологии. Понятие безотходной технологии, предложенное академиками Н.Н. Семеновым и И.В. Петряновым-Соколовым, получило более целенаправленное толкование. Безотходная технологическая система – это такое отдельное производство или совокупность производств, в результате практической деятельности которых не происходит отрицательного воздействия на окружающую среду. Безотходная технологическая система представляет собой сочетание организационно-технических мероприятий, технологических процессов и способов подготовки сырья и материалов, обеспечивающих максимальное и комплексное использование сырья и энергии, и позволяющих исключить или свести до экологически безвредного минимума отрицательное воздействие на окружающую среду [137].

Акад. Б.Н. Ласкорин, д-р техн. наук Л.А. Барский, д-р экон. наук В.З. Персиц [137] под безотходной технологией понимают производство, комплексно перерабатывающее исходное сырье, утилизирующее в экономически целесообразных пределах основную часть отходов и не наносящее экологического ущерба окружающей природной среде. В этом смысле авторы не видят разницы между безотходной и малоотходной технологией, но настаивают на первом термине, поскольку рациональное природопользование требует не просто утилизации большей части отходов, а организации такого промышленного кругооборота веществ, который, в конечном счете, не нарушит некоторого установившегося экологического равновесия в природе. При скрупулезном учете всех факторов безотходная технология является экономически выгодной для народного хозяйства и с точки зрения себестоимости продукции, и с точки зрения эффективности капитальных вложений, то есть неверно представление о чисто альтруистическом характере безотходной технологии как необходимой лишь для будущих поколений [137].

Современное толкование термина в горном деле звучит следующим образом [86]. *Безотходная технология (в обогащении)* – совокупность технологических методов комплексной переработки минерального сырья, обеспечивающих утилизацию в экономически целесообразных пределах основной части отходов, вследствие чего не наносится экологический ущерб окружающей среде. Обогачитель-



ные и пирометаллургические процессы чаще дополняются или замещаются гидрометаллургическими для извлечения большинства ценных компонентов.

При создании безотходной технологии хвосты и шламы обогащения, кеки гидрометаллургии, шлаки, золы и т.п. необходимо рассматривать не как отходы, а содержащиеся в них ценные компоненты не как потери, а как перспективное сырье для получения ценных компонентов, в том числе и попутных, и другой ликвидной народнохозяйственной продукции. Но и сегодня концепция и само понятие безотходной технологии далеки от однозначного понимания и решения.

Впервые понятия «комплексное освоение недр», «техногенные минеральные ресурсы», «техногенные месторождения» были введены акад. Н.В. Мельниковым в начале 70-х гг. XX века. В 1982 г. акад. М.И. Агошковым была предложена классификация георесурсов, в которую, наряду с природными минеральными образованиями, вошли техногенные минеральные ресурсы, тепло недр земли и техногенные полости [9]. В 80-х гг. в совместных работах Института проблем комплексного освоения недр АН СССР и Института горного дела им. Кунаева АН Казахстана под руководством акад. К.Н. Трубецкого было введено новое понятие «ресурсовоспроизводящих геотехнологий», включающее технологии целенаправленного создания и разработки техногенных месторождений с заданными технологическими параметрами, обеспечивающие возможность их освоения, а также была сформулирована общая концепция техногенных месторождений и предложена их классификация [277]. Эти работы были продолжены учеными АН Республики Кыргызстан проф. Г.В. Секисовым и А.А. Таскаевым и под их руководством была обоснована необходимость введения новой научно-производственной категории – минеральные объекты, включающие в себя природные, природно-техногенные и техногенные минеральные объекты [241].

Концептуальная работа К.Н. Трубецкого, В.Н. Уманца, М.Б. Никитина [279] систематизировала имеющиеся к тому времени знания о техногенных месторождениях и представила классификацию техногенных месторождений, построенную с учетом иерархической значимости классификационных признаков (деление на группы, подгруппы, типы, классы, подклассы, виды). Также в этой работе были уточнены и конкретизированы основные категории и понятия, трактование которых различными исследователями производилось по-разному, для обеспечения

системного подхода к проблеме комплексного освоения техногенных месторождений. Авторами указывалось на то, что применение терминов «вторичные ресурсы», «вторичное сырье» в отношении отходов горного, обогатительного, металлургического производства некорректно, поскольку эти виды отходов производства первично никогда не использовались. Термин «техногенные минеральные ресурсы» целесообразно применять для обозначения накопленных, то есть за складированных горнопромышленных отходов, а термин «отходы» – для текущих отходов добычи, обогащения, металлургии и т.п.

В продолжение формирования единого научного подхода к техногенным месторождениям в работе [278] была предложена система комплексного освоения техногенных минеральных ресурсов. Сложная агрегативная система комплексного освоения техногенных минеральных ресурсов, охватывающая все виды работ, начиная от разведки до получения готовой продукции, была разделена на взаимосвязанные подсистемы и в каждой подсистеме была намечена совокупность основных задач, решение которых должно способствовать более эффективному функционированию системы в целом. Даже в самом начале изучения проблемы был очевиден ее междисциплинарный характер и необходимость привлечения специалистов из разных областей знаний естественных, технических, экономических наук, поскольку спектр решаемых задач при системном анализе проблемы очень широк и разнообразен.

В связи со сложным системным характером проблемы комплексного освоения техногенных минеральных ресурсов с одной стороны, а, с другой стороны, ввиду текущей геополитической, экономической ситуации в стране и ослаблением творческих связей между научными учреждениями, начиная с 90-х гг., проблема "распалась" на несколько отдельных отраслей знаний – горное право, геология, технологии, экология, экономика и стала решаться по разным направлениям разрозненно и бессистемно [278].

Вопросам теоретического обоснования комплексного использования минерального сырья и необходимости освоения ресурсов техногенного происхождения в виде горнопромышленных отходов как составной части проблемы комплексного природо- и недропользования посвящены труды отечественных ученых: М.И. Агошкова, А.Е. Ферсмана, Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, К.И. Сатпаева, К.Н.

Трубецкого, Д.Р. Каплунова, Н.Н. Чаплыгина, Ю.П. Галченко, В.И. Герасименко, М.Н. Денисова, А.Н. Дулина, Е.А. Жовтиса, А.И. Имангалиева, А.Б. Макарова, Е.И. Панфилова, А.М. Сиразутдинова, Ю.Г. Старцева, З.А. Терпогосова, В.А. Чантурия, Б.Н. Ласкорина, Л.А. Барского, П.В. Березовского, А.В. Иванова, О.С. Краснова, Л.А. Крючкова, Ф.Д. Ларичкина, Б.К. Михайлова, Н.В. Пашкевича, С.Г. Селезнева, В.В. Чайникова и др.

Научно-методический подход к геолого-технологическому изучению и оценке техногенных месторождений получил развитие в работах В.Н. Уманца [282]. Им были разработаны методические рекомендации по изучению и оценке техногенных месторождений [282].

Перспективы вовлечения в эксплуатацию техногенных георесурсов медно-колчеданных месторождений Южного Урала комбинированной геотехнологией были показаны в работах акад. К.Н. Трубецкого, член-корр. РАН Д.Р. Каплунова, проф. М.В. Рыльниковой, к.т.н. Д.Н. Радченко [197, 211]. Согласно представленной авторами классификации, техногенные георесурсы в виде бедных руд в отвалах, в закладке, в зоне обрушения, которые формировались при складировании некондиционных руд, пород вскрыши во внешние или внутрикарьерные отвалы, целенаправленно использовались в закладке или были оставлены в недрах при разработке месторождений, подлежат разработке, сепарации, отдельному складированию руд различного качественного состава.

В.А. Наумовым [172] высказана идея осознанного управления распределением концентраций золота на стадии формирования и преобразования техногенных золотоносных образований и названная им техногенным рудогенезом. Техногенный рудогенез обусловлен механической концентрацией золота, образованием агрегатов, укрупнением и диспергацией его зерен на физико-геохимических и биогеохимических барьерах. Использование на практике принципов техногенного рудогенеза обеспечивает повышение степени извлечения золота из растворов и в свободном виде.

Условия формирования техногенных золотосодержащих объектов были детально изучены В.А. Макаровым и разработана систематика техногенного золотосодержащего сырья, в основу которой положены антропогенные и природные факторы его формирования [149].

Многочисленные работы посвящены классификациям техногенных месторождений. Первые классификации появились ещё в 90-х гг. прошлого века, из которых наиболее известная и значимая, как это было показано выше, классификация техногенных месторождений К.Н. Трубецкого, В.Н. Уманца, М.Б. Никитина [277]. Известные авторские классификации техногенных месторождений В.Г. Борисовича и В.В. Чайникова [29, 307], В.В. Шелагурова [334], классификация твердых техногенных образований горнопромышленного комплекса Ю.Ф. Харитонова (ЗабНИИ, 1997) [300].

Все классификации характеризуются общими принципами построения – по генезису в важнейших отраслях промышленного производства, принадлежности к основным технологическим процессам переработки первичного сырья, времени формирования [265]. В результате постоянных расширений, детализаций существующие классификации, основанные на большом количестве признаков, становятся все более сложными, многофакторными, громоздкими, что усложняет использование их для практических целей. Но ни одна из разработанных классификаций техногенных месторождений не является на сегодняшний день общепринятой. Наиболее аргументированными, основывающимися на значительном фактическом материале крупнейших горнодобывающих узлов, признаны классификации техногенных минеральных образований Урала, Южной Сибири, Свердловской, Мурманской областей России и Республики Казахстан [263, 264, 266, 280]. Практические цели обусловили существование чисто технологических классификаций техногенных минеральных образований [262], классификации техногенных формирований при открытых горных работах И.Л. Гуменик и др. [95], группировки техногенных месторождений по сложности разведки В.Н. Уманец и А.В. Когут. В.А. Макаровым предложена классификация техногенных золотосодержащих объектов Урала и Южной Сибири. Классификация техногенных месторождений, учитывающая особенности процессов, формирующих их вещественный состав (высокотемпературные или низкотемпературные) предложена авторским коллективом работы [262].

Считается, что одна из наиболее полных классификаций техногенных минеральных образований Свердловской области разработана коллективом уральских геологов под руководством Ю.А. Боровкова [263], которая положена в

основу составления кадастра техногенных месторождений Свердловской области. Классификация учитывает значительное количество классификационных признаков и имеет практическую направленность по набору показателей.

Классификация минеральных образований по степени экологической опасности разработана А.И. Семячковым [245]. В классификации В.В. Чайникова и Е.Л. Гольдмана [308] вводится критерий воздействия минеральных отходов на здоровье человека.

Одна из последних предложенных классификаций (Кубарев М.С., Стровский В.Е., Балашенко В.В.), отличающаяся учетом расширенного перечня факторов, приведена в работе [133]. В ней отражен ряд факторов и признаков, влияющих на технические и экономические показатели освоения техногенных минеральных образований или определения других путей движения отходов, объединенных в семь групп: производственные, физико-географические, физико-технические, химические, экологические, фактор изученности техногенного минерального образования, экономические.

Главные типы техногенно-минеральных месторождений Урала, условия их формирования и размещения, технологии и методы исследования, особенности вещественного состава, основные направления использования техногенного сырья и экологическая роль техногенно-минеральных месторождений детально изучены и отражены в работах уральских ученых А.Б. Макарова, А.Г. Талалай, Б.Б. Зобнина [144, 145, 258, 263]. Авторами отмечается крайне неравномерная и в большинстве случаев низкая степень изученности техногенных минеральных объектов региона, на большей части которых пока не проводились никакие геолого-разведочные работы.

Минерально-сырьевой аспект проблемы освоения техногенных минеральных ресурсов достаточно широко освещен во многих публикациях [96, 36, 165, 35, 154, 128, 344, 56]. И, как правило, такая оценка связана с обобщением количественных (но не всегда качественных) данных по отдельным видам отходов, по отходам разных отраслей или подотраслей промышленности, по региональному признаку или на уровне конкретных предприятий. Оценивается ресурсный потенциал текущих горнопромышленных отходов и накопленных техногенных минеральных образований по черным, цветным, благородным, редким металлам, неко-

торым ценным минералам или компонентам, нерудным составляющим и т.п. Но такая систематизация данных носит скорее информативный характер, дает представление только о количествах теряемых с отходами ценных металлов и минералов и может служить априорной информацией о ресурсной ценности (или отсутствии таковой) определенных видов отходов или конкретного техногенного объекта, но не позволяет делать заключение о «технологичности» техногенного сырья, то есть возможности вовлечения его в рентабельную переработку.

В качестве самостоятельного направления исследований развиваются теоретические, методологические научно-исследовательские работы по оценке воздействия техногенных минеральных образований на окружающую среду. Результаты этих исследований для территорий горнопромышленного комплекса Урала нашли отражение в работах А.В. Хохрякова, А.И. Семячкова, М.А. Сапрыкина, В.С. Самарина, А.Я. Гаева, Ю.М. Нестеренко, В.Я. Захарова, А.П. Бутолина и других исследователей. Продолжаются исследования миграции тяжелых металлов в различных природных и техногенных условиях, заложенные ещё в работах А.П. Виноградова, В.И. Вернадского, А.И. Перельмана, форм нахождения основных загрязнителей в депонирующих средах (почвах, донных отложениях [194]), изучается влияние различных факторов (геологических, технологических и т.п.) в формировании ореолов загрязнения. Разрабатываются вопросы физико-химического моделирования формирования техногенных минеральных образований, их последующего окислительного химического выветривания в поверхностных условиях, формирования потоков рассеяния тяжелых металлов в окружающей среде, а также научно-методических аспектов оценки воздействия техногенных месторождений на природную окружающую среду [262]. Отдельные аспекты этих направлений рассмотрены Э.Ф. Емлиным [100], А.В. Хохряковым [303], А.И. Семячковым [244] и другими учеными. В работах Э.Ф. Емлина [100] представлен механизм формирования и гидрогеохимической миграции металлов в техногенных образованиях предприятий цветной металлургии, как наиболее опасных.

Поскольку достаточно трудно вычлениить последствия воздействия техногенных месторождений на окружающую среду из последствий воздействия всего горнодобывающего или перерабатывающего производства, то работы по оценке

техногенных минеральных образований как источников комплексного загрязнения окружающей среды с выделением определяющих факторов воздействия в настоящее время немногочисленны или они носят односторонний характер.

Значительная часть исследований посвящена разработке методических подходов к оценке эколого-экономической эффективности использования горнопромышленных отходов и техногенных минеральных образований [134, 120, 38, 27]. Для расчета эффективности предлагаются различные методики и показатели оценки – абсолютные, относительные, временные. Сложность эколого-экономической оценки техногенных минеральных образований состоит в том, что не все факторы влияния горнопромышленного производства на окружающую среду могут быть количественно измерены или выражены в стоимостной форме, а также в нестабильности экономических параметров (цен, тарифов, нормативов и др.). Но оценка ущерба от загрязнения окружающей среды всегда приводит к значительному расширению границ экономической целесообразности применения малоотходных и безотходных технологий.

Теоретическим вопросам рациональной переработки техногенного минерального сырья, разработки процессов, способов, технологий его комплексной и глубокой переработки посвящены труды отечественных ученых И.Н. Плаксина, О.С. Богданова, В.А. Чантурия, С.Б. Леонова, Л.А. Барского, В.Ж. Аренса, В.М. Авдохина, В.А. Бочарова, В.П. Мязина, А.Н. Зеликмана, С.И. Полькина, Э.В. Адамова, В.З. Козина, Г.В. Седельниковой, И.В. Шадруновой, Е.В. Зелинской, Л.В. Шумиловой, Ю.П. Морозова, Н.Л. Медяник, Н.Н. Ореховой и др.

Современная исходная научная позиция при решении проблемы переработки горнопромышленных отходов сформулирована в научных трудах акад. В.А. Чантурия. Она состоит в том, чтобы рассматривать отходы освоения месторождений в качестве новых ресурсов для поддержания потенциала недр, а также изменения их состояния в целях дальнейшего использования [312]. В научных трудах акад. В.А. Чантурия неоднократно указывалось на то, что техногенное сырье не может эффективно перерабатываться с помощью традиционных технологий, поскольку содержит минеральные агрегаты, которые невозможно разделить на минеральные фазы, а, следовательно, невозможно обогатить, и вследствие измененности физических и физико-химических свойств составляющих компонентов в

процессах окисления, выщелачивания, пересаживания и др. при эксплуатации месторождений и длительном хранении материала. Поэтому научные и технологические исследования по вовлечению в переработку бедного окисленного сырья техногенных месторождений связаны в основном с созданием новых нетрадиционных технологий с использованием комбинации обогатительно-гидрометаллургических приемов, включающих подготовку «упорного» материала с помощью различных энергетических воздействий, процессы обогащения, выщелачивания, сорбции [310, 311, 312, 313].

По мнению акад. В.А. Чантурия решающее значение для создания современных технологий имеет развитие теоретической базы, выбор методологии и общих приемов переработки минерального сырья техногенных месторождений на основе глубокого изучения изменения физико-химических и технологических свойств поликомпонентных систем [310, 316]. В развитии исследований по данной проблеме российская наука по мнению акад. В.А. Чантурия может занять в мировом научном сообществе лидирующее место. Это обусловлено уникальным многообразием и сырьевой ценностью техногенных месторождений России, а также значительным научным потенциалом специалистов, работающих по данному научному направлению [310]. Академиком В.А. Чантурия также сформулированы направления основных научных исследований на ближайшую перспективу в целях создания научных основ инновационных процессов комплексной и глубокой переработки труднообогатимого минерального сырья природного и техногенного происхождения [314].

Сегодня уже получены некоторые научные и практические результаты в области разработки теории и технологии переработки техногенного минерального сырья и разработаны научные основы: комбинированной обогатительно-гидрометаллургической технологии переработки хвостов обогащения медно-цинковых руд (В.А. Бочаров МИСиС; В.Е. Вигдергауз – ИПКОН РАН; В.Д. Макаров – ИХТРЭМС КНЦ РАН); пневмо-пульсационной флотации, позволяющей перерабатывать тонкодисперсное минеральное сырье (Г.Д. Краснов – ИПКОН РАН); окисления сульфидов в условиях длительного нахождения в хвостохранилищах и обоснованы оптимальные условия их флотационного извлечения (Д.В. Макаров – КНЦ РАН) [310].



В диссертационной работе И.В. Шадруновой [323] развиваются теория и практика процессов физико-химической технологии применительно к некондиционным и техногенным медьсодержащим георесурсам – бедным сульфидным, окисленным рудам, хвостам обогащения сульфидных медно-цинковых руд, медно-пиритным промпродуктам, шлакам медной плавки. Научно обоснованы и разработаны комбинированные схемы подземного выщелачивания меди из сульфидных руд и кучного выщелачивания из окисленных руд с комплексным сернокислотным растворителем, кучного выщелачивания окомкованных хвостов обогащения, чанового выщелачивания труднообогатимых промпродуктов обогащения медно-цинковых руд.

Наиболее полно изученными, теоретически и технологически проработанными на сегодняшний день можно считать вопросы извлечения благородных металлов из различных техногенных материалов. Всесторонние аспекты проблемы извлечения "техногенного" золота рассмотрены в работах Е.И. Богданова, О.В. Замятина, В.М. Авдохина, А.А. Ковалева, В.В. Кармазина, В.П. Мязина, К.В. Федотова, Е.Д. Кравцова, Б.И. Садковского, И.И. Ковлекова, А.Г. Лопатина, Ю.П. Морозова, Л.В. Шумиловой, А.Е. Воробьева, Т.В. Башлыковой и др.

В работах В.В. Кармазина, В.П. Мязина, О.И. Рыбаковой [175, 235] разрабатывались теоретические основы механизма магнитно-флокуляционной концентрации мелкого золота из песков, амальгам, техногенного минерального сырья и созданы конструкции магнитно-флокуляционных концентраторов. В диссертационной работе О.И. Рыбаковой [235] были предложены комбинированные схемы переработки отвальных продуктов с мелким и тонким золотом и новая техника (магнитно-флокуляционные концентраторы, модульная обогатительная фабрика) для максимально полного извлечения золота, в том числе в формах трудно извлекаемых по традиционным технологиям.

И.И. Ковлековым разработана модель магнитно-сегрегационного механизма концентрирования золота в магнитоструктурированной среде при движении пульпы по наклонной плоскости [121], которая позволила создать методы и аппараты магнитно-сегрегационной сепарации с управляемой избирательной способностью и улавливающей емкостью (магнитные шлюзы, магнитосегрегационные

концентраты, трубные уловители), обеспечивающие эффективность переработки техногенного золотосодержащего минерального сырья [121, 122].

Л.В. Шумиловой [338] разработаны комбинированные методы кучного и кучного выщелачивания золотосодержащего упорного сырья – пирит-арсенидной, сульфидно-углистой руд, полученных из руд продуктов обогащения, техногенного сырья (лежалые хвосты, хвосты флотации ЗИФ, забалансовая руда, лежалые огарки, техногенные россыпи гале-эфельных отвалов). Научно обоснованы физико-химическая модель и механизмы процессов двухстадийного окисления минеральной матрицы упорного золотосодержащего сырья с дифференцированными способами подготовки отдельных типов руд или техногенного сырья с учетом вещественного состава и форм нахождения золота к последующему сорбционно-му цианированию. При этом сквозное извлечение благородных металлов повышается на 15,3-28% в зависимости от вещественного состава сырья, что позволяет эффективно перерабатывать ранее нерентабельное труднообогатимое и бедное сырье, некондиционные руды, техногенное сырье.

Большой объем научно-исследовательских и опытно-промышленных работ был проведен отечественными учеными и специализированными организациями ИрГИРедмет, ЦНИГРИ, ГИНЦВЕТМЕТ, ВПО «Союззолото», ВНИИхимической технологии по разработке научных, методических, технологических, экологических основ извлечения золота из техногенных минеральных образований физико-химической геотехнологией, начиная с 70-х годов двадцатого века. Итогом является достаточно широкая промышленная апробация метода кучного выщелачивания золота в отечественной практике. Различным аспектам этой проблемы посвящено много работ, к которым в первую очередь следует отнести научные труды В.А. Чантурия, М.И. Фазлуллина, Г.В. Седельниковой, В.А. Бочарова, А.Е. Воробьева, С.С. Гудкова, В.Я. Кофмана, Г.С. Крыловой, В.В. Лодейщикова, Г.Г. Минеева, В.П. Мязина, А.В. Рашкина, Ю.И. Рубцова, Г.А. Строганова, А.П. Татарина, А.В. Фатьянова и других ученых.

Научно-технические основы адаптационных технологий кучного выщелачивания золота на основе рационального использования минерально-сырьевых, экологических и информационных ресурсов для месторождений забалансовых и окисленных руд Кызылкумского региона Узбекистана были разработаны В.А.

Толстовым [274]. Б.С. Лузиным [142] теоретически обоснованы и разработаны принципиально новые технологии электросорбционного выщелачивания золота из хвостов флотации руд и электрохимического бесцианидного выщелачивания золота из упорного сульфидного сырья.

Вопросы применения кучного бактериального выщелачивания для переработки техногенного золотосодержащего высокосульфидного сырья – хвостов флотации полиметаллических руд, лежалых хвостов флотации медно-цинковых руд – изучаются доктором техн. наук Г.В. Седельниковой [208]. Проблема скважинного подземного выщелачивания золота из техногенных россыпей рассмотрена в трудах доктора техн. наук, акад. РАЕН М.И. Фазлуллина [286].

Различные аспекты геотехнологического извлечения меди, цинка из окисленных, забалансовых, некондиционных медных и медно-цинковых руд, которые не могут быть переработаны по традиционным технологиям, всесторонне изучены Б.Д. Халезовым [299]. Созданы технологические схемы выщелачивания, усовершенствованы известные и разработаны новые способы получения металлов из растворов, освоены опытные, опытно-промышленные и промышленные участки кучного выщелачивания на меднорудных предприятиях, классифицированы критерии благоприятности применения кучного выщелачивания с учетом географо-экономических, геологических, горно-технических, инженерно-геологических, экологических, технологических факторов [299].

Новые методы и аппараты извлечения тонкодисперсных частиц цветных, благородных металлов из руд и техногенного сырья теоретически обоснованы и разработаны Ю.П. Морозовым [166]. Процесс флотоклассификации был успешно испытан на текущих хвостах обогатительной фабрики Бурибаеского ГОКа, турбулизационной центробежной сепарации – на текущих и лежалых хвостах Бурибаеского ГОКа, на хвостах шлихообогатительной установки Южно-Заозерского прииска, на золотосодержащих пиритных продуктах.

Таким образом, на сегодняшний день можно говорить о многоаспектном, многоплановом характере проблемы образования, накопления и комплексного использования минерального сырья техногенного происхождения, которая разрабатывается по нескольким направлениям научных и прикладных исследований. Имеются теоретические основания комплексного использования минерального

сырья и переработки горнопромышленных отходов в рамках концепции рационального недрородопользования, для определенных видов техногенных минеральных ресурсов разработаны теоретические основы и практические решения по их ресурсосберегающей переработке. Имеется как определенный научный задел, так и инновационные разработки, в разной степени апробированные технологии обогащения и переработки техногенного минерального сырья сложного вещественного состава.

#### **1.4 Выбор и обоснование объектов исследования**

Для развития методологических основ формирования ресурсосберегающих технологий комплексной переработки горнопромышленных отходов, установления взаимосвязей специфических особенностей структурного, минерального, фазового состава и технологических свойств с условиями разделения их в различных технологических процессах, разработки общих приемов и технологических рекомендаций по построению технологических схем переработки представляется целесообразным в качестве объектов исследования принять отходы, образовавшиеся в различных технологических процессах добычи и переработки минерального сырья, то есть различного происхождения, отличающиеся временем хранения, в различном дисперсном состоянии, минералогически и технологически сложные в переработке, но при этом ресурсно ценные и востребованные промышленностью уже сегодня, переработка которых принципиально возможна на рациональной экономической основе. Это предопределило выбор среди большого разнообразия видов горнопромышленных отходов в качестве объектов детального исследования, разработки и обоснования параметров технологий их переработки отходов добычи полезных ископаемых в виде отвальных забалансовых медных руд, отходов обогащения полезных ископаемых в виде лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики, отходов высокотемпературных металлургических процессов – тонкодисперстных доменных шламов и кусковых металлургических шлаков.

Значительный ресурсный потенциал несут в себе техногенные медьсодержащие георесурсы, связанные с добычей медных и медно-цинковых руд, в виде отвалов минерализованных пород верхних горизонтов открытых рудников и проходческих работ подземных рудников, некондиционных труднообогатимых суль-

фидных руд, забалансовых окисленных и смешанных руд. Данные техногенные минеральные образования могут пополнить истощающиеся запасы меди природных месторождений, особенно в старых, давно осваиваемых горнопромышленных районах [227]. Это относится, в первую очередь, к заскладированным в отвалах окисленным и смешанным рудам зон окисления меднорудных месторождений, которые по содержанию меди во многих случаях могут быть отнесены к балансовым, но являются технологически сложными в переработке ввиду особенностей рудной минерализации.

Рассматривая такие объекты, прежде всего, как минерально-сырьевую базу кучного и подземного выщелачивания, Б. Д. Халезовым с коллегами была проведена систематизация данных по отвалам медных месторождений Урала и Казахстана. Приводимые ими данные только по некоторым изученным месторождениям России и Казахстана [299] демонстрируют миллиардные объемы заскладированных руд – около 2,5 млрд т медьсодержащих руд в недрах и отвалах с запасами меди и цинка свыше 30 млн т.

Отношение к отвалам добычи медных руд как к бедному, некондиционному сырью предопределило использование наиболее дешевых геотехнологических методов отвального и кучного выщелачивания или просто оставление их в заскладированном состоянии, без вовлечения в отработку. Эксплуатация опытных и опытно-промышленных участков кучного и подземного выщелачивания на некоторых (Блявинском, Коунрадском, Кальмакырском, Волковском и Николаевском) рудниках в 70-х годах прошлого века подтвердила эффективность выщелачивания при окупаемости капитальных вложений не более 5-7,5 лет [299]. Во всех рассмотренных случаях пригодности отвалов месторождений медных и медноцинковых руд для кучного выщелачивания и работы опытных участков использовались серноокислотные схемы (концентрация кислоты 0,5-50 г/дм<sup>3</sup>, количество выщелачиваемых растворов 30-60 дм<sup>3</sup>/т) как наиболее отработанные и широко применяющиеся в мировой практике.

Можно говорить о сложившейся мировой практике производства металлической меди из низкосортного сырья гидрометаллургическими методами в виде отвального выщелачивания старогодних отвалов на месте их залегания и кучного выщелачивания вновь сформированных штабелей на специально подготовленных

основаниях [105, 217, 281, 377, 358, 364, 372, 380]. Опыт переработки бедных отвальных и забалансовых руд физико-химической геотехнологией и растущее из года в год количество меди, полученной способом «кучное выщелачивание-экстракция-электролиз» (технология L-SX-EW), свидетельствуют о технической состоятельности и экономической целесообразности данной технологии [377].

Несмотря на наличие обширной сырьевой базы меди в виде заскладированных в отвалах забалансовых и труднообогатимых руд, полученных в целом положительных результатов эксплуатации опытных и опытно-промышленных участков кучного выщелачивания на некоторых уральских рудниках, со значительно меньшими капитальными и эксплуатационными затратами по сравнению с традиционными технологиями «добыча-обогащение-плавка-рафинирование», геотехнологическая переработка методом кучного выщелачивания распространения в России пока не получила. В России производство меди по гидрометаллургической технологии методом подземного выщелачивания осуществляется только на Гумешевском месторождении предприятием АО «Уралгидромедь». Техногенная минерально-сырьевая база меди в Республике Казахстан значительна, поэтому в последние годы проведены активные работы по исследованию и разработке гидрометаллургических технологий извлечения меди с применением методов выщелачивания, экстракции – электролиза из окисленных и смешанных медных руд на ряде месторождений [254]. Реализуются крупные проекты выщелачивания отвалов окисленных руд Коунрадского рудника, окисленных руд Актогай, Бозшаколь, введены в эксплуатацию гидрометаллургический завод по переработке смешанных медных руд месторождения Бенкала производительностью 7 тыс. т по катодной меди в год, экстракционный завод на месторождении Аяк-Коджан производительностью 2,5 тыс. т катодной меди в год [135, 254].

Для эффективного освоения отходов добычи медных руд необходимо на основе общего методологического подхода и разрабатываемого алгоритма формирования технологий переработки техногенного металлсодержащего сырья провести детальное изучение особенностей вещественного состава и технологических свойств окисленных руд, заскладированных в отвалах, установить закономерности разделения рудных минералов в различных технологических процессах, и разработать технологию ресурсосберегающей, экологически безопасной перера-

ботки отвалов. В качестве объекта в диссертационном исследовании был принят отвал забалансовых медных руд разработки месторождения Таскора в Республике Казахстан.

Среди отходов обогащительного производства наиболее ценными, востребованными, перспективными и подготовленными для вовлечения в повторную переработку являются техногенные золотосодержащие объекты, о чем свидетельствует тот факт, что среди учтенных Государственным балансом (ГКЗ) запасов техногенного генезиса преобладают золотосодержащие техногенные объекты – свыше 100 [36]. Запасы золота в техногенных минеральных образованиях считаются важнейшим его резервом в общем балансе российской золотодобычи. Общий ресурс золота в отвальных комплексах России оценивается Б. И. Бевольским с соавторами [22] в 5 тыс. т, что составляет примерно половину всего добытого из россыпей металла. По оценкам И. И. Ковлекова запасы золота в техногенных отвалах России составляют не менее 18 % от запасов россыпного золота [122]. По данным Государственного доклада «О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2015 году» [90] только отвалы перемытых песков, образованные в результате разработки россыпных месторождений Магаданской области, составляют 1,5 млрд м<sup>3</sup> и по оценкам содержат около 500 т золота. В техногенных образованиях Читинской области по данным паспортизации содержится более 150 т золота [300]. Большинство техногенных месторождений золота со временем не только не утрачивают своей потенциальной ценности, а, напротив, становятся все более ценными и востребованными объектами повторной переработки в связи с объективными тенденциями сокращения легкодоступных запасов золота в коренных рудах и россыпях; снижения промышленных кондиций и одновременно появления новых технологий и оборудования в золотодобыче.

О том, что отходы золотодобычи первыми стали оцениваться именно как техногенные месторождения, говорит и принятое в Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых (золоторудных) деление месторождений золота по условиям их образования на эндогенные, экзогенные, метаморфизованные и техногенные [158]. И отнесение к техногенным месторождениям золота лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик (ЗИФ), а также спецотвалов забалансовых руд, хвостов и шламов процесса обога-

щения руд, побочных продуктов переработки золотосодержащих концентратов (огарки, кеки, золы) [158].

Среди наиболее крупных техногенных объектов золотодобычи можно отметить хвостохранилище Балейской ЗИФ в Читинской области (количество золота в лежалых хвостах достигает 37 т при содержании 0,9 г/т), хвосты ЗИФ Рудника им. А. Матросова в Магаданской области (количество золота 4,9 т, среднее содержание 1,66 г/т) [122]. В хвостохранилищах предприятий золотодобывающей отрасли в Читинской области учтено 54,3 млн т хвостов гравитационно-флотационного обогащения (содержание золота от 0,35 до 1,79 г/т) с запасами золота около 40 т [300]. Весьма перспективным источником получения золота считаются хвосты перколяции золотоизвлекательных фабрик, в которых может находиться свободное самородное золото [169], огарки сернокислотного производства (в огарках Приаргунского ППГХО содержание золота 3,25 г/т при объеме огарков 17 млн т) [300].

Среди техногенных минеральных образований золота наиболее изучены закономерности формирования и отработки техногенных россыпей [122, 165], поскольку длительное время в России основное производство золота велось из россыпных месторождений. Относительно хранилищ хвостов переработки коренных золотых руд, золотосодержащих руд цветных, черных металлов такие исследования имеются в меньшем количестве [147, 150, 217, 286, 283] и практики промышленной отработки хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик в нашей стране на сегодняшний день нет. Ряд техногенных объектов золотодобычи может быть вовлечен в повторную разработку без привлечения значительных инвестиций. На Урале это в первую очередь относится к старогодним хвостохранилищам Миндякской, Тубинской и Семеновской ЗИФ, которые представляют интерес как по объемам сырья и запасам в них золота, так и по условиям расположения [329].

Закономерности формирования хвостохранилищ ЗИФ и концентрирования золота в них, преобразования минерального состава хвостов и технологических свойств техногенного золота сложны, недостаточно изучены, имеют свою специфику в силу влияния большого количества природных и антропогенных факторов. Это приводит к определенным трудностям при обогащении золотосодержащих хвостов традиционными гравитационными, флотационными методами, прямым



цианированием. Для развития технологических процессов освоения запасов техногенных минеральных образований хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик необходимо изучить закономерности накопления, перераспределения, концентрирования мелкого и тонкого золота в хвостохранилищах, преобразования технологических свойств золота, минерального состава хвостов в хвостохранилищах, адаптировать существующие технологические процессы и аппараты к свойствам техногенного сырья и разработать технологии наиболее полного, комплексного, экологически щадящего освоения запасов хвостохранилищ ЗИФ. Это предопределило выбор в качестве объекта исследования законсервированного хвостохранилища Семеновской ЗИФ в Республике Башкортостан.

При металлургической переработке продуктов обогатительного передела на предприятиях черной металлургии в больших объемах образуются тонкодисперсные отходы в виде пылей и шламов газоочистных сооружений основных технологических агрегатов металлургического производства, а также крупнокусковые отходы – доменные, мартеновские, конвертерные, электросталеплавильные шлаки. В производстве чугуна на 1 т образуется 33-36 кг пыли колошниковой, 25,4-28,3 кг шлама газоочисток доменных печей, 11,5-13,9 кг шлама подбункерных помещений, 270 кг шлака; в производстве агломерата – 30,5-31,5 кг шлама аглофабрик на 1 т агломерата [193].

Тонкодисперсные отходы – пыль, шламы, прокатная окалина и другие побочные продукты металлургических процессов – характеризуются высоким содержанием железа (от 45 до 72%) и большей частью утилизируются на агломерационных фабриках как компоненты шихты, что позволяет значительно экономить шихтовые материалы [61, 385]. Однако, если колошниковая пыль, окалина, сварочный шлак, отсеvy агломерата и окатышей используются практически полностью, то коэффициент использования шламов на отечественных предприятиях черной металлургии является невысоким: 79% агломерационных, 46,5% окалины мелкой, 31,6% конвертерных, 42,5% доменных, 20% мартеновских [193]. Не вовлеченными в переработку остаются продукты, содержащие такие вредные примеси как цинк, свинец, медь, кадмий, мышьяк, фосфор, хлор, щелочные металлы, масла. При этом текущий выход железосодержащих шламов и пылей на основных металлургических предприятиях отрасли оценивается в 15-20 млн т в год [193].

Наибольшей трудоемкостью отличается обратное использование пылей и шламов с высоким содержанием цинка, поскольку при использовании в агломерационной шихте они становятся основными поставщиками цинка в доменные печи и прогрессирующему накоплению цинка в цикле «агломерация-доменная плавка» [223]. В доменных шлаках может содержаться 1,7-5,8% цинка, а на некоторых заводах достигает 20% [193]. Негативные проявления присутствия цинка, связанные с использованием агломерата с повышенным содержанием цинка, наблюдаются уже в доменных печах и связаны они с образованием цинкитных настывей на стенках различных участков печи и газоходов и искажением профиля доменной печи, отложением цинка в огнеупорной кладке и ее разрушением, образованием железистых шлаков, повышением содержания цинка в чугунах, увеличением расхода кокса на прямое восстановление железа и цинка и в целом с ухудшением технико-экономических показателей доменной плавки [223, 215, 98, 370]. Поэтому многие металлургические компании вынуждены сокращать использование собственных текущих мелкодисперсных железозинксодержащих отходов или полностью выводить их из оборотного цикла [223], что приводит к направлению их на складирование в отвалы, шламонакопители или на захоронение и, соответственно, не только к потере значительных ресурсов железа и цинка, но и к возрастанию затрат предприятия на создание экологически приемлемых условий хранения таких отходов, поскольку наличие тяжелых металлов относит их к категории опасных [340, 370, 371]. При этом увеличиваются территории, занятые под шламонакопители, возрастает техногенная нагрузка и в целом ухудшается экологическая обстановка в районах размещения крупных металлургических гигантов при хранении тонкодисперсных отходов в отвалах и шламонакопителях и при миграции тяжелых металлов, щелочных элементов в почвах [77, 350].

В промышленных масштабах в некоторых странах мира реализуются технологии утилизации пыли и шламов в составе брикетов с холодным связыванием [385]; производства металлизированных окатышей из шламов и пыли аглодоменного и сталеплавильного производств с отгонкой цинка из исходной шихты и последующим улавливанием его в виде оксида либо металлического цинка. Наиболее известные технологии: СЛ-РН фирмы «Лурги-Гезельшафт фюр хеми унд хюттенвезен» (Германия) [1, 48], «Кавасаки» фирмы «Кавасаки Сэйтецу» (Япония) [48,

111, 28], фирмы «Сумитомо киндзоку» (Япония) [187], комплексной утилизации железосодержащих отходов (Россия) [228]. В последние годы разработаны новые способы извлечения цинка и других цветных металлов из дисперсных отходов металлургического производства [46, 350, 385, 387]: процесс обесцинкования путем электроплавки окатышей, полученных из пыли, в дуговой электропечи; обесцинкование с использованием плазмы (процессы фирмы «Тетроникс», фирмы «Дэви Мак-Ки», в плазменных печах ДСПТ, Россия [210]); процессы жидкофазного восстановления (процессы Ромелт (Россия, 1979), Hismelt (Германия, 1984), DIOS (Япония, 1988), AusIron (Австрия, 1994)); переработка пыли в подовых вращающихся печах (процессы Инметко (Интернейшенл металз рекламейшен ко.), Fastmet, Fastmelt, Itmk3 (Midrex direct reduction corporation, США и Kobe Steel, Япония [101]), процессы с использованием физического тепла жидких сталеплавильных шлаков [101] и др.

Разработаны гидрометаллургические способы выщелачивания примесей цветных металлов из пылей и шламов металлургических производств в различных средах: осаждение примесей цветных металлов из пылей в виде нерастворимых соединений в щелочной среде; реагентной переработки сталеплавильных пылей в водных растворах неорганических кислот (серной, соляной, азотной) [127, 337], солей ( $\text{NH}_4\text{Cl}$ ) (процесс EZINEX фирмы Engitec Technologies S.p.A, Италия) [371]; двухэтапного экстрагирования свинца и цинка раствором уксусной кислоты и воды [368].

Проведенная систематизация данных по способам обесцинкования шламов (табл. 1.7) показала, что из разработанных способов переработки некондиционных железосодержащих пылей и шламов наибольшее распространение в мировой практике получили пирометаллургические.

Таблица 1.7 – Способы переработки железоцинксодержащих пылей и шламов

Способы	Схема технологического процесса	Особенности и преимущества
<b>Гравитационный</b> Классификация в гидроциклоне	Отделение частиц, содержащих свинец и цинк, – изготовление миниокатышей – спекание на агломашине	Продукт после удаления 60-80% цинка применяется как компонент аглошихты.
<b>Гидрометаллургический</b> Процесс EZINEX	Выщелачивание пыли раствором $\text{NH}_4\text{Cl}$ – осаждение меди, свинца, кадмия на цинковую пыль –	Продуктами являются высококачественные цинк и свинец. Высокие эксплуатационные затраты, сложность

	электролиз раствора для получения цинка	технологии, тяжелые условия труда, загрязнение окружающей среды.
<b>Пирометаллургические</b>		
Вельц-процесс	Обезвоживание – смешивание – окомкование – восстановление во вращающейся трубчатой печи	Вельц-оксид содержит 50-60% цинка с примесями свинца, кадмия и др. Большой расход топлива, загрязнение цинкового концентрата оксидами железа, перерабатываемые отходы должны содержать не менее 4% цинка.
Получение окатышей: миниокатышей	Обезвоживание – смешивание – окомкование – спекание на агломашине	Использование миниокатышей предотвращает снижение газопроницаемости шихты при производстве агломерата
хлорированных неофлюсованных	Окислительный обжиг исходного материала – смешивание – окомкование – обжиг	Возможность использования пыли разного происхождения. Высокая степень очистки от цинка и других примесей.
металлизированных	Обезвоживание – смешивание – окомкование – восстановительный обжиг – доменная или электросталеплавильная печь	Высокая степень очистки от цинка, свинца, соединений щелочных металлов. Создание бескоксовой металлургии.
безобжиговых	Обезвоживание – смешивание со связующим – окомкование – сушка – доменная печь или конвертер	Низкие капитальные затраты из-за отсутствия обжигового оборудования.
<b>Процессы жидкофазного восстановления</b>	Восстановление элементов за счет расплавления отходов на жидкой ванне	Уловленная цинксодержащая пыль имеет много примесей, что значительно снижает её стоимость.

Технологические показатели обесцинкования, достигаемые в большинстве пирометаллургических процессах, достаточно высоки, но их внедрение требует сооружения специальных дорогостоящих установок и значительных расходов электроэнергии, эти способы отличаются сравнительной сложностью, большой длительностью, образованием значительных количеств токсичных газов или растворов и возможностью загрязнения окружающей среды [59, 84, 189, 371, 385].

Гравитационные способы обесцинкования шламов, обладая небольшими капитальными затратами, характеризуется невысоким извлечением железа (40 – 80%), позволяют извлекать цинк преимущественно в виде оксида цинка – цинкита и мало эффективны при переработке шламов, содержащих цинк в ферритной

форме, поэтому распространения не получили [284]. Переработка пылей и шламов металлургических производств гидromеталлургическими методами также не получила широкого применения в промышленном масштабе по причинам высоких эксплуатационных затрат, многостадийности технологических схем получения пригодных для дальнейшего промышленного использования продуктов выщелачивания, загрязнения окружающей среды, тяжелых условий труда [370]. Кроме того, феррит цинка достаточно стабилен и нерастворим в большинстве кислотных и щелочных растворителей [370].

Для обесцинкования железоцинксодержащих шламов и пылей с одновременным выделением примесей цветных металлов в продукт, пригодный для дальнейшего использования на предприятиях цветной металлургии, могут быть использованы традиционные обогатительные процессы при условии адаптации их к переработке побочных тонкодисперсных продуктов металлургического производства. Необходимо изучить состав шламов металлургического производства, минеральные формы нахождения в них вредных примесей, исследовать закономерности разделения железо- и цинксодержащих компонентов шламов в различных обогатительных процессах и разработать технологические решения по комплексной переработке железоцинксодержащих шламов. Для этого в качестве объекта исследования были приняты шламы, образующиеся в системах мокрой газоочистки доменных печей Магнитогорского металлургического комбината, как наиболее ценные и востребованные вторичные продукты для использования их в рамках производственного рециклинга металлургического предприятия.

Анализ деятельности в сфере утилизации отходов производства свидетельствует, что из всего количества образующихся отходов горно-металлургического комплекса наибольший объем переработки приходится на вскрышные и вмещающие породы горнорудных предприятий и на наиболее крупнотоннажные отходы металлургического производства – шлаки. Переработка шлаковых отходов, призванная решать природоохранные задачи оздоровления экологической обстановки в районах действующих металлургических производств и одновременно получать разнообразную, востребованную в различных отраслях продукцию, является трендом современного этапа черной металлургии [216, 136, 348, 373, 354]. Наибольший объем утилизации приходится на шлаки черной металлургии. Постоянно

модернизируются существующие и вводятся в эксплуатацию новые дробильно-сортировочные установки, производительность которых в среднем составляет 1,5-2,5 млн т в год [327].

Технология переработки шлаков черной металлургии в большинстве случаев стандартна и включает процессы предварительной разборки и сортировки, дробления, стадийного выделения из шлаков железосодержащих включений магнитной сепарацией, фракционирования по крупности с получением широкого диапазона фракций металлической и шлаковой продукции. Извлеченная из шлаков металлсодержащая продукция отличается по массовой доле железа, фракционному составу и используется в качестве шихтового материала при производстве чугуна и стали [191, 186, 116]. Востребованным является и весь фракционный ассортимент немагнитных продуктов, которые реализуются в качестве строительного щебня, шлакового щебня для производства шлакопортландцемента, песка и щебеночно-песчаных смесей для дорожного строительства, рекультивационного материала карьеров [232].

Показатели разделения шлаков черной металлургии во многом определяются вскрытием металловключений, освобождением корольков железа от шлаковых фаз, раскрытием железосодержащих фаз на стадии их дробления. Применение в технологических линиях шлакопереработки только крупного (иногда среднего) дробления, а во многих случаях и отсутствие процессов дробления шлаков, невысокая в целом эффективность извлечения металла на барабанных и ленточных сепараторах не позволяют получать высокое качество магнитных продуктов [55, 110, 318]. На шлакоперерабатывающих установках Магнитогорского металлургического комбината выход магнитных продуктов всех фракций составляет порядка 10-11% от исходных шлаков. Средняя массовая доля железа в получаемых магнитных продуктах находится на уровне 53-55%, а полнота извлечения железа не превышает 35-37% [53, 320]. Особенно низка эффективность переработки шлаков крупностью 10-0 мм, количество которых в сталеплавильных шлаках ММК может достигать 50-55 % [318].

Промышленная переработка медных шлаков ведется на некоторых фабриках Уральского региона по схемам и режимам, применяющимся для переработки сульфидных медных руд [40]. Проводятся работы по адаптации параметров существующего на фабриках процесса к технологическим особенностям флотации

медного шлака с целью максимально возможного извлечения меди и сопутствующих металлов в концентрат или промпродукт. При этом основное внимание уделяется режимам флотации шлаков в условиях замкнутого водооборота обогатительной фабрики [42, 293, 328, 271], подбору дополнительного собирателя для повышение извлечения меди и драгоценных металлов [40, 238, 353].

Применяемые сегодня схемы дробления, сортировки, магнитной сепарации, флотации шлаков не всегда обеспечивают получение достаточно высоких технологических показателей по извлечению металлов, поскольку шлаки до настоящего времени являются малоизученным сырьем с точки зрения его глубокой переработки с использованием обогатительных процессов [47, 116, 232]. Необходима разработка новых технических и технологических решений по селективной дезинтеграции шлаков, их глубокому обогащению и адаптации существующих схем и режимов переработки к особенностям вещественного состава, технологических свойств, условиям образования шлаков черной и цветной металлургии для повышения эффективности и рентабельности утилизации этого ценного техногенного металлосодержащего сырья. Это предопределило выбор в качестве объектов исследования сталеплавильных шлаков Магнитогорского металлургического комбината, медных шлаков «Карабашмедь», ванадиевого шлака Нижнетагильского металлургического комбината, и нескольких фракций некондиционных металлоконцентратов, полученных при переработке доменных и мартеновских шлаков АО «Уральская Сталь».

Таким образом, выбор объектов диссертационного исследования был продиктован ресурсной ценностью их как источников получения черных, цветных, благородных металлов, значительными запасами на многих горно-обогатительных и металлургических предприятиях, и особенно в Уральском регионе, существенными различиями вещественного состава и свойств отходов, образовавшихся в разных технологических процессах, но при этом в определенной степени «типичностью» их свойств для отходов одной подотрасли и одного «генезиса», отсутствием на сегодняшний день удовлетворительных технологических решений по их глубокой и комплексной переработке.

### 1.5 Цель, задачи и методы исследования

Анализ современного состояния образования, накопления, утилизации, размещения отходов производства свидетельствует о неудовлетворительном в целом решении проблемы обращения с отходами производства в стране. Высокая отходоёмкость производства, отсутствие должного контроля со стороны государства за обращением отходов, отсутствие на предприятиях широкой практики переработки собственных отходов и как таковой отдельной отрасли промышленности по утилизации отходов, отсутствие механизмов экономического стимулирования деятельности по обращению с отходами производства привели к накоплению на поверхности земли десятков миллиардов тонн отходов прошлой хозяйственной деятельности.

Отходы добычи и переработки минерального сырья, на которые приходится основной объем образующихся и накопленных отходов производства, ввиду уникального минерального многообразия и сырьевой ценности, должны быть вовлечены в ресурсосберегающую экологически ориентированную переработку для одновременного решения задач ресурсосбережения, пополнения истощающейся минерально-сырьевой базы страны по многим видам полезных ископаемых, расширения номенклатуры выпускаемой минеральной продукции, снижения техногенной нагрузки на окружающую среду, оздоровления экологической ситуации в регионах присутствия.

Несмотря на то, что освоение значительного ресурсного потенциала минерального сырья техногенного происхождения могло бы стать самостоятельным направлением в горнодобывающей отрасли, и на некоторую сложившуюся практику переработки отдельных видов горнопромышленных отходов на территории страны и имеющиеся положительные примеры реализованных проектов переработки техногенного сырья на отдельных предприятиях, в целом они носят единичный характер и системного подхода в обращении с горнопромышленными отходами в российской практике пока нет.

Анализ основных направлений развития технологических процессов разделения минерального сырья техногенного происхождения показал, что разрабатываются новые и совершенствуются ранее известные процессы в зависимости от ресурсной ценности и приоритетного направления использования отходов. Но понимание того, что техногенное металлосодержащее сырье всегда является трудно-



обогатимым, минералогически и технологически сложным в переработке, привело к тому, что разрабатываемые технологии нацелены на обеспечение оптимального соотношения степеней передела на каждой стадии технологической схемы, на рациональное сочетание нескольких механических или механических и химико-металлургических процессов переработки, на устойчивость технологических схем к изменению качественных характеристик перерабатываемого сырья и т.п. Но при большом количестве технических и технологических разработок по переработке различных видов техногенного сырья многие из них существуют на уровне патентов, опытных образцов или полезных моделей, результатов лабораторных, опытно-промышленных или полупромышленных испытаний, разобщены по отдельным научно-исследовательским, проектным, производственным организациям, и внедрение их в практику происходит крайне медленно. Отсутствует единый системный подход к отходам как к объектам обогащения на основе разделительных признаков и нет четких алгоритмов выбора технологических схем переработки техногенного сырья.

На сегодняшний день разработаны теоретические основания комплексного использования минерального сырья и утилизации отходов добычи и переработки минерального сырья в рамках концепции рационального недропользования, получены некоторые научные и практические результаты по ресурсосберегающей переработке отдельных видов техногенного минерального сырья, но проблема обращения с минеральными отходами остается сложной, многоплановой и далека от решения. В рамках дальнейшего развития научно-методологических основ рационального природопользования и комплексного использования сырья техногенных месторождений необходимо эволюционирование системного подхода при выборе технологических решений, приемов и методов переработки горнопромышленных отходов и адаптации их к специфическим технологическим свойствам, и создание для этого методологии формирования ресурсосберегающих технологий комплексной и глубокой переработки техногенного металлсодержащего сырья.

Наиболее обоснованным представляется построение технологических схем переработки труднообогатимого минерального сырья техногенного происхождения на основе комбинирования нескольких механических или механических и химических методов разделения в соответствии с наиболее контрастными разделительными признаками и в максимальной степени адаптированных к выявлен-

ным специфическим особенностям вещественного состава и технологических свойств. При этом технологии должны иметь как универсальные технологические решения, так и уникальные составляющие, присущие только этому сырью, особенностям его состава и свойств.

Для разработки и обоснования параметров комбинированных технологий переработки горнопромышленных отходов в соответствии с разрабатываемым в данном диссертационном исследовании общим методологическим подходом в качестве объектов исследования были приняты отходы, образовавшиеся в различных технологических процессах добычи и переработки минерального сырья, то есть различного происхождения, отличающиеся пространственно-временными условиями хранения, в различном дисперсном состоянии, минералогически и технологически сложные в переработке, но при этом ресурсно ценные и востребованные промышленностью уже сегодня, переработка которых принципиально технологически обеспечена и экономически приемлема. Такими **объектами исследований** послужили забалансовые смешанные медные руды из отвала, лежащие хвосты золотоизвлекательной фабрики, железоцинксодержащие доменные шламы, шлаки черной металлургии.

**Цель работы** – развитие научно-методологических основ создания ресурсосберегающих, экологически ориентированных технологий переработки горнопромышленных отходов для повышения полноты и комплексности использования запасов техногенного минерального сырья.

**Идея работы:** при разработке и обосновании параметров технологических схем комплексной переработки горнопромышленных отходов их специфические минеральный состав и технологические свойства, формирующиеся под влиянием природных и техногенных факторов, выступают критериями выбора способа селективной дезинтеграции и комбинации процессов извлечения ценных компонентов..

**Задачи исследований:**

- анализ и обобщение опыта, определение перспектив развития технологических процессов переработки горнопромышленных отходов;
- оценка факторов, влияющих на формирование вещественного состава и технологические свойства горнопромышленных отходов, определяющих структуризацию отходов по степени измененности их вещественного состава и контраст-

ности технологических свойств для прогнозной оценки обогатимости и априорного выбора методов переработки;

- изучение вещественного состава и технологических свойств отходов добычи и переработки минерального сырья, определяющих его обогатимость, выбор методов разделения и построение технологической схемы переработки;

- разработка на основе междисциплинарных методологических принципов и подходов универсальной модели исследования, применение которой определяет теоретические основания создания ресурсосберегающих, экологически ориентированных технологий переработки горнопромышленных отходов;

- разработка и обоснование параметров ресурсосберегающих экологически ориентированных комбинированных технологий комплексной и глубокой переработки техногенного минерального сырья;

- выявление закономерностей формирования фазового состава, структуры, физико-механических свойств техногенного сырья и характера раскрытия техногенных фаз в процессах разрушения; обоснование способа селективной дезинтеграции структурно неоднородного техногенного сырья и принципов построения схемы рудоподготовки;

- разработка технологических рекомендаций по вовлечению в рентабельную эксплуатацию горнопромышленных отходов и оценка их экономической эффективности.

**Методологические основания и методы исследования.** Ведущим методологическим основанием исследования является структурно-генетический подход, выбор которого обусловлен необходимостью конструирования теоретической модели корреляции многообразия свойств минерального сырья и техногенных минеральных ресурсов с применением расчетно-химических методов и метода технологического моделирования схем обогащения. Решение научных задач исследования заключено в выработке алгоритма адаптации традиционных и вновь разрабатываемых технологий к свойствам техногенного минерального сырья.

Научный уровень методологии исследования характеризуется как аналитико-синтетический в общей логике использования методов анализа, аналогии, моделирования, натуральных испытаний, синтеза и формализации. Ведущим методом выбран метод декомпозиции, как единство анализа и синтеза, в рамках которого проведены анализ и систематизация материалов по теории и практике комплекс-

ного использования минерального сырья и переработке техногенных ресурсов, прослежено изменение функциональных элементов имеющихся технологий; выявлены резервы существующих технологий и спрогнозированы потенциалы вновь создаваемых. Минералогические критерии обогатимости объектов исследования выявлены на основе количественной оценки их вещественного состава и технологических свойств комплексом современных минералого-аналитических методов: химического анализа, атомно-эмиссионного спектрального анализа на спектрометре ISP-OES Agilent 725, рентгеноспектрального микроанализа с электронным зондом на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8100 фирмы Jeol Ltd., рентгеноструктурного анализа на рентгеновском дифрактометре D2 PHASER BRUKER с линейным детектором LynxEye, растровой электронной микроскопии на сканирующем электронном микроскопе JEOL JSM –6460 LV, оптико-микроскопического анализа на анализаторе Минерал-С7 с управляющей программой «SIAMS Photolab, определения микротвердости на микротвердомере Buehler Micromet 5103 Buehler, а также технологического тестирования путем магнитной сепарации, гравитации, флотации, выщелачивания, сорбции с применением аттестованных методик. Математическая обработка результатов и их технико-экономическая оценка выполнялись с применением программ Matlab, Microsoft Excel, STATISTICA.

## **Глава 2 Развитие научно-методологических основ создания ресурсосберегающих технологий комплексной переработки горнопромышленных отходов**

### **2.1 Формирование новой парадигмы экологически ориентированных ресурсосберегающих технологий переработки горнопромышленных отходов**

В условиях ограниченности практически всех видов природных ресурсов и существенного истощения минерально-сырьевой базы общепризнанным является рассмотрение отходов добычи и переработки минерального сырья, долгое время складываемых и хранящихся, а также текущих и постоянно пополняемых, в качестве потенциальных минеральных ресурсов техногенного происхождения, способных в ближайшей перспективе в некоторой степени возместить дефицит первичного сырья и пополнить минерально-сырьевую базу по черным, цветным, благородным, редким металлам и другим попутным продуктам, как это было показано в главе 1. Это побуждает к разработке и практическому внедрению инновационных ресурсосберегающих технологий, позволяющих вовлекать техногенное сырье в переработку с высокими качественными и количественными показателями. При этом, как было показано выше, системный подход к оценке, глубокому изучению взаимосвязи состава, структуры, "генетических" особенностей минерального вещества техногенного происхождения с его технологическими свойствами, к выявлению закономерностей и обоснованию параметров разделения минералов на основе различия их свойств пока не выработан. В срезе этого наиболее актуальным представляется развитие методологических основ создания ресурсосберегающих технологий переработки техногенного минерального сырья.

Сегодня основным законом, определяющим правовые основы обращения с отходами производства и потребления на территории Российской Федерации, является Федеральный закон №89 «Об отходах производства и потребления» [290]. Этот закон дает определение *отходов производства и потребления* как веществ или предметов, которые образованы в процессе производства, выполнения работ, оказания услуг или в процессе потребления, которые удаляются, предназначены для удаления или подлежат удалению в соответствии с Федеральным законом, а *обращение с отходами* – как деятельности по сбору, накоплению, транспортированию, обработке, утилизации, обезвреживанию, размещению отходов.

Но такое определение в отношении отходов добычи и переработки минерального сырья, на наш взгляд, не закрепляет за ними статуса минерального ресурса, минерального товара или полноценного сырья для вторичного использования. Это требует выработки на основе междисциплинарных методологических принципов и подходов системы специальных научных методов, применение которых позволит определить универсальную модель исследования и выделить основные теоретические основания создания ресурсосберегающих экологически ориентированных технологий переработки минеральных отходов в повышении эффективности их использования в производстве.

Отходы в логике взаимодействия природной и социально-экономической подсистем – это нарушение метаболизма, то есть та часть изъятых природных ресурсов, которая «не нашла своего потребителя». Но это именно временно не используемые продукты (материальные потоки), подлежащие складированию, учету, сохранению для последующего включения их в производственные циклы. Безусловно, качественная составляющая отходов не позволяет, в большинстве случаев, непосредственно запускать их в процесс производства. Однако в производстве, в отличие от естественного потребления в среде, есть возможность превращения отходов в предметы потребления, но уже иными способами, чем само производство [339]. Это качественно меняет подход к наличию отходов промышленного производства в среде. Они постепенно утрачивают статус разрушительных и одновременно косных агентов среды и начинают рассматриваться как товар или как полноценное сырье. Следовательно, необходимость разработки экологически ориентированных технологий детерминируется не просто потребностями восстановления среды или восполнения ресурсных запасов, но и внутренними процессами развития самого производства, которое эти отходы продуцирует.

Немаловажен и социально-аксиологический аспект проблемы комплексной переработки отходов. Отходы, образующиеся в процессе или по завершении определенной деятельности человека как «непланируемая» продукция, как некий прерыв естественного непрерывного процесса круговорота веществ, являются результатом нерационального использования ресурсов и одновременно деструктивно трансформируют естественную природную среду [339]. В настоящее время природная среда во взаимодействии основных четырех сфер: атмосферы, гидро-

сферы, литосферы и биосферы не демаркирована от культурной (искусственно создаваемой) среды. Прежде всего, такой симбиоз сказывается на объективных закономерностях саморегулирования и самовосстановления природной среды. В принципе обратной связи измененная форма закономерности способна менять характер целостности функционирования природных ресурсов. Следовательно, прежнее рассмотрение наличия отходов в среде только как фактора, провоцирующего исключительно деградацию качества природы, в настоящее время не может рассматриваться как универсальное теоретическое основание их исследования. Логика воссоздания естественных циклов природного ресурсного равновесия требует включения многотоннажных отходов добычи и переработки минерального сырья в статусе их техногенных минеральных ресурсов в высокоэффективную, ресурсосберегающую, экологически ориентированную переработку [65, 339].

Отходы добычи и переработке минерального сырья или минеральные отходы следует позиционировать не как побочные, бесполезные, нежелательные остатки сырья, материалов, порождаемые производством и потреблением, не как разрушительные и одновременно косные агенты социальной среды, а как природный элемент, свойства которого образуют результат опредмеченного труда. В этом аспекте минеральный отход есть одновременно и результат переработки природного ресурса, и вновь образованное природное исходное сырье.

Отходы, оставаясь неотъемлемой частью социализированной среды, способны трансформировать собственную структуру элементов, что в свою очередь качественно меняет их химический состав и свойства, а подвижность этих свойств способна порождать новые физические закономерности в среде. Следовательно, в научных исследованиях практических технологий переработки техногенного минерального сырья с необходимостью следует просчитывать степень трансформации природного свойства минеральных образований вследствие их вовлечения в производственные технологии. В этом допущении в данном исследовании в качестве общего универсального подхода к исследованию переработки минеральных отходов разработана модель социальных оснований научной инноватики в области переработки отходов (рис. 2.1).

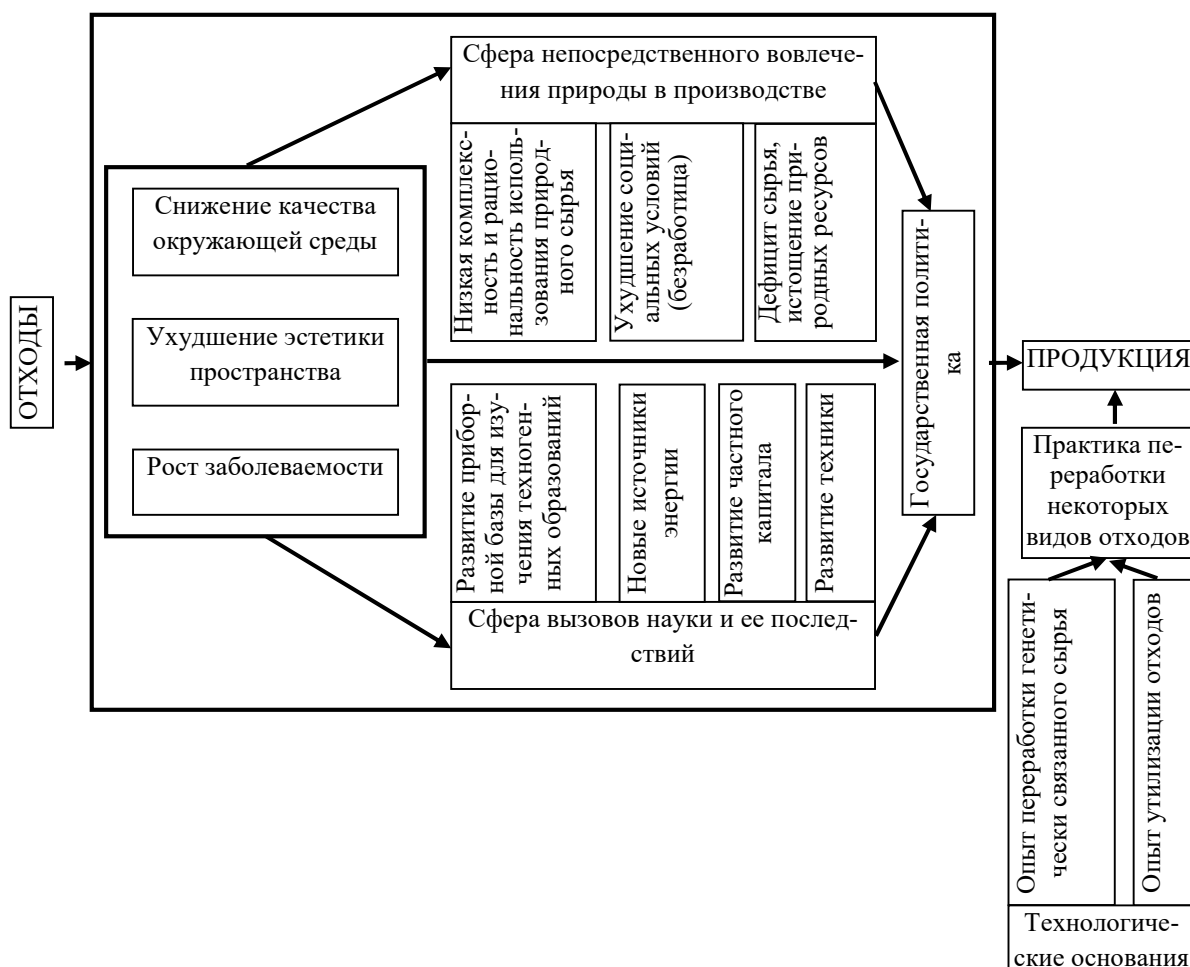


Рисунок 2.1 – Модель социальных оснований научной инноватики в области переработки отходов

Соответственно, минеральные отходы являются составной частью механизмов саморегулирования природы. Как самостоятельные компоненты природной среды они связаны с другими компонентами, вовлечены в процессы самовосстановления через законы обмена вещества и энергии.

Сами отходы представляют собой особый вид сырья: это предмет предмета труда, так как по своей сути это косвенный результат совершенного труда. Свойство отходов быть «вторичным» сырьем фиксирует не просто последовательность фаз предшествующего производства, а, скорей, указывает на возможность качественно иного соединения свойств веществ первично обработанного материала. Поэтому, если традиционные горнопромышленные технологии строятся исключительно на эксплуатации конкретных технологических свойств исходного минерального сырья при игнорировании неиспользуемых в технологии иных свойств, то инновационная составляющая экологически ориентированных технологий по



переработке отходов с неизбежностью разворачивает их в аспект целостности всех свойств наличного материала. Теперь выделение и эксплуатация отдельных свойств отхода построены на комплексном анализе системы всех имеющихся свойств. Таким образом, технология переработки отходов в достижении эффективной трансформации их имеющихся свойств в желаемый конечный продукт нового цикла производства в научном анализе методологически характеризуется как диалектическое единство закономерностей общего и единичного. На основании этого в данном диссертационном исследовании предложена новая дефиниция минерального отхода.

*Минеральный отход* – это совокупность характеристик качества минерального сырья, которые закрепляют собой конкретные свойства сырья, изначально принципиально не планируемые к использованию в данных технологиях, но являющиеся потенциальным полноценным сырьем в иных способах производства при снятии технологических ограничений.

Введение данной дефиниции в научный анализ позволяет в качестве начальных теоретических принципов предлагаемой инновационной научно-методологической парадигмы определить два основных положения.

Первое – минеральный отход, будучи исходным природным ресурсом, образованным путем вовлечения в производственные технологии имеющихся циклов производства, есть полноценное минеральное сырье, свойства которого могут принципиально отличаться от свойств аналогичного природного сырья, не прошедшего стадии производства. Второе – разрабатываемые ресурсосберегающие технологии по переработке техногенного минерального сырья есть средство снятия технологических ограничений имеющихся производственных технологий.

Снять технологические ограничения, когда отход снова будет включен в цикл производства продукции, можно опять-таки только технологически. При этом, на наш взгляд, возможны два варианта. Первый вариант назвали «адаптация отхода» и под этим понимаем получение отхода с такой совокупностью свойств, при которых он будет относительно легко разделяем, и из него возможно получение готового продукта и следующего разделяемого продукта. В рамках концепции «начала трубы» (beginning-of-pipe technology) отход как отход перестает существовать, поскольку он становится неким «разделяемым промпродуктом», пере-

рабатываемым в месте образования. «Адаптация отхода» потребует изменения самой технологии того производства, в котором он образуется, поскольку в результате переработки по ней разделяемого продукта должен получаться готовый продукт и следующий разделяемый продукт. Это стратегическая задача такой организации первичной переработки минерального сырья, которую сложно представить в рамках одного предприятия, но вполне возможно в рамках холдингов, включающих предприятия разного профиля, и которая более близка по своей замкнутости к биосферным процессам преобразования вещества и энергии, к природоподобным технологиям.

Еще одним направлением развития технологий производства можно считать получение безопасного отхода в виде инертного в окружающей среде материала, который не реагирует на воздействия различных сред и физических полей. В концепции повышения безопасности производства для окружающей среды «на конце трубы» к получению желателен именно такой отход. Такой инертный продукт с позиции дальнейшей его переработки будет трудно обогатим и плохо разделяем, но является пригодным для долговременного складирования и создания техногенного месторождения, переработка которого будет возможна в перспективе. Такая переработка названа нами «отдаленный рециклинг». В целом, какая-либо специальная подготовка отхода для отдаленного рециклинга на сегодня мало целесообразна, поскольку трудно прогнозировать метод его будущей переработки.

Совершенствование технологических процессов переработки природного сырья в указанных направлениях минимизации отходов и приближения их к безотходным, получения отходов в виде легко разделяемых промпродуктов, включенных в цикл производства следующих продуктов, или, напротив, в виде инертных продуктов для безопасного размещения в окружающей среде, связано с большими материальными затратами, организационно-техническими трудностями при реализации и на это потребуются еще продолжительный период времени. Тактическую задачу современного этапа вовлечения в производственный цикл уже накопленных отходов по технологиям экологически безопасным и обеспечивающим минимизацию отходов вторичной переработки определили как «адаптация технологий». Под этим понимаем необходимость формирования научно-методологической основы выбора комплексных технических и технологических

решений, приемов и методов переработки отходов и их максимальной адаптации к новому набору сформировавшихся качеств, свойств минерального сырья техногенного происхождения как фактора повышения доступности его практического применения, что и было положено в основу данного диссертационного исследования. Объектом исследования в большинстве предлагаемых подходов к решению задачи их комплексной и безопасной переработки является отход, который по тем или иным характеристикам может быть приравнен к минеральному сырью, с вытекающим из этого сравнения условием экономически целесообразной его переработки.

Минеральные отходы следует рассматривать в качестве многоэлементных структур или многофакторных сред, которые развиваются по принципам открытых систем, обладают внутренней нелинейностью, что обуславливает наличие более одного устойчивого состояния. Поэтому в научно-теоретическом аспекте разработка ресурсосберегающих технологий с необходимостью должна развиваться в рамках междисциплинарного синергетического подхода. В свою очередь, в рамках целостной картины мира в практическом плане данные технологии должны быть ориентированы на воссоздание целостности природной среды и, тем самым, на восстановление целостности взаимодействия мира как среды обитания человека и собственно человека.

Создание инновационных ресурсосберегающих технологий переработки техногенного минерального сырья с необходимостью требует разработки инновационной научно-методологической парадигмы исследования минеральных отходов, начальные теоретические положения которой сформулированы в данном диссертационном исследовании в рамках междисциплинарного синергетического подхода. Универсальность инновационной методологической парадигмы состоит в диалектическом единстве конкретно-научного уровня методологии и общих универсальных теоретических подходов, среди которых доминирующие позиции занимают структурно-генетический и абстрактно-логический.

Ведущим методологическим основанием теоретических разработок экологически ориентированных технологий по переработке отходов был определен такой теоретический метод научного познания как метод восхождения от абстрактного к конкретному. Методологически новые ресурсосберегающие технологии по пе-

переработке различных видов минеральных отходов, крайне разнообразных по своим качественным и количественным характеристикам, как это будет показано далее, должны обладать свойством универсальности, а для этого должны иметь некий общий организованный алгоритм формирования. Так, первоначальное гипотетическое или экспериментальное выявление некоторой главной связи или отношения свойств отхода предполагает последующий анализ ее видоизменений в различных условиях. Это становится основанием открытия новых связей свойств отхода, что позволяет установить их взаимодействия, корреляцию многообразия свойств минерального сырья и техногенных минеральных ресурсов и, таким образом, выводит на генерацию конкретного способа (технологии) получения желаемого продукта в процессе вовлечения отхода в новый цикл производства.

Таким образом, специфика новой научно-методологической парадигмы строится на принципиально ином принципе научного подхода к разработке технологии переработки минерального сырья: в характеристиках сырья должны быть учтены не только эксплуатируемые технологические свойства, но и изначальная химическая целостность наличного материала. Определение универсальной системы методов исследования вторичного сырья в целях его эффективного использования и утилизации отходов позволит не только устойчиво решать экологические проблемы при одновременном обеспечении имеющегося производства воспроизводимым сырьем через разработку соответствующих технологий, но и в практике апробации научных исследований проблем сырьевой базы производства даст возможность опережать появление экологически неблагоприятных тенденций состояния среды и процессов нарастания дефицита сырья через создание инновационных технологий внутри предлагаемой методологической базы.

## **2.2 Закономерности формирования вещественного состава и технологических свойств горнопромышленных отходов**

Физическую основу развития существующих и создания новых технологических процессов переработки техногенного минерального сырья составляют свойства отдельных минералов, минеральных фаз и минеральных ассоциаций на макро-, микро- и наноуровнях, а также изменения этих свойств при первичных технологических и вторичных гипергенных воздействиях, что и будет определять качественные и количественные показатели их переработки. Поэтому необходимо

рассмотреть какие особенности вещественного состава и технологических свойств техногенного минерального сырья являются определяющими при выборе направлений его использования и построении технологических схем глубокой и комплексной переработки.

Наибольшее влияние на технологические процессы переработки минерального сырья оказывают типоморфные особенности минералов и руд, зависящие от конкретных условий их образования, то есть определяемые геолого-минералогическими факторами, а именно: структурно-текстурные особенности, химический состав и форма нахождения полезных компонентов; физико-механические свойства; наличие "активных", то есть легко растворимых или сильно сорбирующих реагенты и тонкораздробленных минералов [109]. Влияние этих особенностей сохраняется на всех стадиях освоения минерального сырья и даже возрастает в технологической цепочке от добычи сырья к его обогащению и химико-металлургическому переделу.

Типоморфные свойства руд и минералов по их влиянию на технологическую переработку можно в свою очередь разделить на два типа [109]. Это свойства, являющиеся основой создания технологических процессов и схем разделения, такие как цвет, плотность, электрические, магнитные, люминесцентные и другие свойства. И свойства, влияющие на показатели разделения по существующим схемам, к которым можно отнести крупность выделений, наличие генераций и модификаций минералов, габитус кристаллов, особенности их структуры, наличие примесей и т.п. Некоторые свойства, например, форма и размеры агрегатов, физические свойства минералов и руд, учитываются и при создании схем переработки, и влияют на показатели.

Химические и физические свойства минералов определяются их кристалло-химическими особенностями, то есть химическим составом, структурным мотивом, типом и анизотропией химической связи между элементами кристаллической решетки. Тип кристаллической структуры определяет морфологию минерала, его изометричность и формы выделения; анизотропию свойств минерала; поведение под влиянием механических воздействий, определяемых наличием спайности, степени ее совершенства и пр. [268]. Поэтому типоморфные особенности используются при оценке обогатимости руд и прогнозировании показателей пере-

работки. Для технологического прогноза обогатимости руд по минералогическим петрографическим данным в свое время были составлены шкалы физических свойств минералов (твердости, хрупкости), шкалы обогатимости для процессов гравитации, магнитной, электрической сепарации, выщелачивания, таблицы флотуемости минералов по минералогическим классам [17, 309]. Были составлены классификации генетических типов рудных формаций и их обогатимость используемыми и перспективными методами обогащения, разработана классификация промышленных минералов с указанием их разновидностей, сопутствующих минералов и основных физических свойств.

Крупность и форма выделений рудных минералов, степень их неоднородности, характер излома, границ срастания, разница в механических свойствах между рудными и находящимися с ними в контакте нерудными минералами определяют степень высвобождения минералов из сростков, а, следовательно, конечную крупность измельчения, характер и структуру потерь ценных компонентов в обогатительных процессах. Текстурно-структурный рисунок в значительной степени определяет число стадий и крупность дробления руды, возможность получения отвальных хвостов и эффективность раскрытия рудообразующих минералов [182]. Но поскольку в соответствии с размерами образовавшихся частиц выбираются и процессы разделения минералов с учетом их физических свойств, то структурно-текстурные особенности руд будут влиять и на построение схемы рудоподготовки, и на выбор процесса обогащения, и на его показатели. Поэтому в свое время С.А. Юшко [17] были созданы классификации текстур и структур руд по их влиянию на обогатимость.

На втором этапе переработки минерального сырья при разделении высвободившихся в процессах рудоподготовки минеральных фаз в разноименные продукты наиболее важными физическими свойствами минералов и руд являются оптические (цвет, отражательная способность и др.); влажность; объемная масса; плотность; пористость; твердость; радиоактивность; магнитные свойства; электропроводность, диэлектрическая проницаемость, трибоадгезионный эффект, контактный потенциал, пирозлектрический эффект и др., а также флотуемость минералов и их растворимость в неорганических растворителях. Существенное влияние на флотуемость, кроме структуры минерала, оказывают условия мине-

ралообразования, от которых зависит дефектность структуры, состав минеральных ассоциаций, наличие изоморфных примесей в минерале, а также изменения поверхности, происходящие в ходе предшествующих технологических процессов [109].

Возможность извлечения полезного компонента из руд в тех или иных разделительных процессах определяется, в первую очередь, формой его нахождения (сульфидная, окисленная и т.п.), присутствием в виде самостоятельных минералов или и в виде микроскопических тонкодисперсных включений рудных минералов в породообразующих или изоморфных примесей. Присутствия элементов-примесей разной природы приводит к гетерогенности или микронеоднородности минералов, что также оказывает существенное влияние на показатели переработки руд. На показатели обогащения также будут влиять особенности парагенетических минеральных ассоциаций, выражающиеся в присутствии минералов близких по свойствам к извлекаемому или химически активных, присутствие тонкодисперсных глинистых и шламистых частиц, легкорастворимых минералов и др. [109].

При технологическом воздействии в процессах добычи, усреднения, рудоподготовки, обогащения руд парагенетические ассоциации минералов смешиваются, изменяются и утрачивают часть своих свойств, образуя при этом "технологические минеральные ассоциации", но влияние условий образования сохраняется по всей технологической цепочке. Наибольшие изменения претерпевают морфоструктурные параметры и состояние поверхности минералов при механическом диспергировании. При измельчении руд увеличивается реакционная способность минералов и резко интенсифицируется химическое взаимодействие минеральных компонентов с водой, воздухом, флотореагентами (гидратация, растворение, выщелачивание, окисление и т.п.). При очень тонком измельчении (менее 44 мкм) могут значительно изменяться природные морфология, гранулометрия и конституция минералов, вплоть до появления новообразованных фаз, псевдоморфизации, полиморфизма [212]. Таким образом, с одной стороны, свойства минералов и руд тесно взаимосвязаны с их генезисом, конституцией и морфологией минералов, с другой стороны, в технологических процессах рудоподготовки и обогащения происходит некоторое преобразование природных свойств, что говорит о

двойкой природе технологических свойств минералов и об эволюции свойств в природе и технологии в сложной единой геолого-техногенной системе: месторождение – фабрика – хвостохранилище или отвалы пород [212].

Согласно принципу "наследования" структурных, вещественных и морфологических признаков минералов [343], их технологические свойства проявляются в различных эволюционных рядах минералов (минеральных ассоциаций), как результат взаимодействия минералов со средой в различных энергетических полях. В быстротекущих технологических процессах при интенсивном разрушении естественной информационной структуры минерала, они медленнее передают ее новым продуктам в более или менее сохранившемся виде, тем самым продолжая минерагенез в технологических свойствах [213].

Таким образом, технологические свойства руд, как и все их особенности, определяются вещественным составом, который в свою очередь представляет итог суммарного действия региональных и локальных геологических факторов, то есть являются следствием определенных условий образования месторождения. При этом типоморфные особенности природных минералов являются их наиболее информативной генетической характеристикой [182], поскольку зависят от их конституции и генезиса, что обуславливает определенную степень контрастности свойств срастающихся минералов [212]. То есть технологические свойства минералов и в целом руд имеют минералого-генетическую природу. Поэтому в случае природного сырья выявление типоморфных минералов и свойств в совокупности с геологическими факторами позволяет перейти к составлению возможной технологической схемы переработки и прогнозированию технологических показателей.

Для техногенных минеральных образований, в отличие от природных объектов, характерно отсутствие существенных геологических, морфоструктурных особенностей, тектонических нарушений и т.п. Вещественный состав минерального отхода определяется составом исходного сырья, продуктом переработки которого он является. Но вещественный состав и особенности свойств технологических продуктов переработки зависят не только от геолого-промышленного типа исходного природного месторождения, но и от условий их формирования (добыча и обогащение руд, переработка руд и получение концентратов), складирования, климатических условий, временных сроков существования и т.п. [65].



В соответствии с происхождением отходы добычи и переработки минерального сырья можно разделить на два основных типа. Первый тип образуют отходы добычи полезных ископаемых. Скопления таких отходов представляют собой отвалы вскрышных и вмещающих пород, спецотвалы забалансовых, некондиционных руд, отвалы гидровскрыши. Это природо-аналоговое сырье техногенного происхождения, то есть наиболее сходное с природным по вещественному составу и физико-механическим свойствам. Изменение претерпевает в основном гранулометрический состав отходов, поэтому на сухих отвалах преобладают обломки размерами 100-150 мм и более, а в отвалах гидравлического складирования – частицы размером 0,5-1,0 мм с гидравлической дифференциацией обломочного материала пород по размеру и плотности и формированием в теле гидроотвала литологической зональности.

Бедные, забалансовые, некондиционные руды по своему происхождению являются отходами разработки месторождений, но поскольку они содержат полезную минерализацию, то должны быть заскладированы отдельно, и использованы для доизвлечения ценных компонентов. Изменения минерального состава и свойств этих отходов происходят под влиянием природных гипергенных процессов физического и химического выветривания, окисления, выщелачивания при долговременном их хранении. В отвалах забалансовых руд разработки сульфидных месторождений в нижней части под воздействием окислительных процессов и сегрегации могут формироваться залежи, подобные зонам вторичного окисления, возможно образование обогащенных металлами участков [248, 159]. На отдельных горнодобывающих предприятиях совместное складирование в общие породные отвалы вскрышных безрудных пород, забалансовых и разубоженных руд приводит к потере их промышленной ценности.

Отходы, сформировавшиеся в процессах переработки минерального сырья в результате обогатительного, металлургического, химико-металлургического или энергетического переделов, существенно отличаются от природного минерального сырья по вещественному составу и технологическим свойствам, по содержанию целого ряда химических веществ и новообразований, возникших в технологических процессах переработки и долговременного хранения [159]. В свою очередь отходы переработки отличаются большим разнообразием условий их обра-

зования (низкотемпературные, высокотемпературные процессы), хранения (текущие, лежалые), характером процессов, в результате которых происходит преобразование первичного вещества [155]. Изменения морфологии, конституции, природной гранулометрии и степени дефектности кристаллической структуры минералов начинаются ещё в процессах рудоподготовки, как это было показано выше. Но поскольку основные обогатительные методы представляют собой процессы только механического разделения минеральных частиц или агрегатов, то существенного изменения свойств самих минералов в процессах образования таких отходов не происходит. Изменения минерального состава отходов связаны с перераспределением минералов по технологическим продуктам и выражаются в преобладании нерудных, порообразующих минералов в хвостах переработки. В результате отходы низкотемпературных обогатительных процессов по сути являются очень бедными и труднообогатимыми рудами, поскольку в них перешла трудноизвлекаемая или вовсе неизвлекаемая часть рудной минерализации, попутные компоненты, вредные примеси.

Изменения гранулометрического, минерального состава, морфоструктурных характеристик, некоторых физических свойств минералов, перераспределение основных и попутных ценных компонентов, вредных примесей по классам крупности характерны для хвостов мокрых способов обогащения при гидравлическом складировании их в хвостохранилища и долговременном нахождении в заскладированном состоянии. Формирование в теле хвостохранилищ техногенных залежей происходит как в процессе складирования хвостов, так и под воздействием более поздних процессов за счет окисления, растворения, механической миграции [155]. На неоднородность строения техногенного минерального образования, на закономерности пространственного размещения полезных компонентов с выделением зон различной концентрации; размеры участков (залежей), представляющих промышленный интерес, оказывают влияние такие факторы их формирования как дифференциация вещества под действием природных сил; историческая смена качества переработанного природного сырья, варьирующегося во времени по мере отработки месторождения; смена технологий добычи, обогащения и технологического оборудования; временной режим сброса пульпы, места и направления

сброса; рельеф дна хвостохранилища, физико-механические характеристики подстилающих пород хвостохранилища [275, 159].

Коренные изменения конституции, кристаллической структуры минералов, химического, минерального состава и свойств природного сырья происходят в высокотемпературных процессах переработки – металлургической плавке, сжигании топлива, в химико-металлургических процессах. В результате технологические продукты этих процессов являются, по сути, новообразованными минеральными веществами техногенного происхождения, имеющими специфические гранулометрический, фазовый (минеральный) и химический составы, текстурно-структурные характеристики, физико-механические свойства, отличные от природного сырья, из которого они получены.

Вещественный состав и свойства наиболее крупнотоннажных твердых отходов металлургии – металлургических шлаков зависят как от состава рудного сырья, флюсов, восстановителей, так и от условий протекания пирометаллургических процессов, аппаратного оформления металлургических агрегатов и т.п. Минеральную основу большинства металлургических шлаков составляет образованная в результате протекания высокотемпературных окислительных и восстановительных процессов четырехкомпонентная система  $\text{CaO-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$  [262]. Преобладающими минералами металлургических шлаков являются силикаты (оливины, пироксены, алюмосиликаты и др.), простые и сложные оксиды (ферриты, шпинели, титанаты, хромиты, манганиты и др.). Меньшее значение имеют элементы, бескислородные соединения (карбиды, нитриды, фториды, сульфиды и др.), интерметаллические соединения, соли кислородных кислот и фазы сложного и переменного состава [262]. Также шлаки содержат включения выплавляемых металлов и сплавов [262]. Список известных шлаковых минералов непрерывно увеличивается и в настоящее время превышает 150 названий [262]. Микроструктура шлаков зависит от их кислотности-основности и в значительной степени от скорости охлаждения [262]. Большое значение для процессов переработки литых шлаков имеет размер и характер сростков зерен и агрегатов соединений, содержащих полезные компоненты, с другими рудными и неметаллическими соединениями, а также физические свойства шлаков – плотность, крепость, твердость, абразивность и др., что будет показано в главе 6.

Отходы химической промышленности, представленные бокситовыми и нефелиновыми шламами, гипсосодержащими отходами (фосфогипс, борогипс, фторогипс), пиритными огарками, кеками выщелачивания и т.п., также являются вновь образованными химическими соединениями, минеральный состав которых определяется составом исходного сырья, видом производства, побочными продуктами которого они являются, условиями складирования и хранения и др. Например, красный (бокситовый) шлам Уральского алюминиевого завода состоит из гематита  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , кальцита  $\text{CaCO}_3$ , шамозита  $4\text{FeO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot 3\text{SiO}_2\cdot 4\text{H}_2\text{O}$ , гидрограната  $3\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot x\text{SiO}_2\cdot (6-2x)\text{H}_2\text{O}$ , перовскита  $\text{CaTiO}_3$ , канкринита  $\text{Na}_3\text{CaCO}_3(\text{OH})_2\cdot\text{Si}_3\text{Al}_3\text{O}_{12}$ , рутила  $\text{TiO}_2$ , диаспора  $\text{Al}_2\text{O}_3\cdot\text{H}_2\text{O}$ , гиббсита  $\text{Al}_2\text{O}_3\cdot 3\text{H}_2\text{O}$ . Красные шламы содержат значительное количество редких элементов (цирконий, лантаноиды, скандий, иттрий, галлий, иногда золото), а также токсичные вещества (соединения мышьяка, хрома, ванадия) и радиоактивные элементы (уран, торий и продукты их распада). Содержание редкоземельных элементов в шламах достигает 0,21%, в том числе иттрия 0,030-0,04%, скандия 0,008-0,012%. Пиритные огарки обогащены благородными металлами (4-5 г/т Au, 30-40 г/т Ag), в них переходит 20-25% золота и серебра пиритных концентратов. Золото находится в виде тонкодисперсных фаз (тысячные доли миллиметра), относительно равномерно распределенных в массе огарков. Железо входит в состав гематита и магнетита, присутствуют сульфаты кальция бария, сульфит кальция, природные силикаты, пирит и халькопирит [262].

Вещественный состав и физико-химические свойства зол и шлаков, являющихся продуктами термохимических и фазовых превращений углей, определяются в основном минеральным составом неорганической составляющей твердого топлива, а также условиями высокотемпературных процессов в топках котлов ТЭЦ и ГРЭС [262]. По минеральному составу золы представлены частицами типа слюд с вкрапленностью магнетита и недожога, кварца, стекла, апатита, пирита, циркона, по гранулометрическому составу являются тонкодисперсным материалом с содержанием частиц менее 100 мкм более 70%. В процессе хранения кислые золы, инертные по отношению к воде, практически не меняют своего химического и фазового состава. На золошлакоотвалах могут протекать гидрохимических реакций, в результате которых образуются вторичные минералы (кальцит, гидро-

оксиды железа). Золы обычно содержат в небольшом количестве различные металлы, редкие и рассеянные элементы [262].

Вещественный состав техногенного минерального сырья, кроме геолого-промышленного типа природного месторождения, зависит от длительности хранения. Поэтому среди горнопромышленных отходов выделяются отходы текущего периода и отходы консолидированные – лежалые (старые) и активные (пополняемые). Из-за совместного складирования различных по составу и физико-механическим свойствам пород, изменений во времени качества поступающих отходов, гравитационной дифференциации и сегрегации складированных отходов, их перемешивания, окисления, выщелачивания, механической миграции и перераспределения компонентов, первоначальное качество материала может существенно изменяться и степень этого изменения зависит от длительности хранения отходов [159]. Считается, что отходы текущего периода во многом сохраняют первичные физико-механические свойства и химический состав или они, во всяком случае, предсказуемы. Длительное хранение отходов приводит к необратимым изменениям первичных физико-механических и физико-химических свойств, химического, фазового состава в результате непрерывно протекающих физических и химических гипергенных процессов, что существенно ухудшает результаты их утилизации. Лежалые отходы интенсивно окисляются, выщелачиваются и разрушаются. В результате в лежалых отходах может быть заметно изменена минералого-геохимическая система, то есть минералогия, формы нахождения химических элементов в связи с новыми закономерностями их миграции, а, в конечном итоге, и технологические свойства минеральных частиц, что повлияет на выбор метода переработки. Особенно это проявляется для отходов добычи и обогащения сульфидных руд цветных металлов, так как многие рудные минералы при окислении и выветривании быстро разрушаются и переходят в окисленные минеральные формы, требующие при переработке особых технологий извлечения полезных компонентов [109, 155, 159], что будет более подробно рассмотрено в главе 3. Существенные изменения технологических свойств золота и состава минеральных ассоциаций характерны для старогодних хвостов золотоизвлекательных фабрик, что будет подробно рассмотрено в главе 4.

Множественность условий формирования как самих минеральных отходов, так и техногенных месторождений как локальных скоплений этих отходов, позволяют говорить о существенном отличии технологических свойств минеральных отходов по сравнению с рудами и о значительном различии вещественного состава и свойств отходов различного "генезиса" между собой [65]. Минеральные отходы наследуют как особенности природных промышленных типов руд, продуктами переработки которых они являются, и эти свойства предопределены главным образом геологическими и минералогическими факторами, условиями образования месторождения, так и приобретают новые свойства, отличные от свойств руд в коренном залегании, под влиянием первичного техногенного и последующего гипергенного воздействий.

На формирование вещественного состава и технологических свойств отходов добычи и переработки минерального сырья влияют три группы факторов:

I. Геолого-минералогические – вид исходного минерального сырья, продуктом переработки которого является минеральный отход;

II. Технологические – механические, химические, термические, пирометаллургические процессы, участвующие в техногенных преобразованиях исходного сырья при получении отхода (первичный техногенез);

III. Природные ландшафтно-климатические и временные – физические и химические процессы техногенного преобразования отходов при их складировании и хранении (вторичный техногенез) – сегрегация, гравитационная дифференциация, выветривание, окисление, выщелачивание, криогенные процессы.

Для минерального сырья техногенного происхождения факторы, влияющие на процессы их вторичной переработки, также можно разделить на две основные группы – непосредственно влияющие на процесс переработки и влияющие опосредованно через факторы первой группы. И если для руд эти факторы имеют изначально "геологическую" природу, определяемую условиями образования минералов, руд, месторождений, то для сырья техногенного происхождения факторы в первую очередь определяются применявшейся ранее технологией, то есть "генезисом" отхода. К первой группе можно отнести факторы, характеризующие минеральный состав отходов (минеральные ассоциации, наличие примесей, идиоморфизм, физические свойства и контрастность по свойствам, фазовый состав и др.);

химический состав (соотношение рудных и породообразующих, полезных, вредных и опасных компонентов, наличие химически активных форм, растворимость, особенности распределения компонентов и др.); структурно-текстурные особенности (форма и размеры зерен, характер границ и сростаний, однородность и степень неоднородности и др.); физико-механические свойства (крепость, плотность, хрупкость, пористость, влажность и влагоемкость); физические свойства (электрические и магнитные и др.).

Факторы второй группы, к которым для руд относятся различные геологические характеристики (литологические, тектоника, магматизм, метаморфические и метасоматические изменения, степень оруднения, стадийность минералообразования, зональность и т.п.), для техногенного сырья в большинстве случаев теряют свою значимость и влияние на технологические свойства сырья, а значение приобретают горно-технические, технологические, ландшафтно-климатические, временные факторы [65]. Прямая взаимосвязь геолого-минералогических особенностей руд с технологиями переработки и получаемыми показателями в большинстве случаев разрывается. Это приводит к необходимости рассмотрения отходов как относительно нового вида сырья, характеризующегося уже не парагенетическими минеральными ассоциациями, как первичное сырье, а "технологическими" [269].

На основании анализа условий образования, как самих минеральных отходов, так и техногенных месторождений, как локальных скоплений этих отходов, была проведена систематизация факторов формирования вещественного состава и технологических свойств отходов добычи и переработки минерального сырья и характера изменений свойств в природных и техногенных процессах (табл. 2.1). Как следует из представленных данных, для техногенных продуктов имеют место видоизменения многих технологически значимых свойств под воздействием технологических процессов, естественных природно-климатических факторов, систем складирования и хранения отходов.

Таблица 2.1 – Факторы формирования вещественного состава и технологических свойств отходов добычи и переработки минерального сырья

Геолого-минералогические	Технологические		Ландшафтно-климатические и временные	
<p>Минералого-геохимическая природа промышленного типа руд</p>	<p>Технологические процессы преобразования минерального вещества при получении отхода (первичный техногенез)</p>		<p>Процессы преобразования отходов при их складировании и хранении (вторичный техногенез)</p>	
	<p>механические</p>	<p>химические и пирометаллургические</p>	<p>физические (сегрегация, гравитационная дифференциация, выветривание)</p>	<p>химические (окисление, выщелачивание, осаждение и т.п.)</p>
	<p>Характер изменения вещественного состава и технологических свойств</p>		<p>Характер изменения вещественного состава и технологических свойств</p>	
<p><i>Вещественный состав:</i> химический состав, минеральная форма нахождения ценных компонентов, элементов-примесей, вредных примесей и т.п. <i>Физико-механические свойства:</i> твердость, хрупкость, пластичность, содержание глинистых минералов. <i>Физические и химические свойства:</i> цвет, отражательная способность, пористость, влажность, плотность, удельная магнитная восприимчивость, электропроводность, флотиремость, растворимость минералов и др. <i>Структурно-текстурные характеристики:</i> крупность и форма выделений рудных минералов, степень их неоднородности, характер излома, границ срастания и т.п.</p>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- преобладание нерудных, породообразующих минералов;</li> <li>- изменения морфоструктурных параметров (морфологии, конституции, гранулометрии, степени дефектности кристаллической структуры);</li> <li>- присутствие свободных зерен, природных и вновь образованных сростков, зерен и агрегатов переизмельченных частиц;</li> <li>- изменения состояния поверхности минералов при диспергировании и в технологических процессах обогащения за счет наличия шламов, флотореагентов и т.п.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- изменения конституции, кристаллической структуры минералов и свойств природного сырья;</li> <li>- специфические гранулометрический, фазовый (минеральный) и химический составы, отличные от природного сырья, из которого они получены</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- сегрегация кусков горной массы на сухих отвалах;</li> <li>- гидравлическая дифференциация обломочного материала пород по размеру и плотности в гидроотвалах и формирование в теле гидроотвала литологической зональности;</li> <li>- образование обогащенных металлами участков в гидроотвалах;</li> <li>- отходы текущего периода сохраняют первичные физико-механические свойства, химический и минеральный состав, у лежалых – значительно видоизменены</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- формирование в нижней части отвалов забалансовых руд цветных металлов обогащенных залежей (зоны вторичного обогащения);</li> <li>- изменения минералого-геохимической системы лежалых хвостов, то есть формы нахождения химических элементов, вплоть до полной потери промышленной ценности;</li> <li>- сложные структурно-фазовые характеристики;</li> <li>- изменения первичных физико-механических свойств: поверхностной активности, пористости, электрических, магнитных свойств, растворимости</li> </ul>



Минеральный, фазовый, химический состав отходов, содержание основных и попутных полезных компонентов, вредных технологических и токсичных элементов, физические и физико-механические характеристики, гранулометрический состав при прогнозной минералого-технологической оценке техногенного сырья будут определять выбор объекта для первоочередного вовлечения в промышленную переработку и общую стратегию обращения с отходом: временное хранение, захоронение, использование и обезвреживание или полная утилизация. К примеру, отсутствие полезной минерализации во вскрышных и рудовмещающих породах, их литолого-минеральный состав и физико-механические свойства близкие к породам традиционных видов нерудного строительного сырья диктуют направление их использования в качестве строительных, кладочных материалов. Наличие некоторой полезной рудной минерализации в отвалах бедных и забалансовых рудах заставляет рассматривать их в качестве дополнительного источника основного и/или попутного компонентов. Степень концентрации в отходах обогатительного, металлургического и химического производств основных, а во многих случаях и/или попутных полезных компонентов, закономерности распределения, формы нахождения и связь основных и попутных ценных компонентов определяют их промышленное значение, технологию дальнейшей переработки отхода, обеспечивающую экономическую целесообразность извлечения основных и/или попутных ценных компонентов и комплексность использования сырья. Для некоторых видов отходов особенности их минерального, химического состава и технологических свойств открывают возможности нетрадиционного использования техногенного сырья, которое не предполагалось ранее, – производство керамики, литых силикатных, огнеупорных изделий и т.п. В то же время фазовый состав отходов, присутствие представляющих интерес компонентов в трудноизвлекаемой или неизвлекаемой минеральных формах, морфоструктурные параметры, агрегатное состояние отходов, а главное, как нам представляется, недостаточная изученность, недоучет специфических особенностей минерального состава и технологических свойств отходов ограничивают их использование в настоящее время и предопределяет складирование в качестве потенциальных минеральных источников по мере развития и разработки новых технологических процессов.

Таким образом, вещественный состав и технологические свойства отходов добычи и переработки минерального сырья, формирующиеся под влиянием большего количества факторов (геологические, горнотехнические, технологические, ландшафтно-климатические, временные), по сравнению с рудами, определяют их как более сложные объекты обогащения на основе разделительных признаков. Особенности вещественного состава, строения, свойств техногенного сырья определяют закономерности поведения техногенных минеральных ассоциаций в различных разделительных процессах и таким образом выступают критериями выбора методов, способов, их комбинации и последовательности в схемах глубокой и комплексной переработки техногенного минерального сырья. Техногенное сырье – это минеральное сырье бедное по содержанию ценных компонентов, сложное по своему вещественному составу, труднообогащаемое по технологическим свойствам. Следовательно, развитие процессов глубокой и комплексной переработки этого нового вида сырья, и в целом выбор стратегии обращения с техногенным ресурсом должны базироваться на ином подходе к его геолого-минералогической, технологической, экологической оценке и определению эколого-экономической эффективности его использования. Необходима разработка методологии формирования ресурсосберегающих технологий комплексной и глубокой переработки техногенного металлсодержащего сырья, что позволяло бы переводить эти потенциальные минеральные ресурсы в актуальные с приемлемыми технико-экономическими показателями и при наименьшем воздействии на окружающую среду. В основе практических способов использования отходов в качестве сырья в новых циклах производства должен быть учтен научный анализ иерархичности их свойств, структурирования их химических связей. Проведенные исследования убедительно показывают, что эффективность разрабатываемых экологически ориентированных технологий напрямую зависит от степени выявления свойств отхода.

### **2.3 Классификация горнопромышленных отходов по степени изменения вещественного состава и контрастности технологических свойств**

Природные и технологические процессы добычи, переработки руд, складирования и хранения отходов изменяют природную минералого-геохимическую систему минерального сырья и формируют специфические вещественный состав и

технологические свойства отходов переработки. Характер и степень изменения "природных" свойств значительно отличаются для отходов различных технологических процессов их образования и отходов различного временного срока их существования. Эффективность разделения минерального сырья методами механического обогащения и при комбинировании нескольких механических и химико-металлургических методов разделения во многом будет зависеть от степени различия свойств, взятых в качестве определяющих для конкретного метода, или от их контрастности. При этом понятие "контрастность" может быть распространено не только на степень различия кусков руды по содержанию в них ценного компонента (контрастность по В.А. Мокроусову), но и на любые другие показатели качества, используемые в обогащении, – цвет, магнитность, плотность и др.

В работе [269] на примере сульфидного промпродукта проведено сравнение контрастности гравитационных и магнитных свойств по основным ценным компонентам и показана более высокая контрастность гравитационных свойств материала, что обосновывает выбор гравитационных процессов обогащения в качестве основных при переработке, а наличие контрастности по магнитной восприимчивости позволяет рекомендовать магнитную сепарацию в качестве доводочной операции. Количественное определение показателя контрастности руды или степени контрастности технологических свойств возможно при наличии исходных данных для какого-то конкретного объекта. Но в последнее время в литературе понятие "контрастность" часто используется и как качественная сравнительная характеристика степени различия или близости технологических свойств минерального объекта или его составляющих [269].

На основании анализа априорной информации об изучении вещественного состава, минералогических особенностей основных видов техногенных металлосодержащих ресурсов [14, 18, 19, 54, 57, 58, 107, 108, 131, 139, 140, 141, 150, 155, 345, 162, 164, 180, 181, 183, 195, 237, 269, 271, 273, 305] и собственных проводимых исследований [11, 12, 40, 52, 55, 64, 66, 73, 85, 112, 138, 156, 160, 163, 192, 196, 238, 247, 285, 293, 327, 328, 355] была проведена систематизация данных и составлена классификация техногенного минерального сырья по степени изменения вещественного состава и контрастности технологических свойств (см. табл. 2.2).

В наибольшей степени зависят от геолого-промышленного типа исходного сырья и в наименьшей степени подвержены изменению природные свойства вскрышных и вмещающих пород рудных месторождений, поэтому их можно отнести к неизменным по вещественному составу и технологическим свойствам или природно-аналоговым. Изменения минералого-петрографического состава и физико-механических свойств наблюдаются при совместном складировании скальных и рыхлых пород, и таким образом происходит потеря потребительских свойств вскрышных и вмещающих пород в качестве материалов для строительной индустрии.

Бедные, забалансовые руды месторождений цветных металлов можно отнести к частично измененным по вещественному составу и контрастным по технологическим свойствам, поскольку претерпевают изменения вещественного состава и технологических свойств в процессах окисления, выщелачивания, выветривания при залегании в верхних горизонтах месторождений и при нахождении в заскладированном состоянии в отвалах. Как будет показано в главе 3 на примере отвальных руд медных месторождений, различная степень окисленности рудной минерализации, и, главным образом, минералов меди, а, следовательно, и контрастность минералов по флотационным свойствам и растворимости, создают предпосылки эффективной переработки окисленных и смешанных руд по комбинированным технологиям [85, 342].

Хвосты сухого предварительного обогащения руд (отходы радиометрической сепарации руд цветных металлов, сухой магнитной сепарации железных руд, хвосты обогащения асбестовых руд, слюдяных и керамических пегматитов) будут отличаться от руд в коренном залегании гранулометрической характеристикой (присутствуют крупные обломки и тонкообломочный материал), минеральным и химическим составом, низкими содержаниями ценных компонентов. По физико-механическим свойствам отходы сухой переработки руд сходны с вмещающими горными породами и природными образованиями полезных ископаемых. Некоторые изменения их вещественного состава и физико-механических свойств происходят в гипергенных процессах физического, химического выветривания, окисления при хранении. Эти отходы также можно отнести к частично измененным по

вещественному составу, но не контрастным по технологическим свойствам, поскольку именно природная контрастность лежала в основе предконцентрации руд.

Отходы основных обогащительных процессов существенно отличаются от руд в коренном залегании структурно-фазовыми и морфометрическими характеристиками минеральных комплексов. Хвосты представляют собой уже обломки первичного сырья, агрегаты или сростки породообразующих и рудных минералов, как правило, поликомпонентные и полиминеральные по составу и сложные по текстурно-структурному рисунку. Кроме того, в результате проведенного разделительного процесса, основанного на контрастности свойств рудных и породообразующих минералов, происходит изменение и вещественного состава хвостов по сравнению с первичным сырьем. На основании проведенного анализа работ по минералого-технологической оценке некоторых видов хвостов обогащения и собственных исследований были сделаны следующие выводы о характере и степени изменения состава и свойств мелкокодисперсных отходов обогащительного передела.

Текущие хвосты железорудных фабрик представляют собой обломочные образования, состоящие из обломков минералов и минеральных агрегатов с неслоистой, беспорядочной текстурой, кластической структурой. По размеру обломков хвосты являются мелко- и среднеобломочными, минеральный состав которых определяется составом исходной железной руды. Изменение технологических свойств хвостов, по сравнению с рудами, происходит в сторону некоторого уменьшения плотности и существенного убывания контрастности по магнитным свойствам. Лежалые хвосты железорудных фабрик в результате интенсивного воздействия природных факторов и протекающих гипергенных процессов отличаются изменениями вещественного состава и свойств магнетита по данным работ [162, 164]. Для лежалых хвостов характерны структурные преобразования поверхности зерен магнетита, образование вторичных колломорфноподобных скрыто-мелкокристаллических выделений на кристаллах магнетита, имеющих полиминеральный состав. Магнетит в лежалых хвостах неравномерно гематитизирован, гематит развивается по магнетиту в виде пятен различных форм и размеров, каемок. Нередко магнетит полностью замещен гематитом и гетитом с сохранением формы зерен. Гематитизация, микроблочность, микротрещиноватость и мик-

ропористость магнетита, наличие структур распада, а также присутствие изоморфных примесей в магнетите приводят к снижению плотностных и магнитных свойств. Удельная магнитная восприимчивость неизмененного магнетита равна  $33400 \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$ , а гематитизированного гораздо ниже –  $25700 \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$ . Магнетит в целом имеет близкую плотность, равную  $5,06\text{--}5,09 \text{ г/см}^3$ , но отмечается магнетит, имеющий меньшую плотность ( $4,77 \text{ г/см}^3$ ), что обусловлено как присутствием в нем включений более легких порообразующих минералов, так и интенсивностью вторичных изменений [162].

Существенно отличаются составом отложений и типом минерализации различные горизонты в хвостохранилищах железорудных фабрик. Для хвостохранилища лежалых хвостов горнорудного производства Красноярского края [162] показано, что если рудная минерализация верхнего горизонта относится к гематит-магнетитовому типу со средним содержанием железа общего 17 %, то толщина нижнего горизонта в интервале  $10\div 30$  м имеет магнетит-гематит-гетитовый состав при гораздо более высоком содержании железа общего от 29 до 35 %. Особенностью нижнего горизонта является повсеместное замещение магнетита гематитом, гетитом и гидрогетитом, сетчатые и решетчатые структуры распада в магнетите, а наиболее интенсивно процесс замещения проявляется в хвостах, расположенных в основании хвостохранилища. Гематит в нижнем горизонте хвостохранилища является преимущественно продуктом изменения магнетита (процесс мартитизации) и встречается в тесном сростании с последним. Максимальная концентрация свободных рудных зерен в пробах лежалых хвостов достигается только в классах крупности менее  $0,25$  мм. Свободные зерна, по существу, являются магнетит-гематит-гетитовыми агрегатами с переменным содержанием и различным взаимоотношением рудных минералов. Особенности минерального, гранулометрического состава хвостов, характера раскрытия сростков рудных минералов и их распределения по классам крупности приводят к тому, что селективное выделение магнетита в концентрат не представляется возможным, а следует применять комбинированную гравитационно-магнитную технологию. Получение кондиционного железного концентрата возможно с выделением в него как магнетита, так слабомагнитной составляющей в виде гематита [162, 164]. Таким образом, хвосты обогащения железорудных фабрик можно отнести к качественно измененным по ве-

щественному составу и существенно измененным по технологическим свойствам, поскольку они значительно теряют свою природную контрастность по магнитной восприимчивости. Но при этом может проявляться контрастность по плотности рудных минералов (магнетит, гематит, мартит) и породообразующих.

Хвосты флотационного обогащения колчеданных руд отличаются полиминеральным составом, сформированным тесно ассоциирующими минералами, сложными морфометрическими характеристиками. Отличия технологических свойств текущих хвостов в сравнении с рудами связаны с весьма тонким многостадийным измельчением руд, активированным этим тонким измельчением окислением пирита, вторичных сульфидов меди, железистого сфалерита, халькопирита с образованием различных окислов серы, сульфатов меди и железа, окисленных пленок на поверхности минералов, тонкодисперсных осадков и т.п., приводящим к изменению физико-химических свойств поверхности сульфидов [57, 180, 271]. Текущие хвосты обогащения, формирующиеся на горных предприятиях медного комплекса, также как и хвосты из хвостохранилищ, несмотря на развитые технологические схемы флотации, содержат в значительном количестве полезные компоненты: медь – 0,15–0,35%; цинк – 0,25–0,6%; сера – 10–20%; золото – 0,5–1,0 г/т; серебро – 10–20 г/т [271].

Текущие хвосты обогащения колчеданных руд это средне- мелкозернистые образования, сформированные обломками минералов и минеральных агрегатов (руд, пород), имеющие преимущественно беспорядочную текстуру, кристаллолитокластическую структуру и полиминеральный состав, обусловленный формационным типом колчеданных месторождений [156, 58, 180].

В хвостах обогащения руд Сибайского и Юбилейного месторождений основного цикла выделения и в хвостах обогащения руд Учалинского, Александринского месторождений содержания меди (0,25–0,58 %) и цинка (0,53–1,36 %) достигают кондиционных значений, что свидетельствует о целесообразности их переработки [156]. Но цветные металлы сконцентрированы в основном в тонком классе крупности  $-0,044+0$  мм, за исключением хвостов обогащения руд Александринского месторождения, в которых 38,66 % меди и 52,39 % цинка сосредоточены в материале крупностью  $+ 0,074$  мм. Сульфиды цветных металлов в хвостах встречаются в основном в виде включений, прожилков, интерстиционных

выделений и взаимных прорастаний, раскрыть которые механическим путем невозможно [58]. Минералогические особенности текущих хвостов обогащения колчеданных руд, такие как дисперсность рудных агрегатов преимущественно полиминерального состава, сформированных тесно ассоциирующими минералами, нередко с варьирующим гранулярным составом и сложными морфометрическими характеристиками, концентрирование полезных металлов в тонком классе крупности, определяют возможность вскрытия минеральных сростков сульфидов с последующим извлечением цветных металлов только гидрометаллургическими методами, в частности, выщелачиванием [271]. Наиболее благоприятными структурами хвостов, которые обеспечивают свободный доступ растворителя к минералам и обуславливают максимальное извлечение цветных металлов в продуктивный раствор, являются идиоморфнозернистая, гипидиоморфнозернистая, аллотриоморфнозернистая, интерстиционная, фрамбоидная, краевых каемок и дробления. Напротив, сложные по рисунку структуры – пойкилитовые, эмульсионные и пластинчатые, микрометровые размеры выделений и их обособленное расположение в «минерале-хозяине» затрудняют, а иногда делают недоступным доступ растворителя к минералам, что и определяет низкое извлечение полезных компонентов [57, 58, 180]. Таким образом, минералогические критерии технологических свойств текущих хвостов обогащения, такие как содержание полезных компонентов, форма их нахождения, распределение рудных минералов по классам крупности, их количество в полиминеральных сростках, присутствие самостоятельных минеральных фаз, сростков открытого типа, легкорастворимых минералов, отсутствие слоистых силикатов и сорбентов и др. [57], становятся определяющими при решении вопроса целесообразности вовлечения их в переработку и при выборе технологии.

Невовлеченность в повторную переработку хвостов обогащения колчеданных руд при огромных объемах их текущего выхода заставляет горно-обогатительные предприятия изыскивать способы их более компактного и рационального складирования для продления срока службы хвостохранилищ, как это показано в нашей работе [247].

Лежалые хвосты обогащения колчеданных руд отличаются и от исходного рудного материала, и от текущих хвостов флотации крупностью, плотностью,



прочностью, вещественным составом и свойствами поверхностных слоев, соотношением тонкодисперсных рудных и породных минералов. Интенсивные гипергенные процессы окисления и выщелачивания в кислотной обстановке массива хвостохранилища приводят к формированию в лежалых хвостах флотации колчеданных руд вторичных сульфатов, карбонатов и гидроксидов, а также к образованию легкорастворимых минеральных фаз с последующей их миграцией и безвозвратной утратой [271]. Доказательством служат меньшие массовые доли цветных металлов в лежалых хвостах по сравнению с текущими: меди в диапазоне от 0,1 до 0,39%, цинка – от 0,08 до 0,53%. Об этом также свидетельствует и повышенное содержание вторичного сульфида меди – ковеллина в лежалых хвостах (3-4%) по сравнению с рудами и текущими хвостами (отмечаются только следы ковеллина) [139]. Но при этом характерны более высокие концентрации благородных металлов: золота – от 0,2 до 2,7 г/т, серебра – от 0,3 до 23 г/т. В старогодних хвостах Сибайской ОФ содержание золота в 1,5 - 1,7 раза превышает таковое для вновь складированных отходов [195, 271]. В старогодних отходах Бурибаевской фабрики в слоях рыжего цвета содержание золота 1,5 г/т, серебра – 7,6 г/т, что соответственно в 7,5 и 3,1 раза выше, чем в слоях серого цвета, содержащих наряду с пиритом и кварцем силикаты и сульфаты меди и железа (II) [262]. По содержанию золота и серебра лежалые хвосты флотации сопоставимы с колчеданными рудами, для которых сегодня характерны концентрации золота в пределах 0,83-3,48 г/т, серебра – 16,2-23,9 г/т. Изменения фазового состава лежалых хвостов связаны с тем, что первичная медь составляет всего лишь 26% от общего количества, а вторичная, окисленная и сульфатная – 31,5, 28 и 14% соответственно. Сера на 91,5% представлена сульфидной формой и лишь на 8,5% – сульфатной [271].

В лежалых хвостах около 70 % пирита и 35-45 % остаточных сульфидов меди, цинка находятся в полиминеральных сростках, нераскрывшихся при измельчении руды до флотационной крупности. Размеры зерен и сростков варьируются от 2 до 170 мкм, среди них более 75 % имеет крупность -44 мкм. По гранулометрическому составу материал лежалых хвостов имеет крупность около 90% менее 0,04 мм и практически все золото (96%) и серебро (97%) содержатся именно в тонком классе [140].

В техногенных минеральных образованиях – хвостохранилищах флотацион-

ных фабрик наблюдается высокая неравномерность распределения компонентов в объеме и по глубине, о чем свидетельствуют данные по старогодним хвостохранилищам уральских фабрик: массовая доля меди колеблется от 0,1 до 1,64%, цинка – от 0,3 до 1%, серы – от 10,0 до 42,0%) [271, 262, 195, 128]. В старогоднем хвостохранилище Сибайской ОФ содержание пирита на поверхности составляет 1-7 %, на глубине 2-3 м около 30-40 %; а во внутренней массе хвостов пирита уже 62% [195]

Отмеченные минералогические особенности лежалых хвостов флотации медных и медно-цинковых руд приводят к тому, что они не рассматриваются на сегодняшний день как возможный сырьевой ресурс цветных металлов, а только как источник извлечения золота и серебра [139, 140]. Но поскольку основная доля благородных металлов (свыше 50 %) находится в виде микро-, наноразмерных и изоморфных включений в сульфидах, а минералы-концентраторы (пирит, гидроксиды железа, углеродистое вещество) характеризуются высокой дисперсностью и нахождением в полиминеральных ассоциациях, это делает материал лежалых хвостов флотации колчеданных руд труднообогатимым, технологически «упорным» к извлечению традиционными флотационно-гравитационными технологиями, прямым цианированием [107]. Тонкодисперсный состав хвостов и преимущественное нахождение благородных металлов в тонких классах затрудняют применение кучного выщелачивания лежалых хвостов без предварительного окомкования. Необходимо предварительное бактериальное, автоклавное или термохимическое вскрытие лежалых хвостов, что повышает извлечение золота до 80-90 %, но связано с высокими финансовыми затратами [139].

Таким образом, сложный минеральный состав и морфометрические особенности обломков сульфидов, высокая дисперсность хвостов, окисление сульфидной поверхности с образованием труднорастворимых вторичных минералов характеризуют хвосты обогащения колчеданных руд цветных металлов как качественно измененные по вещественному составу и технологическим свойствам, чрезвычайно труднообогатимые.

Лежалым хвостам обогащения других геолого-технологических типов руд – золото-серебро-сульфидных, золотосодержащих малосульфидных, свинцово-цинковых и лежалым сульфидным промпродуктам присущи как общие минерало-

гические признаки, определяющие их трудную обогатимость, так и существенные различия по минеральному составу, содержанию ценных компонентов, по технологическим свойствам. Исследованиями, проведенными на лежалых хвостах Балейской ОФ, хвостах обогащения Мизурской ОФ Садонского свинцово-цинкового комбината, хвостах обогащения руды месторождения Мантан, сульфидном промпродукте и хвостах обогащения Джидинского ГОКа, хвостах золотоизвлекательных фабрик [269], показано, что все они отличаются весьма сложным вещественным составом, гранулометрией, текстурно-структурными характеристиками, являются трудными и проблематичными объектами для извлечения из них золота, цветных металлов и других попутных ценных компонентов.

Промышленно ценным компонентом в большинстве перечисленных объектов является только золото (1,32-1,7 г/т Au), а цветные металлы не представляет промышленного интереса ввиду их очень низкого содержания. За исключением хвостов обогащения Джидинского ГОКа (0,18 г/т Au) и хвостов обогащения Мизурской ОФ (0,172 г/т Au) но которые характеризуются наибольшим содержанием цинка 0,58%, свинца 0,21% [269]. В хвостах обогащения золото находится преимущественно в самородном состоянии, оно присутствует в свободном раскрытом виде, в виде сростков с пиритом, кварцем и другими нерудными минералами, в виде тонких включений 1...10 мкм в кварце и пирите. Доля свободного золота колеблется от 4...5% в хвостах Балейской ОФ до 25% в хвостах обогащения руды месторождения Мантан [269].

Самородное золото представлено в хвостах обогащения свободными раскрытыми частицами с преобладающим размером золотинок от 15 до 80 мкм. Уплотненная форма у части золотинок (коэффициент удлинения частиц достигает 3...4.) может быть собственной, то есть природной, но у большинства частиц обусловлена пластической деформацией при измельчении руды. Некоторые золотины несут на поверхности следы деформации в виде шрамов, смятых краев и т.п., полученные при измельчении руды. Поверхность золотинок, как правило, покрыта вторичными минералами, отложение которых, по-видимому, происходило уже после сброса в хвостохранилище. Преимущественно это гидроксиды железа, в некоторых случаях вторичные минералы свинца (англезит). Участки поверхности золота, не по-

крытые инородными минералами, несут отчетливые признаки коррозии, которые выражаются в появлении тонкой сетки пор размером 2...5 мкм [269].

На основании установленных особенностей гранулометрии, микроморфологии, состава самородного золота авторами работы [269] был сделан вывод о том, что часть золота первоначально в момент поступления материала в хвостохранилище находилась в сростках с сульфидами, часть была законсервирована в кварце. Золото в сростах с сульфидами при длительном контакте с водой и атмосферным воздухом перешло в раскрытое состояние вследствие растворения сульфидов и подверглось коррозии под воздействием серной кислоты и ее производных (сульфата закиси железа и др.), а также микроорганизмов (на поверхности золотин обнаружены клетки бактерий рода *Chameosiphon*). Золото в кварце осталось в законсервированном состоянии и оно не может быть эффективно извлечено ни механическими способами, ни цианированием без дополнительного измельчения. К общей черте лежалых хвостов обогащения также можно отнести значительные изменения материала хвостов в процессе длительного складирования, особенно гипергенные преобразования сульфидов.

Высвобождение золота из сростков с пиритом при окислении сульфидов можно отнести к благоприятным предпосылкам для гравитационного обогащения, в то же время присутствие частиц золота в сростках с нерудными минералами и пиритом, в виде тончайших включений размером до 5 мкм в пирите, наличие на поверхности золотин «рубашек» из гидроксидов железа будут неблагоприятными факторами.

Применение флотационной технологии для извлечения золота из рассмотренных объектов с учетом крупности исходных хвостов, сложного агрегатного состояния рудных минералов неэффективно, а с учетом низкого исходного содержания металлов и экономически бесперспективно. Эффективность гравитационного извлечения золота из хвостов будет зависеть от доли свободного золота в общем его количестве в хвостах, от крупности и морфологии частиц золота, от гранулометрического состава хвостов в целом и от содержания шламового класса крупностью менее 0,044 мм [269]. Возможно извлечение тяжелых минералов цветных металлов и золота в черновой гравитационный коллективный концентрат в случае удовлетворительного раскрытия основных ценных минералов и суще-

ственной разницы в плотностях основных рудных минералов и породообразующих. Переработка черного концентрата может производиться на центробежном концентраторе Knelson с получением самостоятельного золотого продукта или цикл доводки должен иметь развитую гравитационную схему. Получаемые золото-сульфидные концентраты гравитационного обогащения могут быть направлены на бактериальное выщелачивание, на переработку по гравитационно-магнитно-электрической, гравитационно-флотационной, магнитно-гравитационно-флотационной схемам. Получение высоких технологических показателей в случае обогащения хвостов только механическими методами при низком содержании ценных компонентов является затруднительным. Поэтому необходимо максимальное гравитационное концентрирование ценных компонентов в черновой золотосодержащий продукт или золото-вольфрамо-свинцовый продукт, которые далее будут перерабатываться гидрометаллургией.

Результаты собственных проведенных исследований по изучению закономерностей изменения технологических свойств золота в хвостохранилищах золотоизвлекательных фабрик и разработке технологических решений по комплексному освоению запасов хвостохранилищ ЗИФ приведены в главе 4.

В совместной работе с Е.Н. Левченко, Л.И. Веремеевой [138] на основании изучения вещественного состава, технологических свойств техногенных песков и выполненного геолого-технологического картирования на трех техногенных образованиях редких металлов было показано, что неравномерное пространственное размещение потенциальных полезных компонентов (олово, редкоземельные металлы) в хвостохранилищах определяется качеством переработанного природного сырья, изменяющегося во времени по мере отработки месторождений. Высокая пространственная изменчивость качества техногенных песков в хвостохранилищах определяется, главным образом, складированием отходов переработки руд разных геолого-промышленных типов, в результате чего в хвостохранилищах выделяется нескольких типов песков с различным вещественным составом, с различным содержанием и распределением основных полезных и попутных компонентов в песках по классам крупности, по слоям. Поэтому переработка лежалых песков по единой технологической схеме с получением товарных концентратов возможна, только если они относятся к одному технологическому типу [138].

Шлаки черной и цветной металлургии как продукты быстро протекающих высокотемпературных окислительно-восстановительных процессов являются поликристаллическими материалами, состоящими из искусственных минералов, образованных в неравновесных условиях. Специфические особенности образования шлаков обуславливают их силикатный состав и присутствие необычных техногенных фаз, которые обычно не встречаются в природных объектах. Поэтому можно ожидать существенного различия в свойствах, то есть контрастности этих вновь образованных техногенных фаз.

Среди специфических особенностей состава и строения шлаков следует выделить их макроскопическую однородность; сложный характер сростаний рудных фаз как между собой, так со шлакообразующим материалом, что приводит к образованию неоднородных ультратонких полиминеральных агрегатов; иногда значительное количество слабораскристаллизованных рентгеноаморфных фаз; широко развитый изоморфизм минералов группы шпинелей, которые достаточно часто являются главными рудными минералами [345]. Как показано в работе [345], особенности минерального состава никельсодержащих шлаков, такие как гетерогенное строение основных рудных фаз и их агрегатов, присутствие нескольких железистых фаз в рудных агрегатах, теснейшее срастание фаз, окисление магнетита и частичный переход его в сильномагнитный маггемит, непрерывные изоморфные ряды феррошпинелей, образованию собственной минеральной фазы никеля – треворита, позволили спрогнозировать неэффективность обогащения шлака механическими методами и целесообразность применения только химических.

Химический состав сталеплавильных шлаков зависит от производимых марок стали, периода плавки и других особенностей металлургического процесса. Шлаки характеризуются высоким содержанием железа, часть которого присутствует в виде хорошо индивидуализированной фазы металлического железа, что создает контрастность по магнитным свойствам металлических включений и шлаковообразующей матрицы и предопределяет наиболее простой способ переработки сталеплавильных шлаков магнитной сепарацией.

Наиболее сложными по фазовому составу, морфологическим и структурным характеристикам являются шлаки медной плавки, представляющие собой затвердевший расплав ферросиликатов с небольшими примесями других оксидов и

сульфидов. Соотношение силикатных, оксидных, сульфидных соединений железа в шлаковообразующей матрице послужило классификационным признаком типизации медных шлаков Уральского региона на фаялит-ферритовый, фаялит-феррито-магнетитовый и фаялит-магнетито-пиритовый типы и их флотационной активности [273]. Флотационные свойства шлаков медной плавки в первую очередь обусловлены процессами, продуцирующими и кондиционирующими шлак, морфологическими и морфометрическими параметрами образующихся шлаковых фаз [271]. Техногенные сульфидные минеральные фазы в шлаках представлены пиритом, пирротином, халькопиритом, борнитом, сфалеритом. Обнаружены также минеральные фазы оксидов цинка, меди и металлического сплава. В структуре шлаков преобладают сростки сульфида меди, оксида железа, сульфида железа размером менее 44 мкм. Основными медными фазами в шлаках являются халькозин-борнитовый твердый раствор, борнит, сульфидный Fe-Cu твердый раствор, сульфидный Fe-Cu-Zn твердый раствор, [237].

Минеральный состав шлаков медной плавки, наличие рудных техногенных фаз в виде сульфидных минеральных фаз и зерен металлической меди в шлаковой фаялитовой матрице определяют контрастность свойств по флотируемости и технологическую возможность флотации шлаков с использованием сульфгидрильных собирателей [238]. Цинк в шлаках присутствует в виде сфалерита и в составе железо-медно-цинковых твердых растворов, и является не флотоактивным. Драгоценные металлы (золото, серебро) в большей степени ассоциированы с сульфидами в виде изоморфной примеси и при флотации извлекаются в медный концентрат как сопутствующие элементы при использовании дополнительно к ксантогенату собирателя класса дитиофосфатов, как показано в наших совместных работах [40, 238, 293].

Таким образом, условия формирования шлаков черной и цветной металлургии обуславливают высокую неоднородность их строения, контрастность магнитных, плотностных, флотационных свойств отдельных вновь образованных техногенных фаз шлаков, а также различия их физико-механических свойств (твердость, хрупкость) и морфометрических параметров, что будет подробно рассмотрено в главе 6.

Разработанная классификация отходов, образующихся при добыче и переработке руд черных и цветных металлов, по особенностям вещественного состава и контрастности технологических свойств приведена в таблице. Она позволяет проводить прогнозную оценку качества отходов в качестве техногенного минерального сырья и его обогатимости, направлений использования техногенного сырья и априорный выбор методов переработки. Как следует из представленных данных, к объектам с наиболее сложным вещественным составом, претерпевшим существенные изменения минерального состава и технологических свойств при образовании, складировании и долговременном хранении, с наименее контрастными технологическими свойствами следует относить лежалые хвосты железорудных, флотационных фабрик. По своему химическому и минеральному составу лежалые хвосты обогащения золотых руд, руд цветных металлов, шлаки черной и цветной металлургии являются наиболее разнообразными, многофазными, полиминеральными образованиями, но по совокупности качественных характеристик и наиболее труднообогатимыми.

К наиболее характерным особенностям вещественного состава и технологических свойств техногенного минерального сырья, предопределяющим его трудную обогатимость, были отнесены: низкое содержание ценных компонентов (металлов), поликомпонентный и полиминеральный состав; наличие комплексных полиминеральных сростков, для раскрытия которых требуется очень тонкое измельчение; сложные структурно-фазовые характеристики, которые обусловлены совместным присутствием минеральных агрегатов и минералов разных размеров и форм; тонкое, тесное прорастание рудных минералов между собой и с породообразующими минералами; изменения минерального (фазового) состава отходов как в процессе их образования (шлаки), так и в процессе хранения (лежалые хвосты); структурные преобразования (гипергенные) поверхности зерен рудных минералов, образование более сложных вторичных структур, агрегатов полиминерального состава в лежалых хвостах железорудных и флотационных фабрик; уплощенная форма у части золотинок, присутствие частиц золота в сростках с нерудными минералами и пиритом, в виде тончайших включений размером до нескольких микрон в пирите, наличие на поверхности золотинок «рубашек» из гидроксидов железа в лежалых хвостах флотационных и



Таблица – Классификация отходов черной и цветной металлургии по степени измененности вещественного состава и контрастности технологических свойств

Процессы, формирующие вещественный состав и свойства	Низкотемпературные									Высокотемпературные			
	Горнодобывающее производство		Обогатительное производство							Металлургическое производство			
Отрасли промышленности										Черная металлургия		Цветная металлургия	
Технологические процессы, в которых формируются отходы	Добыча полезных ископаемых		Радиометрическая сепарация, сухая магнитная сепарация, обогащение в тяжелых средах	Кучное выщелачивание	Мокрая магнитная сепарация, гравитационные процессы	Флотация				Доменная, конвертерная плавка		Шахтная, отражательная, конвертерная плавка (медная подотрасль)	
Виды отходов	Вскрышные и вмещающие породы	Забалансовые и некондиционные руды		Хвосты	Кеки выщелачивания	Хвосты		Хвосты		Шлаки	Пыли, шламы	Шлаки	Пыли, шламы
Виды ТМСО" (хранилища)	Отвалы (насыпные)	Спецотвалы (насыпные)		Отвалы (насыпные)	Штабели КВ (насыпные)	Хвостохранилища (наливные)				Шлаковые отвалы (насыпные)	Шламохранилища (наливные)	Шлаковые отвалы (насыпные)	Шламохранилища (наливные)
Время накопления	Текущие и лежалые	Текущие	Лежалые	Текущие и лежалые	Лежалые	Текущие	Лежалые	Текущие	Лежалые	Текущие и лежалые	Текущие и лежалые	Текущие и лежалые	Текущие и лежалые
Степень измененности:													
минеральный (фазовый) состав	-	+	++	+	++	+	+	+	++	++	++	++	++
химический состав	-	-	+	+	++	+	+	+	++	++	++	++	++
гранулометрия	+	+	++	+	++	+	++	+	++	++	-	++	-
морфология	-	-	+	-	+	+	++	+	++	++	++	++	++
физико-механические свойства	+	-	+	-	+	-	-	-	-	++	+	++	+

Продолжение табл.

физические свойства	-	-	-	+	+	+	++	+	++	++	+	++	+
состояние поверхности	-	-	+	-	++	-	+	+	++	+	-	+	-
Контрастность свойств	нк	к	вк	нк	нк	нк	к	к	вк	вк	нк	вк	к
Направления использования	Использование только в качестве стройматериалов	Извлечение полезных компонентов с использованием отходов в качестве стройматериалов	Использование только в качестве стройматериалов	Извлечение полезных компонентов Извлечение полезных компонентов с использованием отходов в качестве стройматериалов					Извлечение полезных компонентов с использованием отходов в качестве стройматериалов				
				Извлечение полезных компонентов с использованием отходов в качестве стройматериалов					Извлечение полезных компонентов с использованием отходов в качестве стройматериалов				
Методы переработки	Дробление и фракционирование	1. Кучное выщелачивание; 2. Флотация; 3. Флотация+выщелачивание; 4. Флотация+обжиг; 5. Радиометрическая сепарация+ флотация	Дробление и фракционирование	1. Магнитная сепарация в высокоинтенсивном поле; 2. Винтовая сепарация; 3. Центробежная сепарация; 3. Флотация					1. Окомкование+выщелачивание; 2. Биовыщелачивание+цианирование; 3. Прямое цианирование; 4. Флотация; 5. Отсадка+концентрация на столах+флотация; 6. Центробежная сепарация+ концентрация на столах; 7. Винтовая сепарация+ концентрация на столах; 8. Термохимическое вскрытие+выщелачивание; 9. Окислительный обжиг+цианирование				
				Дробление+ магнитная сепарация					1. Пирометаллургические процессы: вельд-процесс, окомкование+восстановительный обжиг и т.п.; 2. Жидкофазное восстановление; 3. Выщелачивание				
				1. Флотация; 2. Магнитная сепарация; 3. Кислотное выщелачивание; 4. Восстановительно-сульфидирующее обеднение в электропечах					1. Выщелачивание; 2. Восстановительный обжиг+выщелачивание				

\*ТМСО – техногенное минерально-сырьевое образование; – практически неизменные; + слабо измененные; ++ существенно измененные; нк – неконтрастные и низкоконтрастные; к- контрастные; вк - высококонтрастные

золотоизвлекающих фабрик; уменьшение контрастности электрических, магнитных, флотационных (поверхностной активности) свойств, растворимости рудообразующих минералов в лежалых хвостах вследствие как переизмельчения, так и неполного раскрытия минеральных сростков, наличия большого количества шламов, флотореагентов и воздействия природно-климатических факторов.

Таким образом, особенности вещественного состава и технологических свойств горнопромышленных отходов, а также закономерности формирования техногенных образований и преобразования минерального вещества в них обуславливают необходимость адаптации традиционных физических и химических процессов разделения минералов и разработки ресурсосберегающих технологий их комплексной переработки на основе общего алгоритма.

#### **2.4 Алгоритм формирования ресурсосберегающих технологий комплексной переработки горнопромышленных отходов**

Переработка отходов по традиционным технологиям, ориентированным на более богатое сырье, с прогнозируемым составом и свойствами, определяемыми главным образом геолого-минералогическими факторами, построенными в большинстве случаев как «моносхемы» по наиболее контрастному разделительному признаку, будет технологически малоэффективной и экономически нецелесообразной, поскольку контрастность технологических свойств в отходах значительно нивелируется, как это было показано выше.

Специфика технологических процессов образования отходов при переработке первичного сырья и последующих процессов сквадрования, хранения отходов, характер и степень преобразования минерального вещества во вторичных гипергенных процессах в совокупности приводят к тому, что отходы не только отличаются от природного сырья и друг от друга минералогическими особенностями, но и каждый техногенный минеральный объект, как локализованное в пространстве скопление того или иного вида техногенного сырья, очень индивидуален по набору качественно-количественных характеристик. Поэтому при выборе и обосновании параметров технологии переработки техногенного сырья нельзя применить «принцип аналогии», как в случае руд одного геолого-промышленного типа, когда генетические типы рудных формаций и обогатимость минеральных комплексов тесно взаимосвязаны.

Кроме того, имеющиеся данные о самих техногенных объектах, их качественных и количественных параметрах, о минералого-технологической оценке техногенного сырья, о результатах научных исследований, о разработанных новых технологиях, технологических инновациях, о конструкторских разработках нового оборудования и т.п. разрознены и часто разобщены по разным источникам, базам данных, что также затрудняет обоснование эффективной схемы переработки сырья техногенного месторождения и принятие решений по реализации проектов переработки отходов [315].

Вместе с тем, уже сегодня имеются научные и практические основания для адаптации традиционных технологий, известных технологических решений к выявленным специфическим особенностям минерального сырья техногенного происхождения для повышения технико-экономических показателей его переработки, как это показано в наших работах [10, 62, 294, 309, 315, 324, 325, 359], чему способствуют прогрессирующее развитие технологической минералогии при комплексировании различных методов, повышение достоверности минералогического анализа новых видов минерального сырья [182, 131, 345, 269], эволюция технологических процессов разделения труднообогатимых минеральных комплексов, возможности цифровых технологий в интеграции и гармонизации данных и знаний, накопленных в разных областях.

Все это продиктовало необходимость развития научно-методологических основ ресурсосберегающей переработки техногенного минерального сырья и создания для этого алгоритма формирования технологии его комплексной переработки. Это позволит, в том числе, объединить в единую информационную систему и обобщить большие объемы разрозненных данных, проводить поиск новых технологических решений, устойчиво развивать систему принятия решений при выборе технологических вариантов комплексного использования техногенного минерально-сырьевого объекта (ТМСО).

Была разработана методология формирования ресурсосберегающих технологий комплексной переработки горнопромышленных отходов, построенная по принципу последовательного решения промежуточных тактических задач на нескольких соподчиненно осуществляемых уровнях изысканий в итеративном цик-

ле выполнения и анализа условий реализуемости, блок-схема которой приведена на рисунке 2.2.

Как было показано ранее, минеральные отходы являются нелинейными системами с широким набором качественных и количественных характеристик, а экологически ориентированные технологии их комплексной переработки должны отвечать и требованиям максимально полного использования всех сырьевых компонентов (рудных и нерудных) и требованиям восстановления целостности компонентов природной среды. Решение этой сложной задачи, согласно принципу декомпозиции, осуществляется на нескольких соподчиненных уровнях (подсистемах) – информационно-аналитическом, инструментальном, адаптационном, организационно-технологическом, экономико-аналитическом.

Итерационное строение процесса исследования позволяет при последовательном решении тактических подзадач, которые в ходе выполнения изысканий на обозначенных уровнях могут изменяться, при непрерывном анализе полученных результатов и условий их реализуемости, в соответствии с вводимыми оценочными критериями (технологическими, экономическими, экологическими, интегральными), проводить коррекции целей и задач, как на предыдущих этапах работ, так и всего проекта в целом, для снижения ключевых рисков на ранних этапах выполнения работ, оперативного управления процессом разработки технологии, бóльшей прогнозируемости результатов. В каждой итерации происходит проверка условий достижения искомого результата (предварительного, промежуточного или конечного) с помощью оценочных критериев (оценочных показателей), которые имеют принципиальное значение, как для данного уровня, так и для всей системы в целом, и последовательное приближение к успешному решению сложной задачи при наименьших материальных, организационно-технических, временных затратах.

На *информационно-аналитическом уровне* дается априорная оценка целесообразности вовлечения в переработку техногенного сырья по тому или иному направлению и возможности использования для этого известных технологических решений для разделения техногенного сырья на минеральные составляющие. Эффективность освоения минерально-сырьевых объектов определяется правильностью выбора направления использования сырья, обеспечивающего наилучшие результаты функционирования эколого-экономической системы.

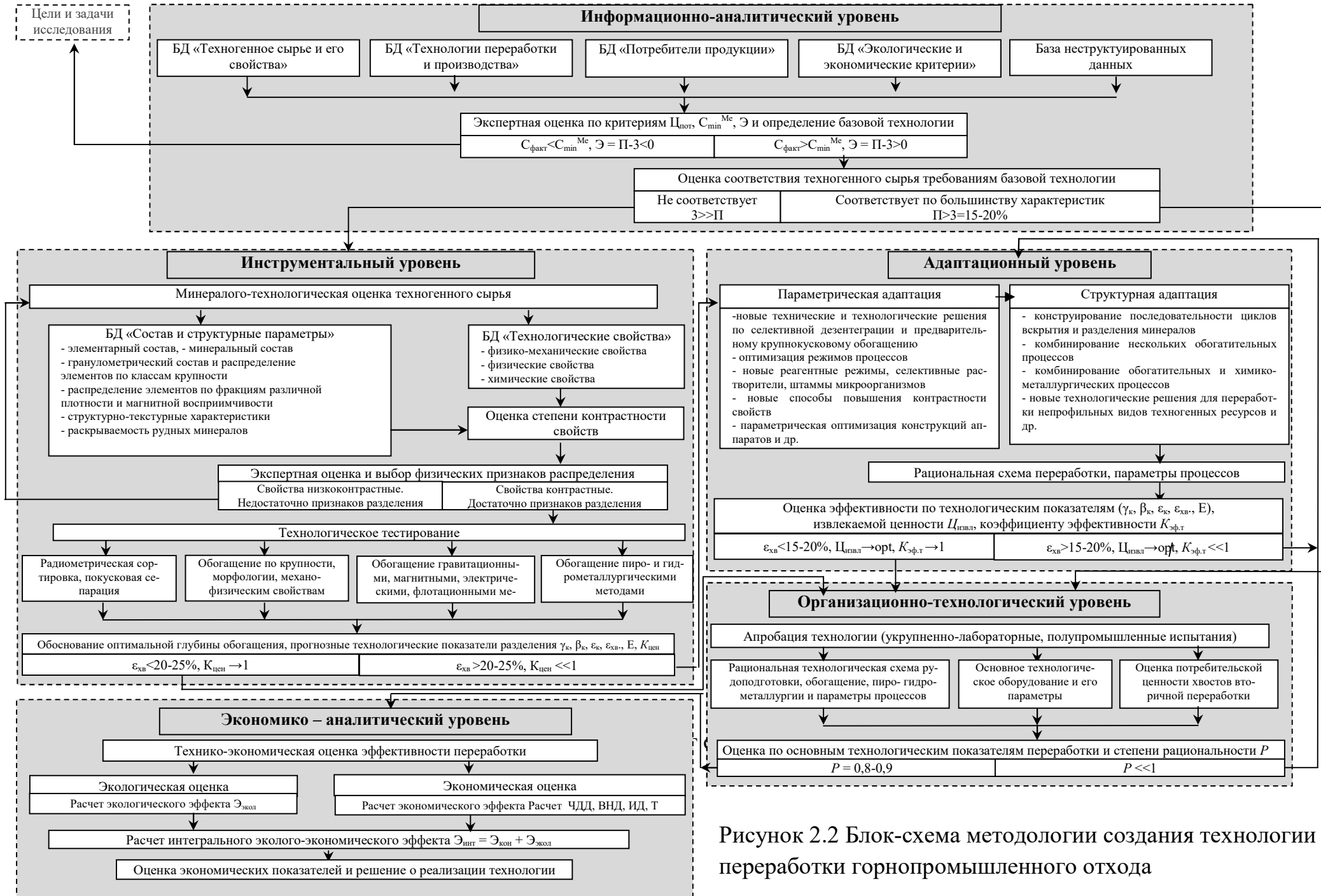


Рисунок 2.2 Блок-схема методологии создания технологии переработки горнопромышленного отхода

Применительно к минеральным отходам технологии их обработки, утилизации, обезвреживания могут быть предназначены для: использования в качестве сырья или добавок к сырью (рециклинг); возврата в производственный цикл (регенерация или восстановление); извлечения полезных компонентов (рекуперация); использования в качестве топлива (кроме уничтожения сжиганием); использования в качестве изолирующего материала, для закладки выработанных пространств, для благоустройства территории, строительства и ремонта дорог, укрепления дамб и т.п.; консервации в безопасном состоянии для их использования в ближайшем или отдаленном будущем.

Предварительная оценка пригодности и экономической целесообразности использования техногенного минерального сырья по одному или нескольким перечисленным направлениям и в целом выбор общей стратегии обращения с отходом производится на основании комплексного анализа многих факторов: геологических, минералогических, технологических, нормативно-правовых, экологических, социальных, экономических и др. Поэтому информационно-аналитический уровень методологии подразумевает обработку, анализ, систематизацию большого объема данных, которые разделили на несколько баз данных: по техногенному минеральному сырью и его свойствам, по технологиям переработки и имеющимся в регионе производствам, по потенциальным потребителям металлсодержащей и нерудной продукции, по экологическим и экономическим критериям и др. Этот этап работ является информационным обеспечением всего проводимого исследования.

На основании экспертной оценки априорной информации производится определение возможности использования существующей (базовой) технологии переработки техногенного сырья и принимается решение о дальнейшем направлении работ. Количественными критериями оценки на этом этапе, с учетом результатов геолого-экономической оценки ТМСО, могут служить потенциальная ценность техногенного сырья  $C_{\text{пот}}$ , минимальное промышленное содержание полезного компонента  $C_{\text{min}}^{\text{Me}}$ , соотношение ценности годовой продукции, получаемой из техногенного сырья, в равновесных рыночных ценах  $Z$  и суммы предстоящих капитальных и эксплуатационных затрат  $Z$  на производство товарной продукции без отчислений на амортизацию.

Потенциальная ценность 1 т ( $\text{м}^3$ ) отходов, накопленных в хранилищах, может быть рассчитана по формуле [159]:

$$C_{\text{ном}} = \sum 0,01 C_{\text{ср.1}} C_{i1} + \sum Q_{i2} C_{i2},$$

где  $C_{\text{ср.1}}$  – среднее содержание полезного компонента в накопленных отходах;  $C_{i1}$  – рыночная цена единицы  $i$ -го полезного компонента;  $Q_{i2}$  – выход нерудной товарной продукции из 1 т техногенного сырья, т;  $C_{i2}$  – рыночная цена 1 т продукции из нерудной части.

В качестве параметра оценки качества техногенного сырья, по аналогии с рудами, целесообразно использовать минимальное эффективное содержание полезного компонента, определяемое из условия обеспечения нулевой рентабельности переработки. При переработке сырья до товарных концентратов, при ценах на содержащийся в концентратах полезный компонент (металл) [159]:

$$C_{\text{min}}^{\text{Me}} = \frac{100(З - \Pi_{\text{и}} - Y_{\text{пр.}})}{C_{\text{Me кон}}(1 + K)\varepsilon_0\varepsilon_{\text{к}}},$$

где  $З$  – затраты на разведку, добычу, погрузку, транспортировку, обогащение 1 т техногенного сырья, руб/т;  $\Pi_{\text{и}}$  – дополнительная прибыль от использования нерудных техногенных запасов в расчете на 1 т добытого техногенного сырья, руб/т;  $Y_{\text{пр.}}$  – прибыль за счет предотвращенного экономического ущерба из-за сокращения изъятия земель и загрязнения окружающей среды, снижения затрат на природоохранные мероприятия в результате использования 1 т техногенных запасов, руб/т;  $C_{\text{Me кон}}$  – цена металла в концентрате, руб/т;  $K$  – коэффициент влияния промышленного использования попутных ценных компонентов, доли ед.,  $K = C_{\text{гпк}}/C_{\text{гок}}$ ,  $C_{\text{гпк}}$  – годовая стоимость попутных компонентов, тыс. руб,  $C_{\text{гок}}$  – годовая стоимость основного, условного полезного компонента, тыс. руб;  $\varepsilon_0\varepsilon_{\text{к}}$  – извлечение металла при обогащении и металлургическом переделе, доли ед.

Чистая годовая прибыль, получаемая от реализации продукции из техногенного сырья, может быть определена по формуле:

$$\Pi_{\text{ч}} = V - З - Н,$$

где  $V$  – общая годовая выручка от реализации продукции из техногенного сырья;  $З$  – сумма капитальных и эксплуатационных затрат на производство и реализацию товарной продукции;  $Н$  – налоги, выплачиваемые из прибыли.



Если содержание ценного компонента в техногенное сырье значительно ниже минимального эффективного  $C_{факт} \ll C_{мин}^{Me}$ , необходимо провести корректировку целей и задач всего исследования в связи с изменением направления использования техногенного сырья или отказом от проекта переработки отходов и направлением их на хранение, обезвреживание или захоронение. Данная итерация позволяет на ранних стадиях адаптировать планы, минимизировать риски и затраты.

В случае, если техногенное сырье по качеству  $C_{факт} \geq C_{мин}^{Me}$  является близким к природному и для его переработки может быть использован "принцип аналогии", а прибыль от реализации продукции превышает затраты на ее производство  $\Pi_ч > 3$ , производится оценка соответствия требованиям базовой технологии по нескольким признакам: степень изученности сырья, содержание основных и сопутствующих ценных компонентов, контрастность свойств в обогащаемом классе, соответствие физических, физико-механических свойств основному разделительному признаку применяемого метода, запасы в ТМСО и т.п.

При соответствии сырья по большинству свойств и характеристик требованиям базовой технологии и при превышении чистой прибыли от реализации всех видов продукции из техногенного сырья над затратами на производство и реализацию продукции, включая налоги, не менее, чем на 15-20% ( $\Pi_ч > 3 = 15 \div 20\%$ ), переходят на организационно-технологический уровень апробации и внедрения известных технологических решений, стандартных технологических схем для извлечения ценных компонентов из техногенного сырья и/или производства нерудной продукции. Переход на инструментальный уровень исследований будет обусловлен не соответствием техногенного сырья требованиям существующей технологии переработки по большинству характеристик, прогнозируемыми низкими технологическими показателями и высокими затратами на переработку ( $3 > \Pi_ч$ ), что требует проведения его всесторонней минералого-технологической оценки для разработки новой или адаптации существующей технологии.

Определяющая роль в методологии отводится **инструментальному уровню** изучения сырья в процессе аналитических, минералогических, технологических исследований, на котором устанавливаются все минералого-технологические характеристики сырья и определяются границы применимости экономически оправданных традиционных методов обогащения. Минералого-аналитические ис-

следования техногенного сырья обеспечивают получение наиболее полной и достоверной информации об основных качественных параметрах сырья, влияющих на выбор наиболее эффективных способов рудоподготовки и методов разделения, и позволяющей прогнозировать поведение техногенных продуктов в различных технологических процессах переработки [156]. Особое внимание следует уделять изучению минерального состава техногенных минеральных систем, их морфоструктурных характеристик, характера распределения рудных минералов и агрегатов, раскрываемости минеральных агрегатов, состояния фаз вторичных техногенных минералов, контрастности свойств с использованием комплекса современных минералого-аналитических методов при необходимой достаточности объемов и видов исследований, соотнесенных с конечными целями [309, 324, 183].

Лабораторные исследования в наиболее общем виде включают комплекс аналитических исследований методами химического анализа, методом масс-спектрометрии, химического фазового анализа и минералогические исследования при рациональном комплексировании методов оптической и электронной микроскопии, количественного рентгенографического фазового анализа, рентгеновской микротомографии.

Для прогнозной оценки качества техногенного сырья – текущих хвостов обогащения колчеданных руд минералого-аналитическими методами были разработаны специальные методические рекомендации (Методические рекомендации №183 утверждены Научным советом по минералогическим исследованиям 05.11.2014 г.). Принципиальная схема последовательности минералогических исследований, адаптированная специально для изучения хвостов обогащения, приведена на рисунке 2.3 [156]. Виды, объемы минералогических работ при технологических испытаниях техногенного сырья определяются решаемыми задачами и в наиболее общем виде включают этап анализа имеющейся геолого-маркшейдерской и горнотехнической информации для разработки рационального комплекса методов и этап лабораторных аналитических и минералогических исследований комплексом методов минералогического анализа [156].



Рисунок 2.3 – Схема проведения минералого-аналитических исследований текущих хвостов обогащения

Результаты аналитических и минералогических исследований, представленные в виде химического состава техногенных продуктов и распределения полезных компонентов по классам крупности, минерального состава, морфоструктурных параметров минералов и обломков минеральных агрегатов, распределения извлекаемых металлов по минералам (поминеральный баланс), раскрываемости зерен рудных минералов и распределения рудных сростков по классам крупности, гранулярного состава и т.п., являются оценкой качества техногенного сырья, позволяют производить выбор разделительных процессов для последующего технологического тестирования, и в целом принимать решение об эффективности и безопасности вовлечения минеральных отходов в переработку в зависимости от потребности в них [156].

В наиболее общем виде получаемую в результате минералоготехнологической оценки техногенного сырья обширную информацию разделили на блоки «Состав и структурные параметры» и «Технологические свойства», анализ которой позволяет определять физические признаки разделения. Если в результате минералогических работ и аналитических исследований по стандартной схеме определено достаточно разделительных признаков для выбора методов переработки, производится переход к технологическому тестированию сырья. В

случае, если признаков разделения выявлено недостаточно или они вообще не определены по стандартной схеме минералого-аналитических исследований, необходимо выполнить итерацию, но по более расширенной детальной программе исследований состава и свойств.

На этапе минералого-аналитических исследований необходимо выделить как можно больше особенностей вещественного состава и физических признаков, которые могут быть использованы для разделения труднообогатимых минеральных комплексов техногенного происхождения. В соответствии с наиболее контрастными из них проводится технологическое тестирование, выбираются методы селективной рудоподготовки и наиболее целесообразные физические и химические способы разделения, устанавливаются их параметры, обосновывается глубина обогащения (принципиальная схема) как оптимальное сочетание механических и химико-металлургических переделов, прогнозируются максимально достижимые показатели переработки. Таким образом, всесторонняя и достоверная минералогическая информация значительно сокращает время и средства на разработку технологии переработки новых видов сырья.

Количественной критериальной оценкой оптимальности технологической схемы на данном этапе изысканий будет максимальная полнота извлечения основных и попутных полезных компонентов в концентраты товарного качества при приемлемой для недропользователя рентабельности производства, выраженная в виде прогнозных технологических показателей обогащения, таких как: выход концентрата  $\gamma_k$ , качество концентрата  $\beta_k$ , извлечение компонента в концентрат  $\varepsilon_k$  и в хвосты переработки  $\varepsilon_{xв}$ , эффективность обогащения  $E$ , комплексность использования сырья  $K$ .

В качестве основных количественных критериев оценки, на наш взгляд, следует принять потери ценного компонента с хвостами переработки  $\varepsilon_{xв} = \frac{\beta_{xв}(\beta_k - \alpha)}{\alpha(\beta_k - \beta_{xв})}$  и коэффициент полноты извлечения ценных компонентов по ценности  $K_{цен} = Q_{тп} C_{тп} / Q_{тс} C_{пот}$  ( $Q_{тп} C_{тп}$  – ценность товарной продукции из техногенного сырья, тыс. руб;  $Q_{тс} C_{пот}$  – ценность всех ценных компонентов в техногенном сырье, тыс. руб).

При  $\varepsilon_{xв} < 20 - 25\%$  и  $K_{цен} \rightarrow 1$  возможен переход на организационно-технологический уровень исследований с оптимизацией параметров переработки по существующей (базовой) технологии и ее последующей реализацией.

В противном случае ( $\varepsilon_{xв} > 20\%$  и  $K_{компл} \ll 1$ ) обязательным является этап адаптации существующих технологических решений, методов обогащения, способов переработки к выявленным особенностям вещественного состава и технологических свойств труднообогатимого техногенного минерального сырья для повышения технологической, экономической, экологической эффективности его освоения [10, 60, 66, 221].

Анализ результатов минералого-технологической оценки некоторых видов металлсодержащего техногенного сырья, приведенный в п. 2.3, показал, что условия образования и хранения отходов добычи и переработки минерального сырья, характер и степень преобразования минерального вещества в них в некоторых случаях формируют различия по какому-то иному признаку, свойству или набору свойств и тем самым создаются предпосылки для адаптации существующих обогащительных процессов к этим выявленным особенностям вещественного состава и свойств техногенного сырья. Такими благоприятными для вовлечения минеральных отходов в переработку особенностями вещественного состава и технологических свойств являются:

- повышенные содержания основных, попутных ценных компонентов в старогодних хвостах обогащения, в металлургических шлаках и шламах;
- контрастность по флотуемости и по растворимости минералов меди различной степени окисленности в отвалах забалансовых медных руд;
- нахождение золота в самородном состоянии, в свободном раскрытом виде с преобладающим размером золотинок от 15 до 80 мкм, высвобождение золота из сростков с пиритом при окислении сульфидов в лежалых хвостах обогащения, изометричная форма частиц золота;
- контрастность по гравитационным свойствам рудных и породообразующих минералов в лежалых хвостах железорудных, флотационных, золотоизвлекательных фабрик;

- различия физико-механических свойств (твердость, хрупкость), индивидуализированная форма рудных и металлических фаз в шлаках черной и цветной металлургии;
- контрастность магнитных, плотностных, флотационных свойств основных фаз в шлаках и шламах черной и цветной металлургии.

Таким образом, в результате выполнения работ на инструментальном уровне может быть подтверждена возможность использования базовой технологической схемы для переработки ТМСО и тогда осуществляется переход на организационно-технологический уровень работ или делается заключение о необходимости проведения теоретических и экспериментальных исследований на адаптационном уровне. Также по результатам минералого-аналитических и технологических изысканий могут быть скорректированы цели и задачи проводимого исследования в соответствии с итерационным принципом построения методологии.

На *адаптационном уровне* при существенном отличии свойств и характеристик техногенного сырья от природного и прогнозируемых низких показателях разделения по традиционной технологической схеме адаптируются известные технологические решения к выявленным особенностям вещественного состава и технологических свойств техногенного сырья.

Технологический процесс переработки минерального сырья представляет собой определенный набор и последовательность технологических операций (раскрытие минералов, физические и химические процессы разделения, концентрации минералов), каждая из которых характеризуется также и набором количественных параметров, которые могут варьироваться в ходе ведения технологического процесса, но в определенных пределах. Таким образом, традиционная (базовая) технология переработки минерального сырья может рассматриваться как система с устоявшейся совокупностью элементов и их конкретных параметров.

Поэтому очевидно, что первый прием адаптации должен быть параметрическим и связан с изменениями режимных параметров отдельных операций (процессов), а, следовательно, и параметров функционирования системы в целом. То есть *параметрическая адаптация* без изменения структуры системы подстраивает технологию (режимы отдельных операций) к изменяющимся входным пара-

метрам (специфические технологические свойства техногенного сырья) для получения заданных выходных параметров (максимальные/приемлемые технологические показатели разделения).

В соответствии с методологией управления сложными техническими системами Л.А. Растригина [230]:

$$U = P(u^1, \dots, u^n),$$

где U- управленческое воздействие; P – параметрическая адаптация;  $u^1 \dots u^n$  – управленческие воздействия на параметры системы  $h^1 \dots h^n$ , n – количество параметров.

В качестве приемов адаптации на данном уровне, на наш взгляд, могут служить обоснование наиболее селективного способа дезинтеграции техногенного сырья, новые технические и технологические решения по предварительному крупнокусковому обогащению, новые реагентные режимы, селективные растворители, штаммы микроорганизмов, новые способы повышения контрастности технологических свойств, параметрическая оптимизация конструкций аппаратов и т.п. Возможности параметрической адаптации в условиях традиционной технологии применительно к специфическому набору характеристик и свойств многокомпонентного, техногенно измененного сырья могут быть ограничены, например, техническими возможностями оборудования, существующими реагентами и т.п., следствием чего будет недостижение требуемых выходных показателей. Поэтому следующим приемом адаптации становится *структурная адаптация* как конструирование новой архитектуры технологического процесса переработки минерального сырья.

Для техногенного сырья, как показывают литературные данные и собственные проведенные исследования, такая архитектура будет характеризоваться, как правило, сочетанием циклов селективного вскрытия и разделения минеральных комплексов в цикле рудоподготовки, комбинированием нескольких обогатительных, обогатительных и химико-металлургических процессов разделения и концентрирования минералов, разработкой новых технологических решений для переработки непрофильных видов техногенных ресурсов. Таким образом, структурная адаптация обеспечивает оптимальный набор методов разделения, последовательность циклов (стадий) в технологической схеме переработки, оптимальную

последовательность производственных операций в отдельных циклах и выступает в качестве механизма адаптации. При структурной адаптации системы (технологии) одновременно осуществляется и ее параметрическая адаптация, поскольку любое изменение структуры технологического процесса сопровождается и изменением параметров [230]. Управленческое технологическое воздействие  $U$  в этом случае включает структурные  $W$  и параметрические  $C$  воздействия для адаптации сложной системы  $A=U(S)$ , каковой будет являться технология переработки минерального отхода:

$$U = \langle W, C \rangle,$$

где  $W$  – факторы изменения структуры системы  $S$  (структурная технологическая адаптация);  $C$  – факторы варьирования общей структуры системы  $S$ , одновременно изменяющие адаптируемые параметры системы  $C = (c^1, \dots, c^n)$  (параметрическая технологическая адаптация).

Адаптированную технологию  $T^A$  переработки минерального сырья, которая связывает начальное состояние операнда  $Od^0$  – «вход» в систему (свойства сырья) с конечным состоянием операнда  $Od^n$  – «выход» системы (технологические показатели разделения) за счет введения механизма адаптации  $A$  базовой технологии  $T^0$  можно выразить с использованием положений теории технических систем следующим образом:

$$T^A = \langle Od^0, Od^n, A, T^0 \rangle.$$

Адаптационный механизм позволяет таким образом перевести исследуемый объект (технологическую систему) в требуемое (целевое) состояние путем целенаправленного воздействия для повышения эффективности ее функционирования.

Критериями результативности проведенной технологической адаптации выступают, как и на предыдущем этапе технологического тестирования, достигнутые на данном уровне технологические показатели обогащения, главным образом, качество продуктов разделения (металлсодержащих и нерудных) как по содержанию основных, так и попутных компонентов, вредных примесей, технологические потери компонентов с хвостами вторичной переработки, коэффициент полноты извлечения ценных компонентов по ценности, извлекаемая ценность.

Извлекаемая ценность техногенного минерального ресурса, руб/т:

$$C_{\text{извл}} = \sum_{i=1}^n 0,01 \beta_i C_i \varepsilon_i,$$



где  $\beta_i$  – содержание  $i$ -го полезного компонента в техногенном ресурсе, %;  $C_i$  – рыночная цена единицы  $i$ -го полезного компонента;  $\varepsilon_i$  – извлечение  $i$ -го компонента в товарную продукцию. Результативность технологии тем выше, чем  $C_{\text{извл}} \rightarrow \max$ .

Для оценки эффективности переработки техногенного сырья в продукцию на адаптационном уровне необходим комплекс интегральных критериев. В качестве дополнительных оценочных критериев на данном уровне методологии также могут быть приняты критерий безотходности технологического процесса  $K_{\text{бо}}$ , критерий глубины переработки  $K_{\text{гл.пер.}}$ , критерий экологичности  $K_{\text{экол}}$  и интегральный критерий эффективности технологии  $K_{\text{эф.т}}$ .

Критерий безотходности технологического процесса может быть выражен как [39]:

$$K_{\text{бо}} = 1 - \frac{\sum H_{oj}V_{oj}}{\sum H_{ci}V_{ci}} \rightarrow \max$$

где  $H_{oj}$  – стоимость сырьевых компонентов, заложенная в единицу массы  $j$ -го вида отходов;  $H_{oj} = \sum H_{ci} \beta_i$ ,  $\sum \beta_i = 1$ ;  $H_{ci}$  – стоимость единицы массы  $i$ -го сырьевого компонента;  $\beta_i$  – доля  $i$ -го вида сырьевого компонента в  $j$ -м виде отходов.

Критерий глубины переработки сырья может служить оценкой степени совершенства технологии получения из техногенного сырья продукции:

$$K_{\text{гл.пер.}} = 1 - \frac{\sum H_{oj}V_{oj}}{\sum H_{nl}V_{nl} - \sum (H_{oj} + H_{uj})V_{oj}} \rightarrow \max,$$

где  $H_{nl}$  и  $V_{nl}$  – соответственно стоимость единицы массы  $l$ -го продукта, вырабатываемого из сырья, и его масса;  $H_{uj}$  – стоимость хранения (нейтрализации) единицы массы  $j$ -го отхода.

Экологичность технологического процесса оценивается затратами на нейтрализацию отходов или устранение последствий их воздействия на окружающую среду. Критерий экологичности технологии:

$$K_{\text{экол}} = 1 - \frac{\sum H_{uj}V_{oj}}{\sum H_{nl}V_{nl} - \sum (H_{oj} + H_{uj})V_{oj}} \rightarrow \max.$$

Интегральный критерий эффективности технологии, который характеризует безотходность технологических процессов, глубину переработки сырья и экологичность производства:

$$K_{\text{эф.т}} = K_{\text{бо}} K_{\text{гл.пер.}} K_{\text{экол}} \rightarrow 1.$$

При расхождении фактически достигнутых показателей с рациональными планируемыми может производиться итерация цикла «параметрическая адаптация-структурная адаптация» до достижения рациональных параметров процесса и конструирования оптимальной схемы переработки. Если проведенные итерации параметрической и структурной адаптации технологического процесса не обеспечивают повышение эффективности его функционирования, не достигается требуемая эффективность разделения при современном состоянии техники и технологии, то следует применить «адаптацию объекта». Расширение объекта возможно, если адаптировать исходные характеристики самого отхода (изменение границы, разделяющей объект и среду) или скорректировать требования потребителей к продукции из отхода (например, выпуск не товарных концентратов, а промпродуктов), изменить в целом поставленные цели переработки отхода («адаптация целей управления»). При адаптации целей управления адаптируются потребности субъекта таким образом, чтобы они удовлетворялись путем реализации нового множества целей, достигаемых системой управления в данный период времени [230]. Обозначенные четыре уровня адаптации системы управления направлены на достижение системой заданных целей, но при этом верхние уровни (адаптация объекта и адаптация целей управления) должны включаться в том случае, если нижние уровни (параметрическая и структурная адаптация) не обеспечивают эффективного отслеживания изменений, происходящих в объекте [230].

Адаптационный уровень методологии позволяет обосновать рациональный комплекс процессов, аппаратов, их последовательность в технологической схеме и условия реализуемости (оптимальные параметры отдельных операций) для наиболее полного извлечения ценных компонентов из техногенного сырья [60]. Построение технологических схем переработки техногенного сырья должно основываться на селективном раскрытии техногенных фаз в рудоподготовительных процессах и комбинировании различных методов механического обогащения, механического обогащения и химико-металлургической переработки, адекватных установленным особенностям вещественного состава и технологических свойств сырья [62, 65, 359]. Комбинация процессов определяется наиболее контрастными сепарационными характеристиками техногенных минеральных комплексов, что и будет показано в данном диссертационном исследовании при обосновании пара-

метров и разработке технологий переработки забалансовых медных руд, лежалых хвостов обогащения золотых руд, шламов и шлаков черной металлургии, выбранных в качестве объектов исследования.

Таким образом, адаптационный подход рассматривается нами как поэтапное, многоуровневое, продуманное движение от глубокого всестороннего изучения техногенного сырья с учетом его происхождения и выявления его технологических особенностей, до качественного изменения технологических решений по рудоподготовке и обогащению, конструктивных параметров обогатительного оборудования и построению оптимальных топологий технологических схем переработки техногенного сырья [294]. В этой связи эволюция методов и технологий обогащения имеет ярко выраженный адаптационный характер. Принципами адаптации методов и технологий обогащения к техногенному минеральному сырью, на наш взгляд, должны быть следующие [294]. *Принцип материального баланса*, заключающийся в соизмерении количества вовлекаемого в переработку техногенного сырья с количеством готовой продукции, получаемой в результате его комплексной и глубокой переработки. *Принцип баланса ценностей*, состоящий в соизмерении ценностей, взаимодействующих в процессе переработки и комплексного использования техногенного сырья, с ценностями, полученными в результате его переработки. *Принцип технологической взаимосвязи* отражает влияние принятых технических и технологических решений на количество, качество и ценность извлекаемого полезного продукта. *Принцип рациональной эффективности* отражает обеспечение превышения ценности реализованной минеральной продукции из техногенного сырья над затратами, расходуемыми на ее получение с учетом параметрической и структурной адаптации принятых технических и технологических решений. *Принцип экологичности* требует обеспечения экологического равновесия и максимальной сохранности окружающей природной среды при вовлечении техногенного сырья в ресурсосберегающую, экологически ориентированную переработку [294].

Разрабатываемый адаптационный подход [60, 66, 221, 294, 324, 325] к освоению техногенных ресурсов направлен на формирование системного методологического подхода к ресурсно-технологической оценке минеральных отходов, на всестороннее и глубокое изучение особенностей вещественного состава и техно-

логических свойств отходов, на рассмотрение и решение проблемы с позиций многообразия условий и факторов выбора разделительных процессов и методов обогащения, что в конечном итоге приводит к разработке экономически оправданной и экологически щадящей технологии комплексной переработки минерального отхода.

На *организационно-технологическом уровне* на основании результатов, полученных на инструментальном и адаптационном уровнях, принимается окончательно ресурсосберегающая технология переработки техногенного сырья, которая далее проходит апробацию в ходе укрупнено-лабораторных и/или полупромышленных испытаний с оценкой качества получаемой продукции и достижения основных технологических показателей переработки и выводом о технической возможности использования техногенного сырья. На данном этапе работ производится детализация рациональной технологической схемы селективной рудоподготовки, обогащения, гидрометаллургического передела, уточняются параметры процессов, подбирается основное оборудование и параметры его работы. В некоторых случаях может потребоваться разработка ТУ на получаемую металлсодержащую продукцию, если она не отвечает требованиям действующих ГОСТов и ТУ. Также необходимо определить потребительскую ценность нерудной продукции из техногенного сырья и возможности ее реализации в стройиндустрии и других отраслях народного хозяйства или для рекультивации.

Критерием технологичности разработанной схемы переработки на этом этапе будет служить степень рациональности использования техногенного сырья. Степень рациональности по основному ценному компоненту  $P_i$  определяется путем сопоставления достигнутого уровня показателей переработки к возможному уровню по данным прогнозной технологической оценки. Степень рациональности использования техногенного сырья может быть определена как:

$$P_i = M_{\text{неизвл}} / M_{\text{факт}} = \varepsilon_{\text{хв}} / \varepsilon_{\text{факт}},$$

где  $M_{\text{неизвл}}$ ,  $M_{\text{факт}}$  – соответственно количество ценного компонента, неизвлекаемое в концентрат существующими методами и аппаратами и обусловленное особенностями состава и свойств техногенного сырья, и фактически потерянное с хвостами вторичной переработки;  $\varepsilon_{\text{хв}}$  и  $\varepsilon_{\text{факт}}$  – извлечение компонента в хвосты, обусловленное особенностями вещественного состава и свойств, установленное в

процессе минералого-технологических исследований, и фактические потери компонента в хвостах при полупромышленных испытаниях технологии.

При значении  $P_i=0,8-0,9$  можно говорить о высокой степени рациональности использования техногенного сырья, в том числе и за счет достаточной "адаптированности" технологии к выявленным особенностями вещественного состава и свойств, и переходить на экономико-аналитический уровень работ. В противном случае ( $P_i \ll 1$ ) необходимо выполнить итерацию и провести более детальные изыскания на адаптационном уровне, а при необходимости – и на инструментальном.

Полученные в ходе опытно-промышленных и полупромышленных испытаний технологические показатели разделения используются для расчета основных технико-экономических показателей разработанной технологии и оценки ее эффективности на *экономико-аналитическом уровне*. Экономическая оценка включает оценку рыночного спроса и уровня цен на продукцию, установление цен на техногенное сырье, расчет себестоимости продукции и инвестиционных затрат на добычу и переработку техногенного сырья, оценку интегральной эффективности использования техногенного сырья и стратегической гибкости проекта.

Технико-экономическое обоснование эффективности промышленного освоения ТМСО производится с использованием интегрального показателя – суммарного эколого-экономического эффекта  $\mathcal{E}_{\text{инт}}$ , который рассчитывается как суммы величин предотвращаемого экологического ущерба, наносимого объектом основным элементам окружающей среде в стоимостном выражении, с учетом высвобождаемых земель при утилизации складированных отходов, улучшения общей экологической обстановки в районе, сокращения расходов на хранение, природоохранные мероприятия, компенсационные выплаты, штрафы и т.д.  $\mathcal{E}_{\text{экол}}$ , и коммерческого эффекта от освоения как металлосодержащих, так и нерудных запасов [159]:

$$\mathcal{E}_{\text{инт}} = \mathcal{E}_{\text{ком}} + \mathcal{E}_{\text{экол}},$$

где  $\mathcal{E}_{\text{ком}}$  коммерческий эффект в  $t$ -м году,  $\mathcal{E}_{\text{ком}}=V_t-Z_t-N_t-F_t-A-K_t$ ,  $V_t$  – объем выручки от реализации всех видов продукции;  $Z_t$  – эксплуатационные затраты на производство и реализацию всех видов продукции, включая амортизационные отчисления;  $N_t$  – налоговые отчисления, не включаемые в себестоимость продукции;

$F_t$  – финансовые издержки, не включаемые в себестоимость продукции;  $A$  – амортизационные отчисления;  $K_t$  – капитальные вложения (инвестиции) в освоение ТМСО.

Экологический эффект в  $t$ -м году:

$$\mathcal{E}_{\text{экол}} = \mathcal{E}_{\text{zt}} + Y_{\text{пт}} + \mathcal{E}_{\text{ct}} + \mathcal{E}_{\text{pt}},$$

где  $\mathcal{E}_{\text{zt}}$  – эффект от повторного использования земель, высвобождаемых в результате использования техногенного сырья;  $Y_{\text{пт}}$  – предотвращенный ущерб окружающей среде от ежегодного уменьшения загрязнения окружающей среды вследствие сокращения площади, занимаемой ТМСО;  $\mathcal{E}_{\text{ct}}$  – эффект от уменьшения затрат на содержание отходов;  $\mathcal{E}_{\text{pt}}$  – эффект от уменьшения платежей за размещение отходов.

Интегральный экономический эффект устанавливается за год и за весь срок срок отработки ТМСО и при  $\mathcal{E}_{\text{инт}} \rightarrow \max$  выступает таким образом в качестве важнейшего критерия общественной эффективности и полезности использования техногенного ресурса.

Поскольку освоение запасов ТМСО является инвестиционным процессом, критериями целесообразности привлечения инвестиций в проект будут традиционные оценочные показатели: чистый дисконтированный доход (ЧДД), внутренняя норма доходности (ВНД), индекс доходности (ИД) и срок окупаемости ( $T_{\text{ок}}$ ) без учета дисконтирования и с учетом дисконтирования, которые широко освещены в литературе [24]. При  $\text{ЧДД} > 0$ ,  $\text{ВНД} \geq E$  (ставка дисконта),  $\text{ИД} > 1$ ,  $T_{\text{ок}} \leq T_{\text{ок.н}}$  ( $T_{\text{ок.н}}$  – нормативный показатель) проект освоения техногенного минерально-сырьевого объекта будет инвестиционно целесообразным, имеет запас прочности при реализации. Таким образом, на основании определения и анализа коммерческой и общественной эффективности может быть принято решение о реализации проекта.

Очевидно, что проект утилизации не каждого отхода будет экономически целесообразным и инвестиционно привлекательным ввиду отсутствия спроса, низкой рентабельности и пр. Но поскольку природоохранная и социальная значимость таких проектов всегда высока, то возможна реализация и при невысокой коммерческой эффективности. При выделении специальных средств (дотаций) для ликвидации загрязнения окружающей среды отходами добычи и переработки

техногенные ресурсы могут быть переработаны и при убыточности их использования [159]. Поэтому для каждого техногенного объекта должны быть рассмотрены все возможные варианты утилизации с различных позиций, причем особенно важны экологические факторы [24]. В развитых странах использование техногенных месторождений нередко обусловлено не столько экономическими, сколько экологическими причинами, когда требования природоохранного законодательства по рекультивации нарушенных земель и восстановлению природного ландшафта стимулируют горнорудные и металлургические компании вторично использовать свои отходы [90]. Вариантами окончательно принимаемого хозяйственного решения по утилизации минерального отхода могут быть реконструкция действующего предприятия; строительство нового предприятия; доработка технологии; отказ от реализации проекта.

В соответствии с разработанной методологией для отходов добычи, обогащения, металлургической переработки, принятых в качестве объектов исследования (глава 1), подвергшихся различным видам, интенсивности и продолжительности как первичного, так и вторичного воздействий, а, следовательно, и различной степени изменения их состава и свойств, было проведено детальное изучение вещественного состава, выявлены минералогические критерии пригодности для комплексной переработки, установлены закономерности разделения техногенных фаз в различных физических, физико-химических, химических процессах по наиболее контрастным технологическим свойствам и разработаны ресурсовоспроизводящие, экологически ориентированные технологии их глубокой переработки, результаты которых представлены в **3-6 главах**.

## **Выводы по главе 2**

1. Сформулирована инновационная научно-методологическая парадигма исследования отходов, универсальность которой состоит в диалектическом единстве конкретно-научного уровня методологии и общих универсальных теоретических подходов, среди которых доминирующие позиции занимают структурно-генетический и абстрактно-логический. Специфика новой парадигмы строится на принципиально ином принципе научного подхода к разработке технологии горнопромышленного производства: в характеристиках сырья должны быть учтены

не только эксплуатируемые свойства, но и изначальная химическая целостность наличного материала.

2. В рамках метода восхождения от абстрактного к конкретному предложена авторская дефиниция «минеральный отход». Показано, что минеральный отход, будучи исходным природным ресурсом, образованным путем вовлечения в производственные технологии имеющихся циклов производства, есть полноценное минеральное сырье, свойства которого могут принципиально отличаться от свойств аналогичного природного сырья, не прошедшего стадии производства, а разрабатываемые ресурсосберегающие технологии переработки минеральных отходов есть средство снятия технологических ограничений имеющихся производственных технологий.

3. Обобщены факторы формирования вещественного состава и технологических свойств отходов добычи и переработки минерального сырья на различных этапах техногенеза, определяющие их минералогически сложный состав и трудную обогатимость. На основании этого показано, что минеральные отходы следует рассматривать в качестве многоэлементных структур или многофакторных сред, которые развиваются по принципам открытых систем и обладают внутренней нелинейностью. Следовательно, выработка экологически ориентированных ресурсосберегающих технологий переработки минеральных отходов с необходимостью требует междисциплинарного анализа в научно-теоретическом аспекте, а в практическом – ориентирована на восстановление целостности человека и среды.

4. Проанализированы с позиций вовлечения в ресурсосберегающую переработку характер и степень качественного изменения вещественного состава и технологических свойств минерального сырья в природных и техногенных процессах и ранжированы на благоприятные и неблагоприятные для технологических процессов извлечения из них ценных компонентов. Обосновано, что особенности вещественного состава и технологических свойств минеральных отходов выступают критериями выбора разделительных процессов глубокой и комплексной переработки.

5. Разработана классификация отходов черной и цветной металлургии по степени измененности вещественного состава и контрастности технологических



свойств, позволяющая производить априорный выбор методов переработки отхода и направления использования.

6. Разработаны методические рекомендации для прогнозной оценки качества техногенного сырья, определяющие виды, объемы, последовательность работ при минералогических и аналитических исследованиях, адаптированные для изучения текущих хвостов обогащения колчеданных руд.

7. Разработана методология формирования ресурсосберегающих технологий комплексной переработки горнопромышленных отходов, построенная на последовательном осуществлении комплекса аналитических, экспериментальных, технологических изысканий на соподчиненных информационно-аналитическом, инструментальном, адаптационном, организационно-технологическом и экономико-аналитическом уровнях в итерационном порядке выполнения и анализа условий реализуемости при сопоставлении с вводимыми оценочными критериями (технологическими, экономическими, интегральными). Методология включает уровень адаптации традиционных разделительных процессов и имеющихся технологических решений к выявленным особенностям вещественного состава и технологических свойств минерального сырья техногенного происхождения для оптимизация параметров технологических процессов, обоснования рациональной комбинации методов и последовательности процессов извлечения ценных компонентов для повышения технологической, экономической эффективности и экологической безопасности переработки труднообогатимого сырья техногенного происхождения.

## **Глава 3 Разработка и обоснование параметров ресурсосберегающей комбинированной технологии переработки забалансовых медных руд**

### **3.1 Исследование вещественного состава и технологических свойств забалансовых медных руд**

Необходимость обоснования параметров и разработки технологии переработки бедных, забалансовых, некондиционных руд из отвалов медных месторождений определяется несколькими взаимосвязанными факторами: истощением запасов традиционной минерально-сырьевой базы меди в промышленно развитых районах и потребностью поддержания выбывающих мощностей производства; целесообразностью максимально полного извлечения из недр и рационального использования запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов; необходимостью повышения полноты и комплексности использования имеющегося некондиционного медьсодержащего сырья, ранее не подлежащего переработке традиционными способами; одновременным получением экономического, экологического, социального эффектов при ликвидации техногенного минерального образования. В соответствии с разработанным алгоритмом формирования ресурсосберегающих технологий переработки техногенного металлсодержащего сырья, на информационно-аналитическом уровне в процессе ревизионно-оценочных работ на основании анализа геологической, маркшейдерской, горнотехнической документации в качестве перспективного объекта для проведения исследований и разработки технологии переработки был выбран отвал от разработки медного месторождения Таскора Жаман-Айбатского рудного поля в Республике Казахстан. Целесообразность промышленного освоения данного техногенного объекта продиктована запасами меди около 20 тыс. т и серебра 15,2 т [224], благоприятными горнотехническими и инженерно-геологическими условиями при компактном залегании отвала (размеры отвала 350×350×12 м) на поверхности земли в районе с развитой инфраструктурой, высокой степенью его сохранности.

Медное оруденение в месторождении было представлено окисленными и сульфидными медными рудами и приурочено к гипсовой шляпе, развитой вблизи дневной поверхности среди дислоцированных слоев загипсованных серых мергелей, известняков и алевролитов. Руды верхнего горизонта месторождения с по-

верхности до глубины 10-11 м с содержанием окисленных форм меди более 20 % были отнесены к забалансовым труднообогатимым по причине низких показателей флотационного обогащения – извлечение меди в концентрат находилось на уровне 50% [224], добыты как вскрышные породы и заскладированы в отдельный отвал в количестве 2 млн т со средней массовой долей меди ~1%. Ниже – до глубины 31,3 м в месторождении были распространены сульфидные руды, которые были добыты и переработаны флотацией.

Изучение вещественного состава представительной пробы, отобранной на отвале, было проведено методами количественного химического анализа по МВИ НСАМ 372-Ф (минеральный состав фаз меди), элементного анализа методом атомно-эмиссионного спектрального анализа на спектрометре ISP-OES Agilent 725, рентгеноструктурного анализа на рентгеновском дифрактометре D2 PHASER, оптико-микроскопического анализа на анализаторе Минерал-С7 с управляющей программой «SIAMS Photolab».

При детальном изучении качественного состава и технологических свойств материала отвала было установлено, что главным минералогическим критерием пригодности для переработки тем или иным методом является степень окисленности рудных минералов. При массовой доле меди в пробе 0,96% по результатам химического анализа (табл. 3.1), соответствующей балансовому содержанию, распределение меди по минеральным фазам является сложным [192, 342].

Таблица 3.1 – Химический состав пробы

Компонент	Массовая доля, %	Компонент	Массовая доля, %
Медь	0,96	Железо	2,23
Свинец	0,003	Серебро	10,0 г/т
Молибден	17 г/т	Сера	6,22
Кадмий	<0,002	Алюминий	1,57
SiO <sub>2</sub>	42,70	Стронций	0,053
Кальций	14,46	Марганец	0,212
Титан	0, 92	Мышьяк	0,007
Хром	0,009	Кобальт	0
Барий	0,09	Цинк	0, 16

Таблица 3.2 – Фазовый анализ соединений меди

Минеральные формы меди	Содержание, %	
	абс.	отн.
Сульфаты	<0,2	–
Карбонаты	0,33	35,0
Оксиды, силикаты	0,12	2,0
Вторичные сульфиды	0,45	47,0
Халькопирит	0,06	6,0
Медь общая	0,96	100,0

Не менее важным минералогическим критерием оказался и состав породообразующих минералов [85] – в материале отвала отмечается крайне высокое содержание кислоторастворимых карбонатов – доломита 26%, кальцита 7% (табл. 3.3).. Отмечается высокое содержание плагиоклаза, кварца, гипса. В подчиненном количестве присутствуют кальцит, микроклин, биотит, вермикулит.

Таблица 3.3 – Минеральный состав пробы по данным количественного рентгенофазового анализа

Минерал	Теоретическая формула	Содержание, масс. %
Кальцит	$\text{CaCO}_3$	7
Доломит	$\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$	26
Кварц	$\text{SiO}_2$	12
Биотит	$\text{K}(\text{Mg,Fe})_3(\text{AlSi}_3)\text{O}_{10}(\text{OH,F})_2$	1
Гипс	$\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	17
Плагиоклаз (альбит)	$(\text{Na,Ca})\text{AlSi}_3\text{O}_8$	27
Вермикулит	$\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	1
Калиевый полевой шпат (микроклин)	$\text{KAlSi}_3\text{O}_8$	4,5
Сумма кристаллических фаз		95,5



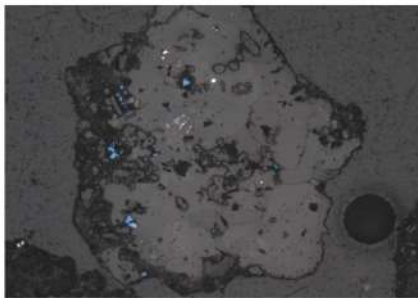
Рисунок 3.1 – Микрофотографии неотмытого (а) и отмытого (б) материала

Для диагностики потенциально возможных минералов были выделены агрегаты зеленого и черного цвета вручную с помощью стереоскопического микроскопа из отмытого и отмученного по крупности 0,044 мм материала (рис. 3.1). Идентифицированы следующие минералы: малахит  $\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$ , камчаткит  $\text{KCu}_3\text{OCl}(\text{SO}_4)_2$ , борнит  $\text{Cu}_{4,98}\text{Fe}_{1,02}\text{S}_4$ , а также с меньшей долей вероятности кубанит  $\text{CuFe}_2\text{S}_3$ , гидроксид цинка  $\text{Zn}(\text{OH})_2$  и цинк-железистая шпинель  $(\text{Zn, Fe})\text{Fe}_2\text{O}_4$ .

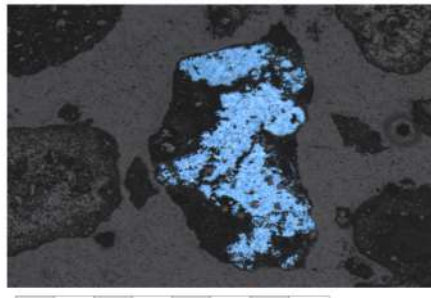
Вмещающие породы представлены преимущественно загипсованными серыми мергелями, известняками и алевролитами. Алевролиты серого, красновато-серого, красного цвета, брекчированные, трещиноватые с редкими прожилками

гипса. Мергели серые, коричневато-серые, массивные, частично брекчированные, трещиноватые с частыми включениями и прожилками волокнистого гипса, часто доломитизированные. Алевролиты представляют собой плотные мелко-, средне-зернистые породы однородной, иногда неясно слоистой текстуры, в которых обломки кварца и полевых шпатов размером 0,1-0,4 мм полуокатаны, сцементированы кремнисто-карбонатным цементом, иногда с примесью окисленных минералов меди и гидроксидов железа. Трещины выполнены в основном гипсом с мощностью прожилков от долей до 10 мм. В редких обломках визуализируются тонкие прожилки и гнезда зеленого цвета размером от 0,1 до 2,0 мм, сложенные окисленными минералами меди, предположительно малахитом и хризоколлой.

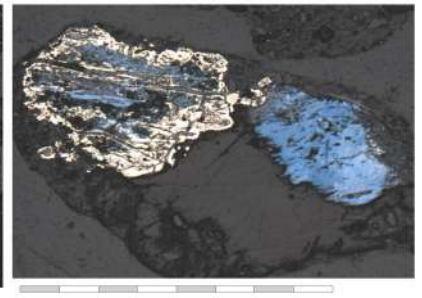
Характерная рудная минерализация смешанной медной руды из отвала Таскора представлена на рисунке 3.2.



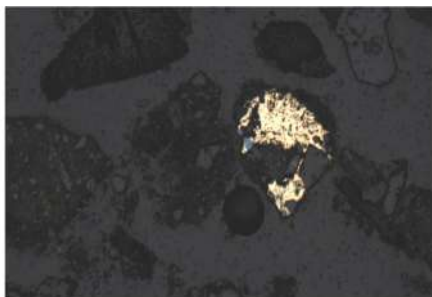
а – включения тонкодисперсной самородной меди и ковеллина в цементе породы



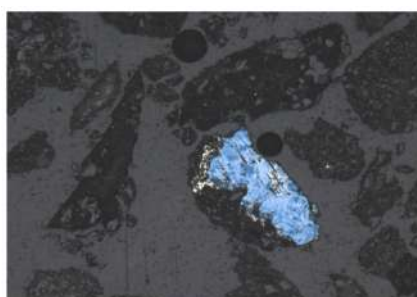
б – зерно ковеллина



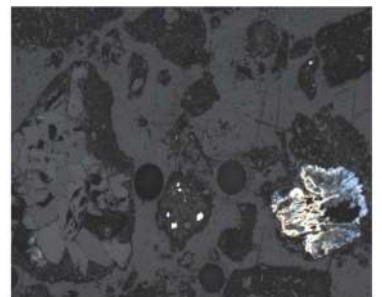
в – замещение халькопирита борнитом, ковеллином и зерно ковеллина



г – халькопирит с включениями халькозина



д – замещение халькопирита ковелином



е – сложное зерно халькопирит+сфалерит+борнит со следами вторичной сульфидизации и зерна пирита (мелкие)

Рисунок 3.2 – Характерная рудная минерализация:

а-в – класс крупности -1+0,5 мм ; г-е – класс крупности -0,5+0,071 мм.

Отраженный свет. Николи параллельны

Минералогическими исследованиями установлено, что рудная минерализация представлена вторичными гипергенными фазами – малахитом, азуритом, хризокolloй, гидроксидами железа, гематитом. Из сульфидных минералов преобладают вторичные – халькозин, ковеллин, реже встречаются халькопирит, борнит, блеклые руды, пирит и в единичных случаях сфалерит.

Преобладающие текстуры – вкрапленные, прожилково-вкрапленные.

Из окисленных минералов преобладает малахит, он представлен метаколлоидными радиально-лучистыми выделениями, локализованными в зерновом пространстве, порах и микротрещинах породы, образуя прожилки от 0,05 до 2,0 мкм. В цементе породы малахит встречается в виде включений и линз размером 0,10-1,0 мм. Малахит и хризокolloла образуют натечные, почковидные формы коллоидного сложения, внутри которых могут быть включения вторичных сульфидов меди.

Халькопирит преимущественно замещен ковеллином и халькозином. Часто халькопирит присутствует в виде оторочек размером 5-20 мкм на зернах, центральная часть которых сложена ковеллином. Иногда встречается в виде неизменных зерен размерами до 20 мкм. Встречаются зерна халькопирита нацело замещенные халькозином, ковеллином или их смесью.

Пирит в виде зерен размером 10-15 мкм встречается в цементе породы. Отмечаются колломорфные образования гидроокислов железа на зернах пирита, занимающие промежутки в цементе породы.

В породах, где цемент интенсивно пропитан сетью тонких прожилков хризокolloлы, малахита и гидроокислов железа, отмечается тонкодисперсная вкрапленность самородной меди размерами около 1 мкм, единичные – 2 мкм.

Породы были подвержены процессам выветривания, брекчированы и трещиноваты, что в определенной степени повлияло на их физические параметры. По физико-механическим свойствам, в частности, по коэффициенту крепости горных пород и руд по Протодьяконову М.М. брекчированные алевролиты и мергели были отнесены к категориям  $V^a$  (средние породы) и  $VI^a$  (довольно мягкие). Коэффициент крепости варьирует от 1 до 3. Изменчивость физико-механических свойств рудовмещающих пород обусловлена условиями формирования и залегания, ани-

зотропией вещественного состава, структурой, текстурой и вторичными изменениями [224].

По гранулометрическому составу (табл. 3.4) забалансовая руда мелкая – менее 25 мм [192], свыше 68% приходится на класс менее 5 мм. Это будет обуславливать низкую скорость фильтрации растворов при кучном сернокислотном выщелачивании отвала на месте его складирования [192, 229]. С уменьшением крупности руды массовые доли ценных компонентов закономерно возрастают. Наибольшее количество меди 45,07% приходится на мелкий класс -1+0 мм, которого в пробе свыше 40% [227].

Таблица 3.4 – Гранулометрический состав забалансовой руды и распределение меди и серебра по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Массовая доля		Распределение, %	
		Cu, %	Ag, г/т	Cu	Ag
+ 25	3,10	0,39	8,60	1,28	2,70
-25+10	16,99	0,87	3,60	15,52	6,12
-10+5	11,17	0,83	8,90	9,74	9,94
-5+3	9,32	0,88	9,0	8,61	8,40
-3+1	18,49	1,02	12,0	19,78	22,20
-1+0	40,93	1,05	11,5	45,07	47,10
Итого	100,00	0,96	10,0	100,00	100,0

Таблица 3.5 – Гранулометрический состав дробленной до 3 мм руды

Класс крупности, мм	Выход, %	Массовая доля меди, %	Распределение меди, %
-3 + 1	33,6	0,61	21,39
-1 + 0,5	18,67	0,97	18,90
-0,5 + 0,2	15,36	1,18	18,92
- 0,2 + 0,071	3,27	1,54	5,26
- 0,071	29,1	1,17	35,53
Итого	100,0	0,96	100,00

Сравнение грансостава исходной и дробленной до крупности 3 мм руды (табл. 3.4 и 3.5) свидетельствует о легкой измельчаемости руды и необходимости соблюдения оптимального времени измельчения для предотвращения потерь металла

со шламами. Распределение меди по классам крупности в дробленной руде достаточно равномерное, за исключением класса – 0,2+0,071 мм, на который приходится только 5,26% меди.

Изучение химического, минерального, гранулометрического состава, особенностей рудной минерализации и фазового состава соединений меди, физико-механических свойств материала отвала окисленных медных руд подтвердило

наиболее типичные характеристики таких объектов, что определяет их трудную обогатимость и нецелесообразность переработки только одним методом – флотацией или серноокислотным выщелачиванием [85, 192]. Оптимальные условия наиболее полного извлечения сульфидных и окисленных минералов меди можно обеспечить только при комбинировании методов переработки [342].

### **3.2 Факторы, определяющие построение технологических схем переработки забалансовых медных руд**

Рентабельность включения техногенных минеральных объектов в экологически ориентированную ресурсосберегающую переработку всегда является вопросом спорным, поэтому особые требования предъявляются к разработке технологии переработки, которая должна удовлетворять технологическим, экологическим и экономическим требованиям. Необходимо рассмотреть факторы, которые определяют построение технологических схем переработки заскладированных в отвалах труднообогатимых окисленных и смешанных медных руд. Основным фактором, определяющим технологические трудности переработки таких руд, является минералогический, обусловленный их сложным, многообразным и крайне непостоянным минеральным составом; тонкой структурой; значительной каолинизацией и серитизацией вмещающих пород; большим содержанием охристоглинистых шламов и растворимых солей [4]. Разнообразие минерального состава и парагенетических соотношений в окисленных и смешанных медных рудах объясняется, прежде всего, тем, что они являются вторичными образованиями в результате окисления сульфидов меди. Окисление сульфидов происходит в соответствии со схемой: первичные сульфиды (халькопирит  $\text{CuFeS}_2$ , борнит  $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ) → вторичные сульфиды (халькозин  $\text{Cu}_2\text{S}$ , ковеллин  $\text{CuS}$ ) → лимонит в смеси с самородной медью  $\text{Cu}$ , купритом  $\text{Cu}_2\text{O}$ , теноритом  $\text{CuO}$ , малахитом  $\text{Cu}_2(\text{OH})_2\text{CO}_3$ , азуритом  $\text{Cu}_3(\text{OH})_2(\text{CO}_3)_2$ , силикатами и другими минералами меди [4]. Условия образования различных минералов меди можно увидеть в виде диаграмм Пурбе (рис. 3.1) [49].



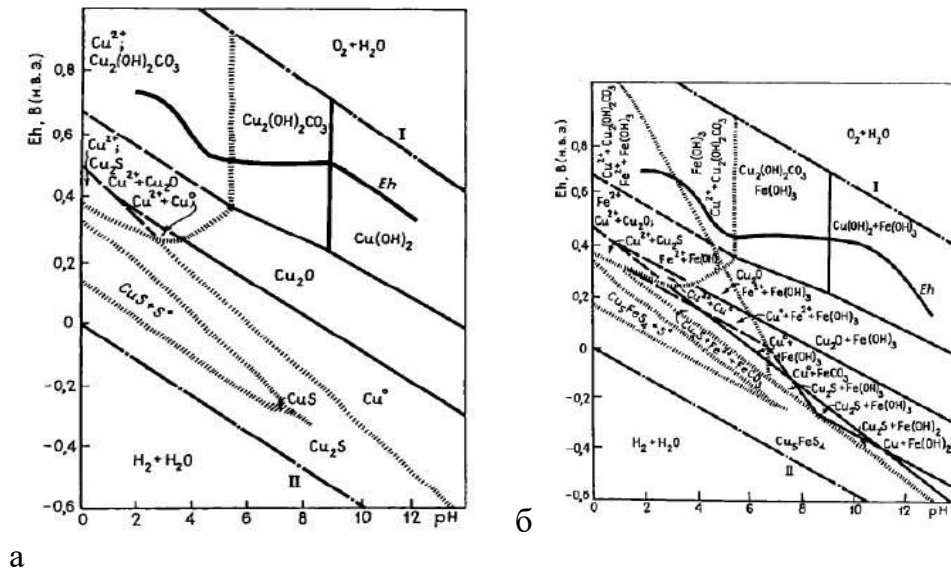


Рисунок 3.1 – Влияние pH и окислительно-восстановительного потенциала Eh растворов на образование соединений меди и железа при окислении халькозина (а) и борнита (б)

Образование вторичных сульфидов меди происходит в основном в зоне вторичного сульфидного обогащения [248], где свободный кислород практически отсутствует и среда характеризуется достаточными восстановительными свойствами. Вновь образующиеся минералы представляют собой чаще всего пленки различной толщины на зернах первичных сульфидов меди и иногда железа. В менее восстановительной среде вторичные сульфиды меди окисляются, например, халькозин окисляется с образованием самородной меди и куприта. В присутствии  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  халькозин замещается тонкой пленкой лимонита и куприта, образуя так называемые кирпичные руды [248]. Образующийся в более окислительной среде тенорит (мелаконит) развивается в виде разнообразных, иногда крайне слабо дифференцированных смесей с оксидами и гидроксидами марганца и железа, диоксидом кремния, карбонатами и т.д. [248].

Основные карбонаты меди – малахит и азурит образуются в результате взаимодействия  $\text{CuSO}_4$  с кальцитом и доломитом. Они развиваются в результате как замещения карбонатов породы, так и заполнения полостей. Хризоколлы образуются в результате фиксации меди при взаимодействии с кремнекислыми соединениями [4]. В условиях крайне сухого климата могут образовываться большие скопления сульфатов меди – халькантита  $\text{CuSO}_4 \times 5\text{H}_2\text{O}$ , брошантита  $\text{Cu}_4(\text{OH})_6\text{SO}_4$  [248].

Перечисленные минералы меди, наиболее часто встречающиеся в зоне окисления медных месторождений и, соответственно, в отвалах забалансовых сульфидных, окисленных и смешанных медных руд, обладают различными флотаци-

онными свойствами. Легкофлотуруемые являются первичные (халькопирит, борнит), вторичные (халькозин, ковеллин) сульфиды меди, минералы свободной меди (малахит, азурит, куприт, тенорит). Труднофлотуруемые – хризоколла, диоптаз, практически неизвлекаемые алюмосиликаты и фосфаты меди (бирюза, элит, дигидрит), а также медь, тесно связанная с гидроксидами железа и марганца [4]. Минералы водорастворимой меди (халькантит, бутит) требуют для своего извлечения из раствора специальной технологии. С увеличением степени окисления руд ухудшается их обогатимость флотацией [3, 4].

Минералы меди обладают и разной растворимостью в основных растворителях. Медь довольно легко переходит в раствор из окисленных, сульфатных и хлоридных соединений. Значительно труднее она извлекается из сульфидных соединений и практически не извлекается из халькопирита при обычных условиях [170]. Основным окислителем и растворителем сульфидов и металлической меди является  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ , который образуется при окислении пирита и халькопирита.

Неупорные окисленные и смешанные руды перерабатываются флотацией по схемам отдельной флотации сульфидных и окисленных минералов меди или совместной флотации сульфидных и окисленных минералов после предварительной сульфидизации [4]. Для флотации окисленных минералов разработаны реагентные режимы с применением оксигидрильных собирателей (порода представлена в основном силикатными минералами); сульфгидрильных собирателей и их смесей с оксигидрильными после предварительной сульфидизации окисленных минералов (при любом составе породы, если она не содержит минералов марганца); сульфгидрильных собирателей после предварительного восстановления поверхности окисленных минералов до металлической меди (минералы меди представлены в основном связанной медью). Флотация окисленных и смешанных медных руд может применяться для достаточно богатых руд – 4-5% меди [3, 4].

При вовлечении в эксплуатацию бедных окисленных, забалансовых смешанных руд, вскрышных минерализованных пород из отвалов, сложный вещественный состав которых и низкое содержание меди делают технологически малоэффективным и экономически нецелесообразным применение флотационных схем обогащения, используются гидрометаллургические методы и комбинированные технологии, предусматривающие сочетание методов обогащения, гидрометаллур-

гии, пирометаллургии. Гидрометаллургический метод для бедного медьсодержащего сырья чаще всего реализуется в виде наименее затратных и легко организуемых кучного или отвального сернокислотного выщелачивания [299, 281, 135, 352, 380, 377, 372, 358, 364, 382]. Критериями пригодности применения геотехнологического метода выступает большое количество факторов: географо-экономические, геологические, горно-технические, инженерно-геологические, экологические и технологические [299]. И только при благоприятном сочетании большинства факторов переработка отвалов бедных, забалансовых, некондиционных руд кучным сернокислотным выщелачиванием будет характеризоваться приемлемыми технико-экономическими показателями и экологической безопасностью. Среди наиболее важных геологических критериев пригодности отвалов медных руд для отработки геотехнологией опять-таки выступают минералогические и, прежде всего, степень окисленности рудных минералов, характер оруднения и рудовмещающих пород. К весьма благоприятным для выщелачивания относятся руды, содержащие более 50% отн. меди в оксидах, а к неблагоприятным – содержащие менее 10% отн. меди в оксидах, с преобладанием меди в форме халькопирита и ковеллина. По степени инертности рудовмещающих пород к выщелачивающему раствору наиболее благоприятными являются кислые породы с содержанием  $\text{SiO}_2$  более 60%, а карбонатов – в пределах 2-5%. Содержание в рудах отвалов карбонатов свыше 5% и глинистых минералов свыше 7% считаются неблагоприятными факторами для выщелачивания, наряду с содержанием в руде мелких фракций -1+0 мм более 30% [299]. Поэтому для высококарбонатных руд, содержащих до 20% и более основных солей (карбонатов кальция), когда сернокислотное выщелачивание становится неприемлемым ввиду большого расхода кислоты (до 50 т и более на 1 т меди), разрабатываются другие принципиальные способы выщелачивания (содовое, аммиачное выщелачивание).

Комбинированные схемы, исходя из вещественного состава руд, построены по принципу сернокислотного растворения труднофлотуемых окисленных минералов меди из измельченной руды или из хвостов флотации и флотационном извлечении сульфидной части меди [227]. Способы, разработанные для сульфидно-окисленных руд в МИСиС [204, 205.], включают выщелачивание дробленной или дробленной и измельченной руды раствором серной кислоты с концентрацией

10-40 г/дм<sup>3</sup> при перемешивании, с переработкой полученного при обезвоживании и промывке кека выщелачивания медьсодержащего раствора до катодной меди, и флотацию кека выщелачивания в кислой среде (рН 2,0-6,0) с получением флотационного концентрата.

Основные факторы, определяющие совокупность методов разделения в многочисленных разработанных комбинированных технологиях, их последовательность в технологической цепочке, принципы организации потоков фаз и компоновки операций, это минеральные формы нахождения меди в руде, содержание меди в руде, состав и природа вмещающих пород. Наиболее известный комбинированный процесс по схеме «выщелачивание – цементация – флотация», разработанный для упорных сульфидно-окисленных медных руд В. Я. Мостовичем и В. А. Ванюковым [126], характеризуется как достаточно высокими технологическими показателями [125], так и высокими материальными затратами, поэтому широкого промышленного распространения не получил [3, 126].

В гидрометаллургии меди ключевое значение имеют экономичные, экологически приемлемые и избирательные растворители меди. При высоком содержании в рудах карбонатов щелочно-земельных металлов, легкорастворимых оксидов и силикатов железа и алюминия, глины расход серной кислоты возрастает до 150-200 кг/т руды и переработка руд кучным выщелачиванием, а также по комбинированным схемам с предварительным кислотным выщелачиванием становится экономически нецелесообразной и технологически малоэффективной по причине образования гипса, цементации им пор и резкого снижения скорости просачивания выщелачивающих растворов через материал. Многие другие металлы, такие как Fe и Al, также могут растворяться серной кислотой, что вызывает сложности с очисткой и переработкой растворов [352]. Кроме того, сернокислотные технологии не являются полностью экологически безопасными ввиду возможности утечек агрессивных кислотных растворов, необходимости проведения специальных мероприятий по охране окружающей среды при кучном и отвальном выщелачивании меди.

Для выщелачивания меди в комбинированных схемах переработки целесообразно применять растворители, образующие с медью растворимые комплексные соединения. Это могут быть растворы аммиака, солей аммония, этилендиамина,

этилендиаминтетрауксусной кислоты, нитрилотриуксусной кислоты, глицина и других веществ [4]. Эффективными растворителями меди являются аммиачные и аммиачно-аммонийные выщелачивающие системы [346]. Аммиачные растворители характеризуется высокой селективностью извлечения металлов, низкой агрессивностью, высокой избирательностью по отношению к железу, марганцу, карбонатам и другим компонентам вмещающей породы, низкой токсичностью, легкой регенерацией и возможностью рециркуляции [170, 346, 369, 365, 349, 351]. При аммиачном выщелачивании окисленная медь из карбонатов, оксидов и самородная медь сравнительно легко переходит в раствор в виде медно-аммиачных комплексных соединений. Гораздо труднее выщелачивается медь из хризоколлы и других силикатных соединений. Аммиачное выщелачивание сульфидов меди происходит при 65-80°C, подаче кислорода или воздуха, под давлением 1-20 атм. и интенсивном перемешивании пульпы [3, 351].

Аммиак и его соли (карбонат или сульфат) в качестве комплексообразующей среды признаны эффективными и селективными выщелачивающими агентами для меди, серебра, никеля, кобальта и цинка и могут быть хорошей альтернативой кислым окислительным растворам, учитывая высокие константы устойчивости образующихся аммиачных комплексов [369]. Медь образует хорошо растворимые и очень стабильные комплексы  $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$  с константой устойчивости  $4,8 \cdot 10^{12}$  [362, 351, 375]. Отмечается [170], что эффективность выщелачивания значительно повышается при аммиачно-аммонийном выщелачивании (аммиак и сульфат или карбонат аммония).

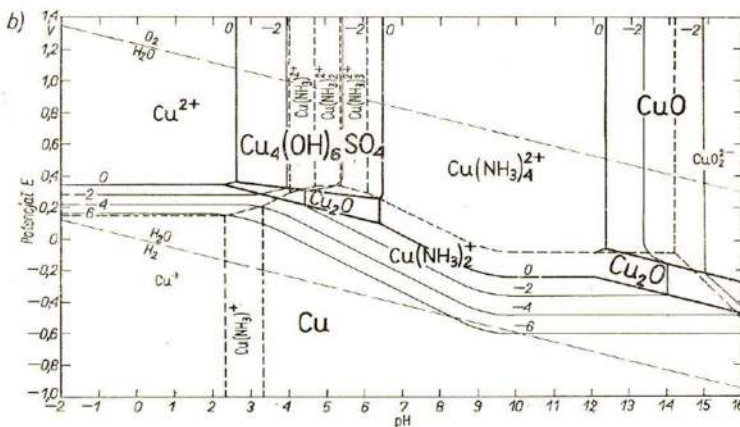


Рисунок 3.4 – Eh-pH диаграмма системы  $\text{Cu-H}_2\text{O-NH}_3\text{-SO}_4^{2-}$  при 25°C

Концентрация ионов аммония вместе с аммиаком образуют буферный раствор и контролируют pH раствора на уровне, где стабильность комплексов тетраамина меди наиболее высока (рис. 3.4). Это соответствует диапазону pH в пределах 8-11. Если pH

аммиачно-аммонийного раствора выходит за пределы оптимального уровня pH, стабильность медных комплексов снижается [351].

Суммарная реакция выщелачивания меди аммиачно-карбонатным раствором может быть записана в виде [43, 351]:



Выщелачивание растворами аммиака в присутствии карбоната аммония  $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$  или сульфата аммония  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  [43] может быть применено для извлечения меди из окисленных и смешанных руд с карбонатной породой и из руд, содержащих самородную медь [4]. Выщелачиванию подвергается либо исходная измельченная руда с последующей флотацией сульфидов из остатка выщелачивания, поскольку сульфиды не растворяются в аммиачных растворителях при обычных условиях, либо проводят сульфидную флотацию с последующим выщелачиванием хвостов [346, 369].

Несмотря на отмеченные преимущества аммиачного выщелачивания, факторы, ограничивающие его применение для переработки бедного сырья, тоже существенны: требуется герметичная аппаратура; необходима развитая система утилизации газовых потоков; ограничены пределы температурной обработки сырья ввиду высокой упругости пара аммиачных растворов; с воздухом аммиак образует взрывоопасные смеси (при содержании 15-28% объемн.  $\text{NH}_3$ ) [170]. Поэтому достаточно дорогостоящий автоклавный аммиачный процесс нашел применение для выщелачивания сульфидных концентратов и промпродуктов, например, известный процесс «Анаконда Арбитер» (Arbiter Process) [346, 105, 114]. Необходимо было адаптировать способ аммиачного выщелачивания к переработке труднообогатимых окисленных руд из отвала и разработать комбинированную некислотную экологически менее опасную технологию для утилизации отвала месторождения Таскора и других подобных объектов.

Таким образом, при переработке окисленных и смешанных медных руд, в том числе и из отвалов, совокупность и последовательность методов в технологической схеме зависит, в первую очередь, от минеральных форм нахождения меди в руде, содержания меди в руде, состава и природы породообразующих минералов, требований к качеству товарной продукции. Главным минералогическим критерием, определяющим выбор методов обогащения, построение технологической

схемы, технологические и технико-экономические показатели переработки, является степень окисленности руд.

### **3.3 Технологические исследования забалансовой медной руды и обоснование механизма сульфатно-аммонийного выщелачивания**

Технологические исследования забалансовой медной руды из отвала проведены для установления оптимальных параметров перевода сульфидных минералов во флотоконцентрат, окисленных минералов меди – выщелачиванием в раствор и тем самым максимального извлечения различных минеральных форм меди в целевые продукты.

Поскольку по физико-механическим свойствам руда отнесена к довольно мягким породам, важное значение будет иметь ее дезинтеграция и обеспечение оптимальной тонины помола перед флотацией. Как следует из таблицы 3.5, в руде дробленной до -3 мм содержание расчетного класса крупности -0,071 мм уже составляет 29,1% и на него приходится более 35% меди. Исследовано влияние времени измельчения руды крупностью -3 мм на прирост расчетного класса крупности -0,074 мм, на содержание наиболее флотоактивного класса -0,074+0,036 мм, на накопление тонкого шламового класса -0,010 мм и на показатели флотации отвальной руды. Флотация проводилась при расходе собирателя ксантогената бутилового 60 г/т; пенообразователя МИБК (метилизобутилкарбинол) – 35 г/т; pH ~8 ед. Полученные данные (рис. 3.5) свидетельствуют, что руда вследствие особенностей физико-механических свойств, обусловленных условиями формирования и залегания, вторичными изменениями, склонна к переизмельчению, что снижает показатели флотации. Содержание расчетного класса -0,074+0 мм при увеличении времени измельчения с 3 до 12 минут закономерно возрастало с 82,0 до 98,1%, но при этом в измельченной руде содержание наиболее флотоактивного класса -0,074+0,036 мм снижалось с 51,59 до 16,22%, в то время как наблюдался резкий прирост тонкого шламового класса -0,010 мм с 12,61 до 48,82%. Ошламование руды отрицательно сказывается на результатах флотации – извлечение меди в концентрат при измельчении руды свыше 5 минут снижается. Известно [4], что ошламованные частицы сульфидов крупностью менее 0,01 мм имеют пониженную скорость флотации. Значимым параметром процесса дезинтеграции руды из

отвала будет соблюдение оптимальной тонины помола перед флотацией – 82-85% класса -0,074 мм [229].

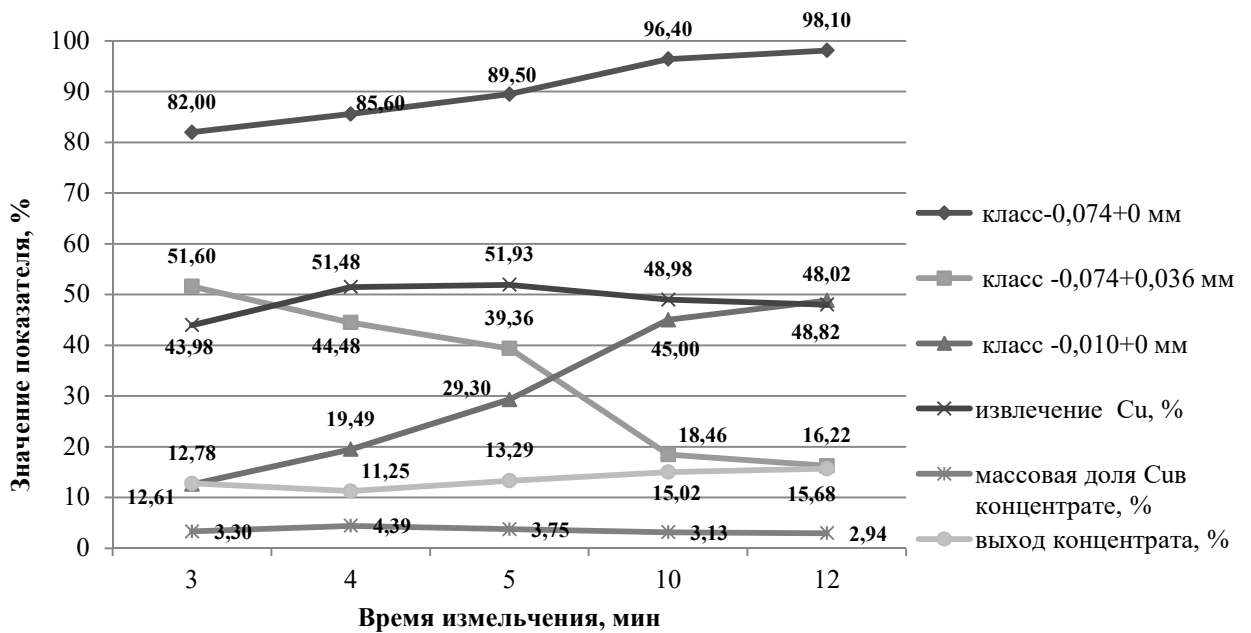


Рисунок 3.5 – Влияние времени измельчения руды на выходы классов крупности и показатели флотации

Минералогически состав сульфидной части рудной минерализации представлен хорошо флотируемыми вторичными сульфидами меди и халькопиритом, вмещающие породы представлены алевролитами, поэтому исследования по флотационному обогащению отвальной руды проводились по стандартному реагентному режиму сульфидной медной флотации с использованием сульфгидрильного собирателя бутилового ксантогената калия и спиртового пенообразователя МИБК [85, 227]. Результаты тестовых флотационных опытов по подбору оптимальных параметров сульфидной флотации приведены на рисунке 3.6. Руда дробилась до 3 мм, измельчалась в лабораторной шаровой мельнице при соотношении Ж:Т:Ш=1:1:7 до 85% класса -0,074 мм и флотировалась в лабораторной флотомашине типа «Механобр» с объемом камеры 3,0 дм<sup>3</sup> в течение 10 мин.

Оптимальными условиями проведения сульфидной флотации следует считать: рН флотационной пульпы 7,5-8 ед., расход собирателя бутилового ксантогената калия 60 г/т, пенообразователя МИБК – 35 г/т [227]. При этом извлечение меди в черновой концентрат составило 50,05% при массовой доле меди 3,9%.



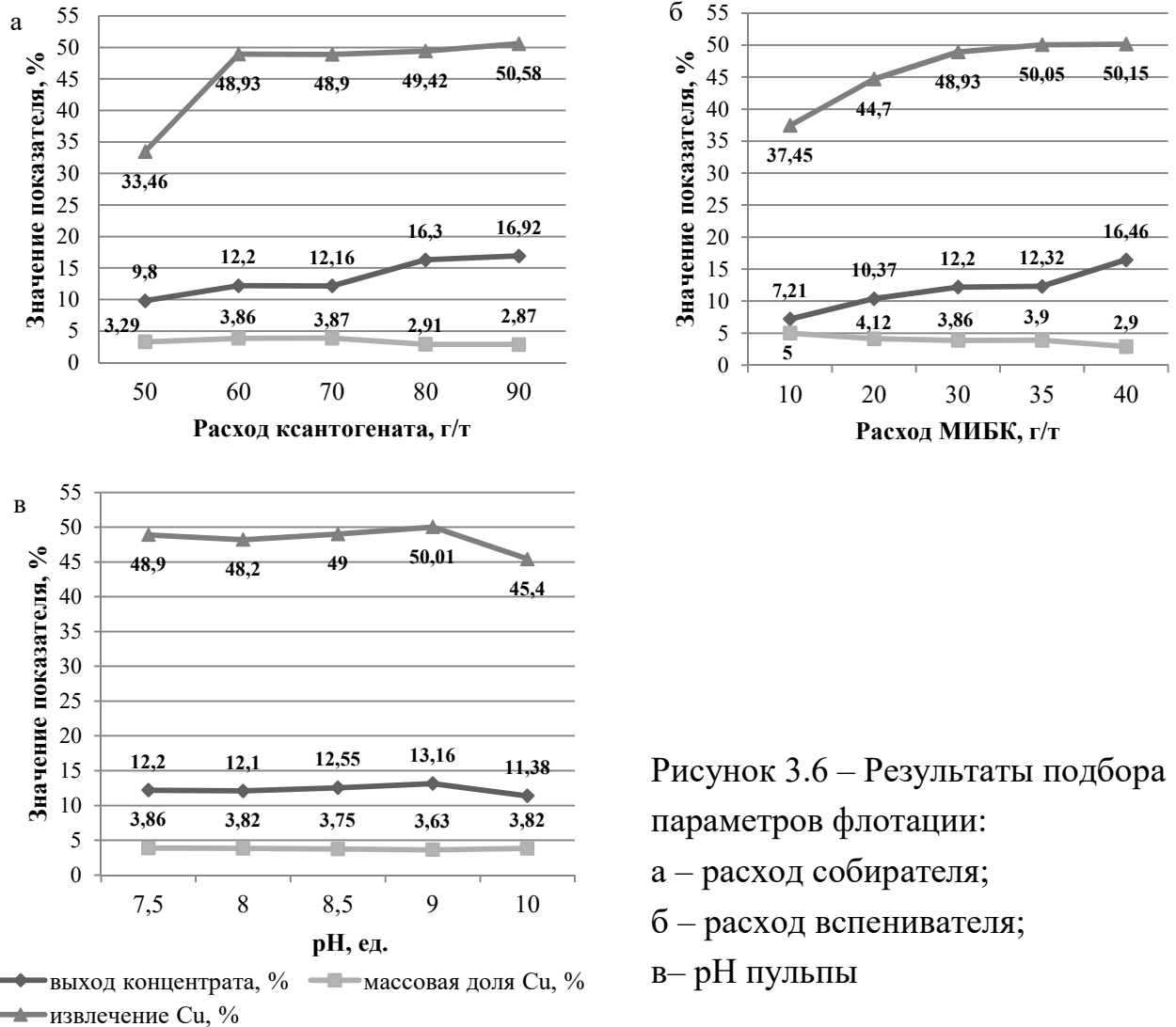


Рисунок 3.6 – Результаты подбора параметров флотации:

а – расход собирателя;

б – расход вспенивателя;

в – рН пульпы

Извлечение меди в концентрат флотации на уровне 50% говорит об извлечении только легкофлотируемой сульфидной части рудной минерализации. Это подтверждают результаты фазового анализа концентрата ( $\beta_{Cu} = 3,67\%$ ) и хвостов ( $\beta_{Cu} = 0,52\%$ ) флотации (табл. 3.6).

Таблица 3.6 – Распределение меди по минеральным фазам в продуктах флотации

Наименование продуктов	Массовая доля, %				Всего меди, %	Извлечение, %				
	сульфиды	окислы				всего	сульфиды	окислы		
		общая	малахит	хризокол-ла				общее	малахит	хризокол-ла
<b>Поступило:</b>										
руда	0,485	0,475	0,357	0,118	0,98	100	50,51	49,49	37,24	12,24
<b>Получено:</b>										
концентрат	2,936	0,735	0,726	0,009	3,67	54,69	87,00	22,02	28,52	1,14
хвосты	0,075	0,445	0,311	0,134	0,52	45,31	13,00	77,98	71,48	98,86
<b>Итого:</b>	0,49	0,487	0,372	0,116	0,98	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

В концентрате медь на 87% отн. представлена сульфидами и только на 22,02% окисленными формами, тогда как в хвостах флотации 77,98% отн. меди приходится на окисленные минералы и 13% отн. – на сульфидные.

Проведена серия флотационных опытов с сульфидизацией поверхности окисленных минералов сернистым натрием и коллективной флотацией сульфидных и сульфидизированных окисленных минералов бутиловым ксантогенатом [227]. Подача сернистого натрия производилась стадийно, в три приема по фронту флотации, чтобы получить более плотную пленку сульфида меди на поверхности сульфидизируемых минералов. После каждой загрузки сульфидизатора также подробно производилась подача бутилового ксантогената. Образующаяся на поверхности окисленных медных минералов в присутствии ионов ( $S^{2-}$ ) сульфидная пленка  $CuS$  недостаточно устойчива, представляет собой рыхлый гидрофобный с несовершенной кристаллической структурой осадок, который может легко отслаиваться с поверхности [4]. По результатам исследований А.А. Абрамова [3, 2] на сульфидизированной поверхности образуются смешанные покрытия собирателя, состоящие как из химически закрепившегося ксантогената, так и физически сорбированных на нем молекул диксантогенида.

При суммарном расходе сульфидизатора сернистого натрия 300 г/т и стадийной его подаче (250+30+20 г/т), суммарном расходе ксантогената 70 г/т (50+15+5 г/т), расходе дополнительного собирателя с гидроксаматной группой АМ-8 20 г/т и пенообразователя МИБК 10 г/т извлечение меди в концентрат возросло на 8,5% с 48,93 (без сульфидизации) до 57,52%, при массовой доле меди в черновом концентрате флотации 4,81%, что является недостаточным для рентабельной переработки отвала. В хвостах флотации с массовой долей меди 0,46% по результатам фазового анализа 71,43% отн. меди составляли окисленные соединения и 28,57% отн. меди приходилось на сульфидные соединения [227].

Недостаток сульфидизатора (70-100 г/т) не обеспечивал успешной флотации минералов меди из-за недостаточной их сульфидизации – извлечение меди в концентрат было на уровне 48-50%, как и без сульфидизации, а избыток  $Na_2S$  приводил к уменьшению выхода концентрата и снижению извлечения меди из-за депрессирующего действия сульфидных ионов [4]. Таким образом, полученные невысокие технологические результаты флотационных опытов с предварительной

сульфидизацией согласуются с мнением [207] о том, что трудно одновременно создавать оптимальные условия флотации окисленных и сульфидных минералов меди ввиду их существенно различных природных флотационных свойств.

Извлечение во флотационный концентрат преимущественно сульфидных минералов и в целом невысокое извлечение меди из отвальной руды, не превышающее 50-57%, предопределило необходимость проведения исследований по извлечению плохо флотируемых окисленных минералов меди методами гидрометаллургии. Традиционным растворителем при выщелачивании окисленных медных минералов является серная кислота, основным окислителем и растворителем сульфидов и металлической меди – серно-кислый раствор сульфата окиси железа, который образуется при окислении пирита и халькопирита. Растворителями как окисленных, так и сульфидных соединений меди являются азотная, цианистоводородная кислоты, соли железа (III) [170]. Из распространенных оксидных минералов меди легко растворяются в серной кислоте соединения двухвалентной меди – тенорит, малахит и азурит, значительно медленнее растворяется куприт [8, 177]. Сульфиды взаимодействуют с серной кислотой только при нагревании, с образованием в зависимости от температуры сульфид-ионов, элементарной серы или сульфат-ионов, реакция протекает в диффузионном режиме [299, 323]. Для интенсификации процесса выщелачивания применяют окисление кислородом [7], солями трехвалентного железа [323, 190, 219], гипохлоридом. Все эти процессы протекают при высоких концентрациях реагентов в химических аппаратах [298].

Поскольку значительное количество меди в материале отвала (35% отн.) представлено кислоторастворимыми карбонатами малахитом и азуритом, проведено тестирование сернокислотного выщелачивания исходного материала и хвостов сульфидной флотации. Результаты сернокислотного выщелачивания приведены в таблице 3.7.

При выщелачивании руды из отвала извлечение меди в раствор не превышало 65,2%. Извлечение меди в раствор при выщелачивании хвостов сульфидной флотации выше – 84-85% при высокой концентрации серной кислоты 70-80 г/дм<sup>3</sup> и продолжительном времени выщелачивания 3 часа. Во всех случаях нейтрализующая способность руды и хвостов флотации являлась очень высокой 175÷205 кг/т, что обуславливает значительную материалоемкость, а также агрессивность и

небезопасность технологии с сернокислотным выщелачиванием всей руды или хвостов флотации. Полученные данные по сернокислотному выщелачиванию смешанной руды подтвердили ранее сделанные выводы о том, что отвал является неблагоприятным объектом для сернокислотного выщелачивания [85], несмотря на высокую долю меди в кислоторастворимых формах, ввиду очень высокого содержания кислотоемких породообразующих карбонатов, гипса.

Таблица 3.7 – Результаты агитационного сернокислотного выщелачивания руды и хвостов флотации

Крупность материала	Концентрация $H_2SO_4$ , г/дм <sup>3</sup>	Время выщелачивания, ч	Массовая доля меди, %	Выход кека, %	Массовая доля меди в кеке, %	Извлечение меди в раствор, %	Расход $H_2SO_4$ , кг/т
Исходная руда							
-3 мм	30	3	0,96	95,2	0,51	48,9	142,7
82% кл. -0,074 мм	30	3	0,96	96,0	0,47	52,6	147,3
-3 мм	50	3	0,96	94,6	0,48	53,1	152,4
82% кл. -0,074 мм	50	3	0,96	95,6	0,43	57,6	182,6
-3 мм	70	3	0,96	94,8	0,39	61,3	175,8
82% кл. -0,074 мм	70	3	0,96	93,5	0,35	65,2	196,8
Хвосты флотации							
85% кл. -0,074 мм	30	1	0,52	97,5	0,13	77,7	148,0
	50	1	0,52	97,5	0,10	80,5	179,4
	70	1	0,52	95,4	0,09	84,0	177,8
	70	2	0,52	93,5	0,085	84,5	188,0
	70	3	0,52	93,3	0,084	85,1	194,3
	80	1	0,52	96,4	0,086	84,2	205,1
Условия выщелачивания: температура 20°C, Ж:Т=3:1.							

Работы, проведенные на инструментальном уровне, показали, что наиболее контрастными разделительными признаками для материала отвала будут отличающиеся флотационные свойства сульфидных и окисленных минералов меди и различная их растворимость в серной кислоте и других растворителях, что и должно быть положено в основу комбинированной технологии. На адаптационном уровне был проведен поиск неокислотного, селективно действующего реагента для растворения окисленных минералов меди, не взаимодействующего с породообразующими минералами, и нового способа выщелачивания окисленной медной руды из отвала.

В качестве такого растворителя было обосновано использование аммония сернокислого  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ , способного образовывать с катионами меди (II) хорошо растворимые и очень стабильные тетраамминные комплексные соединения  $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$  с высокой константой устойчивости  $4,8 \cdot 10^{12}$ . Результаты агитационного выщелачивания руды аммонием сернокислым (измельчение руды до 82% класса  $-0,074$  мм, Ж:Т=3:1,  $20^\circ\text{C}$ ) приведены на рисунке 3.7, а. Извлечение меди в раствор на уровне 38-39% при концентрации сульфата аммония в жидкой фазе  $133-200$  г/дм<sup>3</sup> и времени выщелачивания 4-6 часов соответствует растворению и переходу в продуктивный раствор с концентрацией меди  $0,8-0,87$  г/дм<sup>3</sup> основного количества окисленных минералов меди. При увеличении времени выщелачивания до 24-48 часов извлечения меди в раствор возрастало на 10%. По результатам фазового анализа соединений меди в кеке выщелачивания ( $\beta_{\text{Cu}}=0,58\%$  абс.) 90,34% меди представлено сульфидами и только 9,66% окисленными соединениями. В то время как в хвостах сульфидной флотации ( $\beta_{\text{Cu}}=0,56\%$  абс.) 86,15% отн. меди приходилось на окисленные соединения и 13,84% отн. – на сульфидные.

Новым технологическим решением по адаптации аммиачно-аммонийного способа выщелачивания к переработке смешанной медной руды из отвала стало совмещение операции измельчения с выщелачиванием окисленной части рудной минерализации при введении реагента аммония сернокислого непосредственно в процесс измельчения при последующем отделении жидкой фазы пульпы от концентрата и хвостов флотации и переработкой ее как продуктивного медьсодержащего раствора сорбцией и электролизом [227, 229].

Результаты выщелачивания руды в процессе измельчения ее с избытком аммония сернокислого (40% от массы руды) представлены на рисунке 3.7, б. Концентрация реагента в жидкой фазе при измельчении составляла  $400$  г/дм<sup>3</sup> при Ж:Т=1:1. При измельчении в течение 3-4 минут наблюдался переход в раствор  $16,0-16,3\%$  меди, а концентрация меди в жидкой фазе была  $1,32-1,34$  г/дм<sup>3</sup>. При увеличении времени измельчения до 50 минут и, соответственно, продолжительности контакта руды с выщелачивающим реагентом существенного прироста извлечения меди в раствор не происходило, а концентрация меди в растворе оставалась на уровне  $1,36-1,38$  г/дм<sup>3</sup>, что говорит о растворении основной массы окисленных минералов меди в первые минуты измельчения. Также наблюдалось по-

вышение температуры пульпы при измельчении руды совместно с аммонием серноокислым с 20 до 42-45°C, а растворы после измельчения имели фиолетово-синюю окраску.

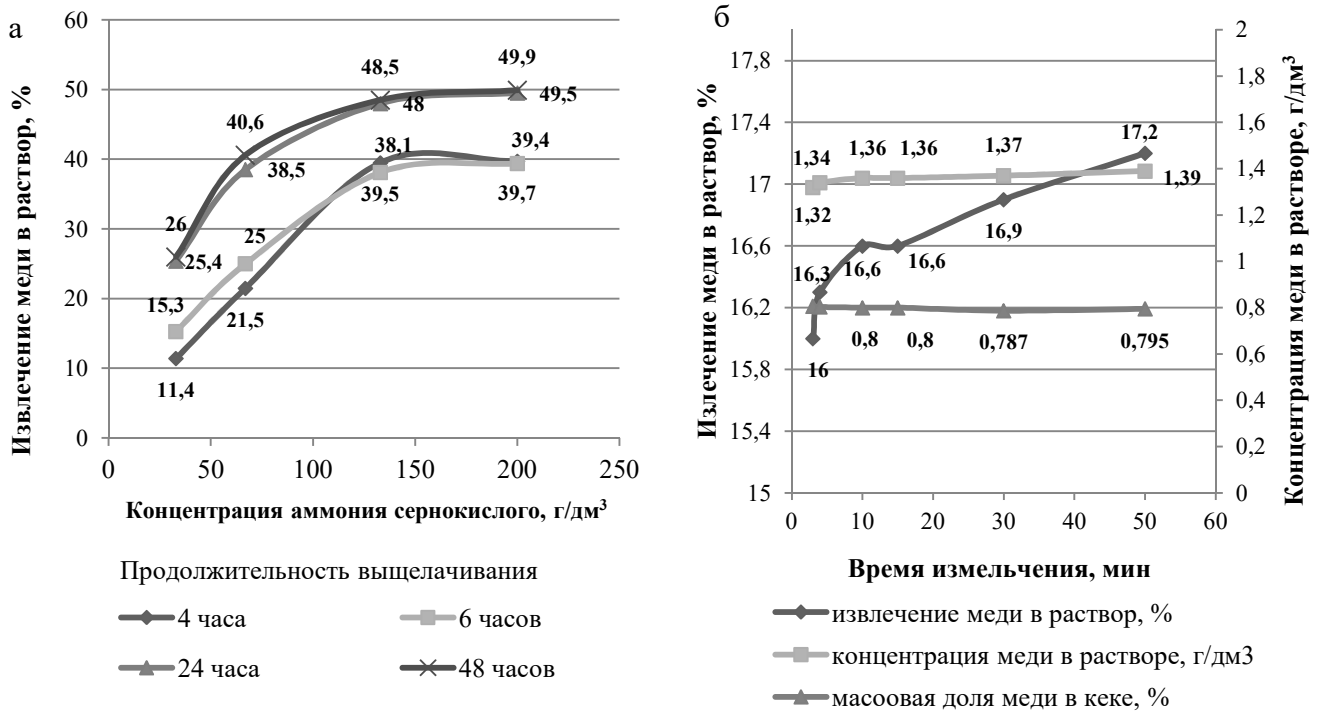


Рисунок 3.7 – Графики зависимости извлечения меди в раствор при выщелачивании аммонием серноокислым: а – при агитационном выщелачивании; б – в процессе измельчения руды

Обоснован механизм выщелачивания окисленных минералов меди (на примере азурита) при интенсифицирующих механическом и термическом воздействиях [152] и обязательном избытке аммония серноокислого в растворе. В процессе измельчения в водной среде при температуре свыше 50°C при гидролизе  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  образуются продукты  $\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$  и  $\text{H}_2\text{SO}_4$  по реакции [227]:

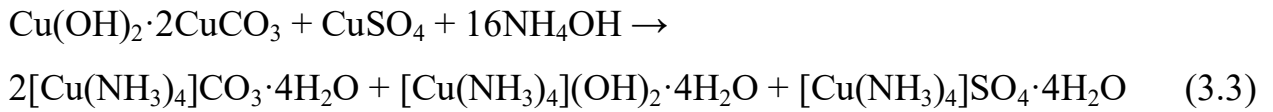


Образовавшаяся серная кислота способствует переходу катионов меди (II) из кристаллической решетки азурита  $\text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot 2\text{CuCO}_3$  в раствор в виде  $\text{CuSO}_4$  по реакции:



Далее карбонаты меди, в присутствии сульфата меди, взаимодействуют с избытком раствора аммиака, образовавшегося при гидролизе сульфата диаммония, с

последующей организацией в комплексные системы тетрааминов меди (II) с карбонатной, сульфатной и гидроксидной внешней оболочкой [227]:



карбонат тетраамин меди      дигидроксо тетраамин меди      сульфат тетраамин меди

Следует заметить, что наблюдавшееся в процессе выщелачивания появление фиолетово-синего окрашивания продуктивных растворов при измельчении руды с сульфатом аммония [227] можно объяснить, ссылаясь на работы [301, 383, 357]. Так, согласно исследованиям Н. Гринвуд и А. Эрншо [301], фиолетово-синее окрашивание имеют пентааммиакаты меди, которые образуются за счет перекристаллизации тетрааминов в растворе  $\text{NH}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ . Однако, пятая молекула  $\text{NH}_3$  из-за эффекта Яна-Теллера [357, 383] легко теряется, что и определяет неустойчивость пентааммиакатных комплексов меди по сравнению с тетрааммиакатными. Таким образом, можно объяснить стабильность тетрааммиакатов по сравнению с пентааммиакатами, что и можно визуальнo наблюдать после измельчения руды – фиолетово-синее окрашивание продуктивных растворов постепенно исчезает.

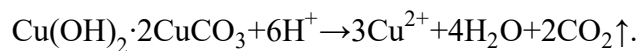
Стабильность тетрааммиакатов можно объяснить особенностями строения, вызванного неодинаковой заселенностью пар орбиталей  $E_g$ , когда  $d^9$  – ион находится в октаэдрическом поле [301]. Для комплексных соединений Cu (II) с к.ч. 6 это приводит к координации "2+4" (2 короткие и 4 длинные связи). Однако, чаще происходит удлинение октаэдра, то есть координация "4+2" (4 короткие и 2 длинные связи), что можно ожидать, если  $d_{z^2}$ -орбиталь заполнена, а  $d_{z^2-y^2}$ -орбиталь заполнена наполовину [301]. В предельном случае это эквивалентно полной потере аксиональных лигандов (координационное число 5) и образованию плоско-квадратного комплекса (координационное число 4).

Эффект конфигурационного смешивания высоколежащих s-орбиталей с набором базисных d-орбиталей в поле лигандов также скорее приводит к удлинению [301]. В результате такого удлинения пятая и шестая ступенчатые константы устойчивости для комплексов Cu (II) всегда намного меньше, чем первые четыре [301]. Это хорошо иллюстрируется на примере аммиакатов. Тетраамины Cu (II) легко образуются в водных растворах  $\text{NH}_3$  с последующей стабилизацией внеш-

ней анионной сферой ( $\text{SO}_4^{2-}$ ,  $\text{CO}_3^{2-}$ ,  $\text{OH}^-$ ). При этом образуются водорастворимые тетрааквааммиакаты меди (II).

Для оценки термодинамической возможности самопроизвольного протекания реакций между основными минералами меди и продуктами гидролиза аммония сернокислого выполнены расчеты изобарно-изотермического потенциала при температуре 298К (свободной энергии Гиббса). На первой стадии рассчитывалась термодинамическая возможность растворения минерала меди серной кислотой, образующейся при гидролизе аммония сернокислого в водной среде. На второй стадии рассчитывалась энергия Гиббса взаимодействия окисленных минералов меди (малахита, азурита, хризоколлы) с сульфатом меди и избытком аммиака в водной среде, а ковеллина и халькозина – только с избытком аммиака.

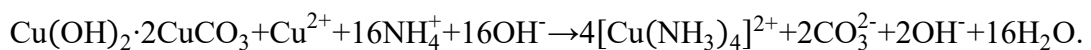
Термодинамический расчёт приведен на примере азурита. Уравнение реакции взаимодействия азурита с образовавшейся при гидролизе  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  серной кислотой в сокращённой ионной форме:



Энергия Гиббса для реакции в сокращённой ионной форме:

$$\Delta G_{298}^0 (\text{реакции}) = [3 \cdot 65,56 + 4 \cdot (-237,23) + 2 \cdot (-394,37)] - [-1173,47 + 6 \cdot 0] = -367,51 \frac{\text{кДж}}{\text{моль}}, \Delta G_{298}^0 < 0.$$

Уравнение реакции взаимодействие малахита с  $\text{CuSO}_4$  и избытком  $\text{NH}_4\text{OH}$  в сокращённой ионной форме:



Энергия Гиббса для реакции в сокращённой ионной форме:

$$\Delta G_{298}^0 (\text{реакции}) = [4 \cdot (-111,51) + 2 \cdot (-527,60) + 2 \cdot (-157,35) + 16 \cdot (-237,23)] - [-1173,47 + 65,56 + 16 \cdot (-79,52) + 16 \cdot (-157,35)] = -713,79 \frac{\text{кДж}}{\text{моль}}, \Delta G_{298}^0 \ll 0.$$

Полученные значения энергии Гиббса свидетельствуют о принципиальной возможности выщелачивания азурита аммонием сернокислым в водной среде.

Результаты расчета изобарно-изотермического потенциала взаимодействия основных окисленных и сульфидных минералов меди с аммонием сернокислым приведены в таблице 3.8.



Таблица 3.8 – Энергия Гиббса возможных взаимодействий минералов меди с сульфатом аммония\*

Стадия взаимодействия	Уравнение реакции в сокращенном ионном виде	$\Delta G^0_{298}$ , кДж/моль
Малахит		
1 стадия	$\text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot \text{CuCO}_3 + 4\text{H}^+ \rightarrow 2\text{Cu}^{2+} + 3\text{H}_2\text{O} + \text{CO}_2 \uparrow$	-106,31
2 стадия	$\text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot \text{CuCO}_3 + \text{Cu}^{2+} + 12\text{NH}_4^+ + 12\text{OH}^- \rightarrow 3[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+} + \text{CO}_3^{2-} + 2\text{OH}^- + 12\text{H}_2\text{O}$	-378,08
Азурит		
1 стадия	$\text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot 2\text{CuCO}_3 + 6\text{H}^+ \rightarrow 3\text{Cu}^{2+} + 4\text{H}_2\text{O} + 2\text{CO}_2 \uparrow$	-367,51
2 стадия	$\text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot 2\text{CuCO}_3 + \text{Cu}^{2+} + 16\text{NH}_4^+ + 16\text{OH}^- \rightarrow 4[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+} + 2\text{CO}_3^{2-} + 2\text{OH}^- + 16\text{H}_2\text{O}$	-713,79
Хризоколла		
1 стадия	$(\text{CuOH})_2 \cdot (\text{AlOH})_2 \cdot \text{H}_2\text{Si}_2\text{O}_5 + 4\text{H}^+ \rightarrow 2\text{Cu}^{2+} + 2\text{H}_2\text{O} + (\text{AlOH})_2 \cdot \text{H}_4\text{Si}_2\text{O}_5$	-159,62
2 стадия	$(\text{CuOH})_2 \cdot (\text{AlOH})_2 \cdot \text{H}_2\text{Si}_2\text{O}_5 + \text{Cu}^{2+} + 12\text{NH}_4^+ + 8\text{OH}^- \rightarrow 3[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+} + (\text{AlOH})_2 \cdot \text{H}_4\text{Si}_2\text{O}_5 + 10\text{H}_2\text{O}$	-375,63
Ковеллин		
1 стадия	$3\text{CuS} + 4\text{O}_2 + 8\text{H}^+ + \text{SO}_4^{2-} \rightarrow 3\text{Cu}^{2+} + 4\text{SO}_2 \uparrow + 4\text{H}_2\text{O}$	-1212,3
2 стадия	$5\text{CuS} + 4\text{O}_2 + 8\text{H}^+ \rightarrow 5\text{Cu}^{2+} + \text{SO}_4^{2-} + 4\text{S} \downarrow + 4\text{H}_2\text{O}$	-280,66
Халькозин		
1 стадия	$\text{Cu}_2\text{S} + \text{O}_2(\text{раств}) + 4\text{H}^+ \rightarrow 2\text{Cu}^{2+} + \text{S} \downarrow + 2\text{H}_2\text{O}$ $2\text{Cu}_2\text{S} + 5\text{O}_2(\text{раств}) + 4\text{H}^+ \rightarrow 4\text{Cu}^{2+} + 2\text{SO}_4^{2-} + 2\text{H}_2\text{O}$	-257,07 -1527,66
2 стадия	$\text{Cu}_2\text{S} + 8\text{NH}_4^+ + 8\text{OH}^- \rightarrow 2[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^+ + \text{S}^{2-} + 8\text{H}_2\text{O}$	-90,31
Халькопирит		
1 стадия	$\text{CuS} \cdot \text{FeS} + 4\text{O}_2 + 4\text{H}^+ \rightarrow \text{Cu}^{2+} + \text{Fe}^{3+} + \text{SO}_2 \uparrow + \text{SO}_4^{2-} + 2\text{H}_2\text{O}$	-2224,7
2 стадия	$\text{CuS} \cdot \text{FeS} + 4\text{NH}_4^+ + 4\text{OH}^- \rightarrow [\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+} + \text{S}^{2-} + 4\text{H}_2\text{O} + \text{FeS} \downarrow$	-81,84

\*Используемые в расчетах значения  $\Delta H^0_{298f}$ ,  $\frac{\text{кДж}}{\text{моль}}$ ,  $S^0_{298f}$ ,  $\frac{\text{Дж}}{\text{К}\cdot\text{моль}}$ ,  $\Delta G^0_{298f}$ ,  $\frac{\text{кДж}}{\text{моль}}$  приняты по справочным данным [261]

Расчет изобарно-изотермического потенциала (энергии Гиббса) показал, что при взаимодействии малахита, азурита, хризоколлы с аммонием серноокислым термодинамически возможно образование водорастворимых тетрааквааммиакатов меди (II). Самопроизвольное выщелачивание ковеллина, халькозина, халькопирита при данных параметрах системы под действием  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  термодинамически не возможно. Таким образом, при измельчении смешанной руды с избытком аммония серноокислого будут создаваться условия для растворения преимущественно окисленных минералов меди и перехода их в жидкую фазу в виде медно-аммиачных комплексов.

### 3.4 Разработка и обоснование параметров комбинированной технологии переработки забалансовых медных руд

Различия флотационного поведения сульфидных и окисленных минералов меди и их выщелачиваемости в растворе комплексобразующего реагента пред-

определили построение технологической схемы переработки забалансовых медных руд из отвала с комбинированием гидрометаллургического перевода в раствор окисленной части рудной минерализации в процессе измельчения руды с аммонием серноокислым и флотационного извлечения сульфидов. На технологическом уровне проведения работ разработана ресурсосберегающая экологически безопасная комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки отвала забалансовой медной руды и обоснованы ее параметры [342].

Для установления параметров флотационного обогащения руды с получением кондиционного медного концентрата проведена флотация в замкнутом цикле. Учитывая природу и физико-механические свойства рудовмещающих пород, склонность вторичных и окисленных минералов меди к переизмельчению, схема флотации должна быть простой, без длительной циркуляции продуктов. Схема и результаты флотации приведены на рисунке 3.8. По разработанной схеме и реагентному режиму сульфидной флотации получен кондиционный медный концентрат с массовой долей меди 28,42 % при его выходе 1,52%. Достигнутое при этом извлечение меди в концентрат 45,0 % согласуется с нахождением 47% отн. меди в исходной руде в форме сульфидных минералов.

Для отработки параметров гидрометаллургической переработки окисленной медной в следующей серии замкнутых опытов, по схеме аналогичной схеме на рис. 3.8, комплексообразующий реагент аммоний серноокислый подавался в измельчение из расчета поддержания его концентрации в жидкой фазе пульпы 400 г/дм<sup>3</sup> (при соотношении Ж:Т=1:1 в измельчении). Таким образом, одновременно с измельчением руды перед флотацией начинался процесс сульфатно-аммонийного выщелачивания окисленных минералов меди с образованием водоорастворимых тетрааквааммиакатов меди. Последующее флотационное обогащение измельченной руды позволило достаточно полно извлечь сульфидные медные минералы в кондиционный медный концентрат с массовой долей меди 29,9% при его выходе 1,49% и извлечении меди 46,41%. После сгущения и фильтрации концентрата и хвостов флотации был получен продуктивный раствор в объеме 7 дм<sup>3</sup> с  $C_{Cu}=0,9$  г/дм<sup>3</sup>. Извлечение меди в жидкую фазу составило 37,76%. Извлечение меди в кондиционный медный концентрат и медьсодержащий раствор по комбинированной

флотационно-гидрометаллургической схеме переработки таким образом составило 84,17 % [85]. Потери меди с отвальными хвостами флотации были 15,83%.



Рисунок 3.8 – Схема и результаты флотационного обогащения в замкнутом цикле

Для получения второго товарного продукта – катодной меди в процессе технологических исследований были установлены параметры гидрометаллургической переработки продуктивного медьсодержащего раствора по схеме: сорбционное извлечение меди из раствора на ионообменной смоле; элюирование меди с насыщенного ионита; электроэкстракция насыщенного электролита с получением катодной меди [227]. Современным методом переработки продуктивных растворов выщелачивания является сорбция на синтетических ионообменных смолах [252]. Предпочтение было отдано сорбционной технологии, в отличие от традиционно применяемой в гидрометаллургии меди схемы «экстракция-реэкстракция-электролиз» (SX-EW), ввиду следующих факторов [103, 252, 341]: низкая концентрация меди в получаемых растворах; многостадийность процессов экстракции-реэкстракции; требуемые большие площади и высокие капитальные затраты на экстракционное отделение; большое многообразие современных синтетических



Параметры сорбции были отработаны на продуктивном растворе химического состава, г/дм<sup>3</sup>: 1,02 Cu<sup>2+</sup>; 0,001 Fe<sup>2+</sup>; 0,003 Zn<sup>2+</sup>; 0,4 Ca<sup>2+</sup>; 0,005 Na<sup>+</sup>; 85,0 SO<sub>4</sub><sup>2-</sup>; 0,0003 Ag<sup>+</sup>, 32,5 NH<sub>4</sub><sup>+</sup>, pH 8,0-8,5 ед. Исследования сорбции и десорбции меди в динамических условиях проводились на специальной сорбционной установке при скорости подачи раствора на сорбцию 4 об./об. ионита в час. Емкост катионита составила 34,8 г/дм<sup>3</sup> ионита. Извлечение меди из продуктивного раствора на катионит составило 99,75 %. При реализации технологии обедненный раствор после сорбции (рафинат) с концентрацией ионов меди не более 3 мг/дм<sup>3</sup> [227] доукрепляется аммонием серноокислым до оптимальной концентрации его в водной фазе 133 г/дм<sup>3</sup> и возвращается в качестве водной фазы на измельчение и флотацию для снижения расхода реагента, потерь меди и рационального водооборота в технологической схеме.

Элюирование насыщенного катионита проводилось в лабораторных условиях раствором серной кислоты с концентрацией 250 г/дм<sup>3</sup> при установленной скорости подачи десорбирующего раствора 2 уд. об./час и направлении его движения «снизу-вверх». В промышленных условиях десорбция будет производиться отработанным электролитом после электролиза меди, тем самым обеспечивая циркуляцию растворов в цикле «десорбция-электролиз». В процессе десорбции был получен насыщенный электролит с концентрацией меди около 50 г/дм<sup>3</sup>, пригодный для электроэкстракции меди. Химический состав медного электролита представлен в табл. 3.9.

Таблица 3.9 – Химический состав медного электролита

Компонент	Содержание, г/дм <sup>3</sup>	Компонент	Содержание, г/дм <sup>3</sup>
Cu	49,25	Mg	<0,01
Ni	<0,01	Al	<0,05
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	142,5	Bi	<0,051
SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	217,5	Ca	0,01
Cl	0,1	Zn	<0,01
Pb	<0,05	Sb	<0,05
As	<0,05	Fe	0,03

При электрохимическом осаждении меди из насыщенного электролита была получена катодная медь с массовой долей меди 99,99 %. По химическому составу (табл. 3.10) катодная медь отвечает показателям марки М00к [89].

Таблица 3.10 – Химический состав катодной меди

Массовая доля элемента, %									
Cu	Ag	Pb	Fe	Si	Sn	Ni	Zn	Co	As
99,99	0,0005	0,0002	0,00022	<0,0001	<0,0001	<0,0002	0,0002	<0,00006	<0,0001
Массовая доля элемента, %									
Sb	Cr	Mn	Cd	P	Bi	Se	Te	S	Σ*
<0,0001	<0,00002	0,0005	<0,00002	<0,00005	<0,00003	<0,00002	<0,00002	0,0005	21,2 г/т

\* в г/т

Установлены оптимальные параметры процесса электроэкстракции: рабочая температура электролита 35-50 °С; плотность по току 250 А/м<sup>2</sup>; напряжение на ванне 2,0 В; выход меди по току 95%; расход ПАВ (Guarfloc-66 или др.) 200 г/т; концентрация сульфата кобальта 100-120 мг/дм<sup>3</sup>; содержание хлора в электролите <100 мг/дм<sup>3</sup>. Аноды нерастворимые из свинца. Образующийся при электроэкстракции истощенный электролит с концентрацией меди 30-35 г/дм<sup>3</sup> и концентрацией серной кислоты 150-180 г/дм<sup>3</sup> используется для элюирования меди с сорбента, что позволяет снизить расход свежей кислоты, замкнуть цикл циркуляции рабочих растворов в схеме «десорбция-электролиз» и рационально использовать водную фазу в технологической схеме.

Схема разработанной комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки забалансовой руды отвала Таскора приведена на рисунке 3.7. На этапе опытно-промышленной апробации разработанных технологических решений были проведены полупромышленные испытания комбинированной технологии переработки на непрерывной опытно-промышленной установке НИЦИТ ТОО «КазГидроМедь». Акт полупромышленных испытаний приведен в Приложении 1. Испытания проводились на пробе забалансовой медной руды из отвала с массовой долей меди 0,98%, серебра – 9,0 г/т. Баланс продуктов переработки при проведении полупромышленных испытаний приведен в таблице 3.11.

Таблица 3.11 – Баланс продуктов переработки

Наименование продукта	Выход		Массовая доля			Извлечение, %	
	ед. изм.	знач.	Cu		Ag, г/т	Cu	Ag
			ед. изм.	знач.			
Концентрат медный	%	1,62	%	29,60	306,0	48,93	55,08
Хвосты отвальные	%	98,38	%	0,12	4,11	12,05	44,92
Продуктивный раствор	дм <sup>3</sup>	7030	г/дм <sup>3</sup>	1,36	0	39,02	0
Исходная руда	%	100,0	%	0,98	9,0	100,0	100,0

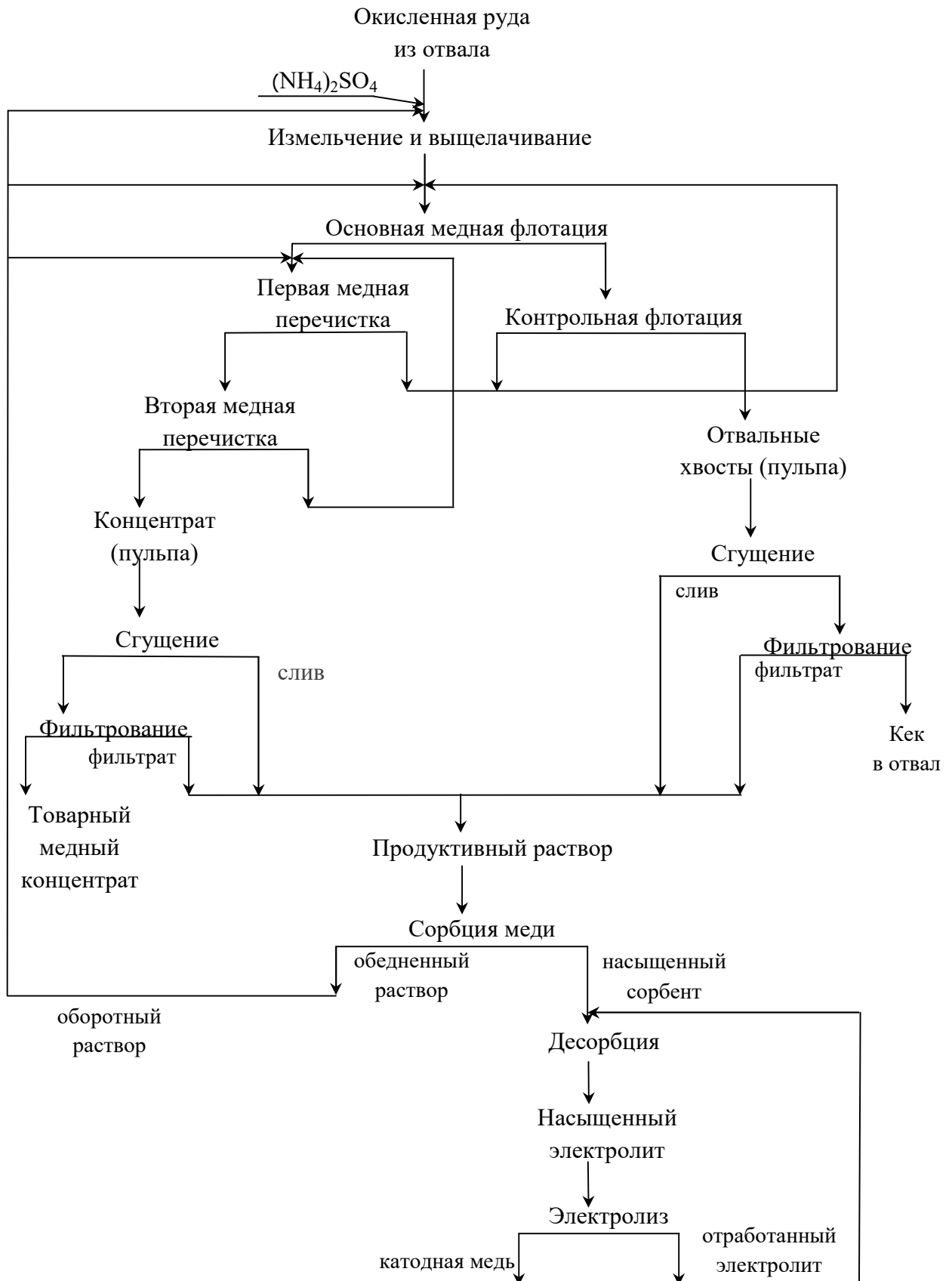


Рисунок 3.9 – Схема комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии

Высокое суммарное извлечение меди в товарные продукты – свыше 87% свидетельствует об эффективности разработанной технологии переработки материала отвала.

Выполненная оценка экономической эффективности переработки отвала забалансовых медных руд по разработанной технологии показала, что проект является инвестиционно привлекательным: чистая приведенная стоимость 977,17 млн руб., внутренняя норма доходности 70,3 %; индекс доходности 1,83, при сроке окупаемости проекта 1 год. Полная себестоимость 1 т катодной меди составляет 210,4 тыс. руб. Расчет основных технико-экономических показателей приведен в Приложении 2.

### **Выводы по главе 3**

На основании проведенного изучения горно-технических, инженерно-геологических условий образования техногенного минерального образования – отвала смешанных медных руд от разработки верхнего горизонта медного месторождения Таскора, его ресурсного потенциала, и выполненных всесторонних исследований вещественного состава, технологических свойств, обогатимости материала отвала была разработана ресурсосберегающая, экологически ориентированная комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки и сделаны следующие основные выводы:

1. На меднорудных месторождениях отвалы, в которых заскладированы в больших объемах минерализованные породы верхних горизонтов открытых рудников и проходческих работ подземных рудников, некондиционные труднообогащаемые сульфидные, окисленные и смешанные руды, представляют собой перспективные минерально-сырьевые объекты, которые могут пополнить истощающиеся запасы меди в природных месторождениях, особенно в старых, давно осваиваемых горнопромышленных районах.
2. Разработка отвалов некондиционных медьсодержащих георесурсов всегда должна рассматриваться с точки зрения улучшения экологической обстановки в районе, существенного снижения или полного прекращения негативного влияния на все компоненты окружающую среду, а поэтому должна быть не только ресурсосберегающей, но и экологически безопасной.



3. Отвалы по горно-техническим и инженерно-геологическим условиям их формирования и хранения, как находящиеся на поверхности земли, компактно за-складированные и в больших объемах, наиболее подготовлены к геотехнологическим методом их переработки с сернокислотным выщелачиванием, но такая технология не отвечает требованиям ни максимально полного использования их ресурсного потенциала, ни экологической безопасности.
4. Нахождение в отвалах смешанных руд сульфидов и оксидов меди при соотношении близком к единице не дает возможности технологически эффективно и экономически оправданно переработать их только одним методом обогащения при неизбежной потере «второй» части рудной минерализации, поэтому требуется разработка комбинированных технологий. Комбинированные схемы переработки должны строиться по принципу создания оптимальных условий извлечения сульфидных и окисленных минералов в целевые продукты переработки и перевода породных минералов в хвосты с максимальным извлечением и при минимальных затратах. Для этого необходимо обоснование оптимальной глубины обогащения как рационального сочетания методов флотации и гидрометаллургии, порядка следования операций в технологической схеме и режимных параметров отдельных процессов.
5. Построение технологической схемы переработки с комбинированием обогатительных и гидрометаллургических методов определяется особенностями вещественного состава и технологических свойств материала отвалов, такими как сложный, многообразный и крайне непостоянный минеральный состав; окисление поверхности, активация и взаимоактивация имеющихся сульфидов; тонкая структура; значительная каолинизация и серитизация вмещающих пород; большое содержание шламов; различие механизмов взаимодействия сульфидов и оксидов меди с реагентами и их различная растворимость в растворах основных растворителей. При этом степень окисленности руд, содержание меди в руде, состав и природа породообразующих минералов будет главными факторами, от которых зависит выбор методов обогащения и их последовательность в технологической схеме, технологические и технико-экономические показатели переработки.
6. Для забалансовых руд отвала медного месторождения Таскора особенностями вещественного состава, установленными в процессе минералого-

технологической оценки, являются: соотношение сульфидных и окисленных минералов меди близкое к единице (53% меди в форме вторичных сульфидов и халькопирита, 47% меди в окисленной форме), при массовой доле меди в пробе 0,96%, крайне высокое содержание карбонатов (свыше 30%), гипса, глинисто-слюдистых веществ в составе породообразующих минералов, высокое содержание мелких классов в руде. Это предопределило низкие показатели извлечения меди при флотационном обогащении руды по схеме сульфидной флотации (извлечение меди в концентрат не превышало 50% при массовой доле меди в черновом концентрате 3,63%) и недостаточно высокие показатели переработки (извлечение меди в раствор не превышало 65% %) при большом расходе серной кислоты (~ 200 кг/т руды) в случае сернокислотного выщелачивания всей руды.

7. Предварительная сульфидизация поверхности окисленных минералов сернистым натрием при его расходе 300 г/т обеспечила извлечение меди в концентрат 57,52% при массовой доле меди в концентрате флотации 4,81%, что является недостаточным для эффективной переработки отвала смешанных медных руд.

8. При гидрометаллургической переработке отвалов смешанных медных руд новым инновационным решением явилось выщелачивание окисленных минералов меди эффективным, селективно действующим, неокислотным растворителем аммонием сернокислым непосредственно в процессе измельчения смешанной медной руды при интенсифицирующих механических и термических воздействиях, что значительно упростило технологическую схему и ее аппаратное оформление. При измельчении материала отвала с аммонием сернокислым при его избытке (40% от массы руды) уже в течение 3-4 минут обеспечивается извлечение меди в жидкую фазу 16% при концентрации меди в растворе свыше 1,3 г/дм<sup>3</sup>, достаточной для переработки его сорбционным методом.

9. Предложенный механизм выщелачивания окисленной части медной минерализации при введении избытка комплексообразующего реагента аммония сернокислого в процесс измельчения руды обосновывает двухстадиальное выщелачивание карбонатов меди с образованием водоорастворимых катионных тетрааквааммиакатов меди (II) со стабильной внешней анионной сферой в виде карбоната, гидроксида и сульфата.

10. Последовательное проведение исследований на информационно-аналитическом, инструментальном, адаптационном, технологическом уровнях, позволило разработать комбинированную флотационно-гидрометаллургическую технологию переработки отвала смешанных медных руд и обосновать ее параметры. Технология включает измельчение руды перед флотацией до 82-85% класса  $-0,074$  мм с подачей в измельчение аммония сернокислого при первоначальном его расходе 40% от массы руды и дальнейшем поддержании концентрации в жидкой фазе пульпы  $133 \text{ г/дм}^3$  для выщелачивания и перевода в жидкую фазу окисленных минералов меди, флотацию сульфидных минералов в слабощелочной при  $\text{pH}=7,5-8$  ед. среде сульфгидрильным собирателем бутиловым ксантогенатом калия при расходе 60 г/т и спиртовым пенообразователем МИБК при расходе 35 г/т, отделение жидкой фазы пульпы от концентрата и хвостов флотации сгущение и фильтрование продуктов флотации и переработку получаемого продуктивного медьсодержащего раствора с концентрацией меди  $1,24-1,36 \text{ г/дм}^3$  последовательно сорбцией на ионообменной смоле Lewatit MonoPlus TP 207 с достигаемой сорбционной емкостью по катионам меди  $34,8 \text{ г/дм}^3$  ионита, десорбцией, электроэкстракцией. Получение флотационного медного концентрата с массовой долей меди свыше 29% при извлечении не менее 47% и катодной меди с массовой долей меди 99,99% при извлечении меди свыше 38% обеспечит высокую полноту извлечения запасов меди из техногенного минерального образования.

11. Проект переработки отвала забалансовых медных руд является инвестиционно привлекательным: чистая приведенная стоимость 977,17 млн руб., внутренняя норма доходности 70,3 %; индекс доходности 1,83, при сроке окупаемости проекта 1 год. Полная себестоимость 1 т катодной меди составляет 210,4 тыс. руб.

## **Глава 4 Разработка и обоснование параметров технологий извлечения золота из техногенных минеральных образований хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик**

### **4.1 Анализ условий формирования техногенных золотосодержащих объектов и закономерностей изменения технологических свойств золота в техногенных образованиях**

При обосновании параметров вовлечения в ресурсосберегающую переработку техногенных золотосодержащих объектов важны как закономерности концентрирования золота при формировании намывных техногенных объектов, так и изменения технологических свойств самородного золота и минеральных ассоциаций, которые они претерпевают на технологическом этапе их образования и складирования, и на геолого-геохимическом этапе их долговременного хранения. В главе 2 при оценке закономерностей изменения вещественного состава и технологических свойств металлсодержащего техногенного сырья отмечено, что наиболее существенные изменения характерны для лежалых отходов обогатительного перелома и особенно для хвостов золотоизвлекательных фабрик.

Проведенная на информационно-аналитическом уровне систематизация данных по условиям формирования намывных россыпей и хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик (ЗИФ) показала, что техногенные золотосодержащие объекты формируются под влиянием технологических, геологических, горнотехнических, ландшафтно-климатических факторов. По данным В.А. Макарова [149] в миграции золота, его перераспределении, накоплении и последующем преобразовании для большинства объектов основную роль играют геомеханические процессы. Характер миграции золота в хранилищах отходов обогащения коренных руд определяется режимом намыва хвостов; формой нахождения золота; гидравлической крупностью зерен минералов-носителей золота; гранулярным составом хвостов; обводненностью хранилища; климатическими условиями.

Форма и характер механической миграции золота в хвостохранилищах зависят, главным образом, от крупности минералов-носителей золота и формы его нахождения – в свободном или связанном состоянии [149]. Частицы материала крупностью 1-0,05 мм перемещаются в потоках технологической воды и атмосферных осадков, золото при этом может находиться в свободном состоянии и в минеральных сростках. Для более тонких частиц хвостов крупностью 0,05-0,005

мм, наряду с механизмом перемещения в гидродинамических потоках, имеет место, но в гораздо меньшей степени, и перемещение за счет ветровой эрозии с поверхности хвостохранилищ. Глинистые частицы крупностью менее 0,005 мм могут перемещаться в виде тонкой взвеси на минералах-сорбентах и в форме коллоидов; золото в них тонкодисперсное, иногда переходящее в коллоидный раствор. В результате в хвостохранилищах и намывных эфельных отвалах в размещении участков с повышенной концентрацией золота были выявлены следующие наиболее общие закономерности [149, 283]: повышение содержания золота в придонной части и равномерное снижение от места слива пульпы к отстойной зоне (от головной части хвостохранилища к тыльной); образование локальных скоплений тяжелой фракции с золотом относительно крупных фракций в области слива пульпы (места расположения сбросных пульповодов); концентрация благородных металлов в мелких и тонких фракциях вещества хвостов; наличие сезонной ритмичности в распределении компонентов. Механическая миграция золота вне контуров хвостохранилищ также в основном связывается с потоками ливневых, паводковых вод, с водотоками, дренирующими через хвосты, что приводит к образованию техногенных геохимических потоков рассеяния золота на десятки километров от хранилищ хвостов обогащения золотосодержащих руд [149].

Исследованиями акад. К.Н. Трубецкого, д-ра техн. наук В.Н. Уманца [278, 283] также показано, что в золотоотвалах, хвостохранилищах промышленные концентрации золота формируются, главным образом, на технологическом этапе. Механическая и геохимическая подвижность золота по мнению Ю.Ф. Харитонova определяются, прежде всего, формой его нахождения – крупное самородное золото; тонкое (косовое); связанное в обломках и минералах [300]. Золото может мигрировать в форме галоидов, соединений с органическим веществом; в виде коллоидных соединений, суспензий, взвесей; в сорбированном состоянии на глинистых минералах и коллоидах гидроксидов железа [300].

На геолого-геохимическом этапе длительного хранения техногенных золотосодержащих продуктов в отвалах, хвостохранилищах, наряду с механическим переносом, основными по мнению В.А. Бочарова, В.А. Игнаткиной [32] становятся геохимические процессы разрушения золотосодержащих рудных минералов и пород, миграции золота в микроскопических формах, химического растворения зо-

лота, переотложения и повторного растворения золота. Степень изменения физических и физико-химических свойств золота и вмещающих его пород на этом этапе зависят от площади выделений золота, минерального состава и текстурно-структурных особенностей пород, физико-химических свойств среды. В растворы преимущественно переходит микроскопическое и тонкодисперсное золото, которое после высвобождения от вмещающих минералов легко мигрирует в отвальном массиве.

Основными растворяющими компонентами золота являются образующиеся непосредственно в отвальном массиве водные растворы  $\text{FeCl}_2$ ,  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ ,  $\text{CuCl}_2$ ,  $\text{Cu SO}_4$ ,  $\text{NaCl}$ ,  $\text{HCl}$ ,  $\text{H}_2\text{SO}_4$ , а также воды отвалов, содержащие галогенидные, азотно- и сернокислые соли щелочных металлов, органические кислоты [32, 295]. Миграционную способность золота значительно повышает его способность к комплексообразованию. В.А. Бочаровым, В.А. Игнаткиной [32] указывается на возможность сульфатных  $\text{Au}(\text{SO}_4)_2^-$ , сульфитных  $\text{Au}(\text{SO}_3)_2^-$ , сульфидных  $\text{AuS}$ , тиосульфатных  $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ , хлоридных  $\text{AuCl}_4^-$ , гидроксокомплексных  $\text{Au}(\text{OH})_2^-$ ,  $\text{Au}(\text{OH})_4^-$  форм миграции растворенного золота. На техногенное концентрирование золота в результате его переотложения из растворов влияют геохимические барьеры: кислородный, восстановительный, карбонатный, сульфатный, углеродистый, сульфидный, сорбционный и их комбинации [32]. Основными концентраторами золота в зоне окисления техногенного объекта по мнению В.А. Бочарова, В.А. Игнаткиной являются оксиды железа, гипс, барит, сульфиды.

В.А. Наумовым при полевых исследованиях на техногенных россыпях золота и платиноидов Урала были установлены факты механической дифференциации свободного золота и трансформации металла под влиянием физико-химических (поверхностные и подземные воды, атмосферные осадки, электрические, электромагнитные, гравитационные поля) и биологических процессов [171, 172, 173].

По результатам анализа работ [149, 150, 278, 282, 283, 171, 121, 122] условия формирования техногенных золотосодержащих объектов и закономерности концентрирования золота в них обобщены в таблице 4.1, из которой следует, что характер трансформации технологических свойств золота и минерального состава хвостов в физических и химических процессах при обогащении руд и россыпей и при складировании и долговременном хранении отходов переработки несколько

Таблица 4.1 – Условия формирования и закономерности концентрирования золота в техногенных золотосодержащих объектах

Этап	Условия формирования золотосодержащего объекта				Закономерности концентрирования золота			
	Факторы формирования	Класс объектов	Физические и физико-химические процессы	Характер миграции	Формы нахождения золота	Преобразование вещества	Морфологические особенности	Характер концентрирования золота
Технологический	<p>Система извлечения полезного ископаемого из недр. Схема переработки (обогащения) руд и россыпей. Технология складирования хвостов и отходов горного производства.</p>	Намывные эфельные отвалы	Амальгамация, гравитационная дифференциация.	Механическое разрушение и перемещение частиц в потоках технологической воды и атмосферных осадков.	Свободное золото, в минеральных сростках, золото в ассоциации с ртутью.	Изменяется количественное соотношение минералов.	Увеличение доли металла фракции - 0,25 мм. Увеличение доли пластинчатого металла. Уменьшение среднего веса золотин.	В головных частях - золото крупных фракций, мелкое и тонкое золото равномерно распределено в отвале. Сезонная ритмичность в распределении компонентов.
		Хвостохранилища ЗИФ	Дробление, измельчение, амальгамация, цианирование, флотация, гравитационная дифференциация.	Перемещение частиц в потоках технологической воды и атмосферных осадков.			Деформация зерен свободного золота, пассивирующие пленки на поверхности золотин, загрязнение шламами и наклепом тонкоизмельченного железа, уменьшение гидравлической крупности. Концентрация золота в мелких и тонких фракциях вещества хвостов.	Повышение содержания золота в придонной части; образование локальных скоплений тяжелой фракции в области слива пульпы, равномерное снижение содержания золота от места слива пульпы к отстойной зоне. Сезонная ритмичность в распределении компонентов.

Этап	Условия формирования золотосодержащего объекта				Закономерности концентрирования золота			
	Факторы формирования	Класс объектов	Физические и физико-химические процессы	Характер миграции	Формы нахождения золота	Преобразование вещественного состава	Морфологические особенности	Характер концентрирования золота
Геолого-геохимический	<p>Горно-геологические: минеральный и химический состав, физические свойства вмещающих пород и исходных руд, условия их залегания; гранулометрическая и морфологическая характеристика золота; обводненность пород и руд.</p> <p>Ландшафтно-климатические: климат, геоморфологический (лог, склон и др.); биологический (наличие растительности, бактериальный состав и др.)</p>	Техногенные россыпи и хвостохранилища ЗИФ	<p>Механический перенос, растворение, сорбция, переход в коллоидное состояние, окисление, замещение, осаждение на геохимических барьерах и др.</p>	<p>Механическая миграция и гидродинамическое перемещение самородного золота в потоках технологической воды и атмосферных осадков.</p> <p>Перемещение золота в виде тонкой взвеси на минералах-сорбентах, в форме неорганических комплексов, коллоидов.</p> <p>Перемещение за счет ветровой эрозии с поверхности хвостохранилищ.</p>	<p>Свободное золото, в сростках, в ассоциации с ртутью и гидроксидами железа.</p> <p>Тонкодисперсное золото, иногда переходящее в коллоидный раствор.</p> <p>Доля свободного золота может достигать 60-80%.</p>	<p>Физико-химические преобразования пород и перераспределение полезного компонента под влиянием природных факторов.</p>	<p>Слипание золотин под воздействием техногенной ртути, разрушение амальгамных кайм на частицах золота, появление наростов, пленок, новообразований на поверхности золотин.</p> <p>Изменение микрорельефа (появление каверн, ажурных наростов), пористая (губчатая) поверхность амальгамированных золотин.</p> <p>Золотины в свободном виде имеют окатанные и полуокатанные формы с извилистым внешним контуром, а заключенные в сростках – губчатую, пористую, "изъеденную" структуру.</p>	<p>Концентрирование в результате переотложения из растворов на геохимических барьерах.</p> <p>Повышенные концентрации в локальных объемных участках хвостохранилища, пониженные – в поверхностной зоне.</p> <p>Возрастание содержания золота во фракциях, обогащённых тонкодисперсными (-20 мкм) рентгеноаморфными гидроокислами железа.</p>



различен. Но, в целом, процессы, протекающие на технологическом этапе образования и складирования отходов, и на геолого-геохимическом этапе их хранения, наряду с геолого-минералогическими факторами, обуславливают технологические свойства самородного золота и минеральных ассоциаций лежалых отходов переработки, что в свою очередь предопределяет выбор методов доизвлечения золота и построение технологической схемы переработки.

В исследованиях В.А. Макарова [149] показано, что изменения самородного золота в хвостах доводки шлихов и хвостах обогащения коренных руд на технологическом этапе проявляются в наличии на поверхности золотин пассивирующих пленок, возникающих при измельчении руды и флотации, в деформации зерен свободного золота, изменении их гидравлической крупности, загрязнении шламами и наклепом тонкоизмельченного железа [149]. Все это делает золото трудно извлекаемым и приводит к снижению эффективности технологических процессов при вовлечении хвостов в повторную переработку. В хвостах флотационного обогащения золотосодержащих руд цветных металлов доля свободного золота может достигать 60-80%, а связанное золото ассоциирует с сульфидными минералами [149].

Образующиеся при окислении сульфидов оксиды и гидроокислы железа иногда полностью замещают сульфиды с вкрапленностью минералов золота, так что последние могут оказаться в плотной «рубашке» вторичных минералов [217]. Изменения состава и преобразования морфологии золота как для техногенных россыпей, так и для хвостов обогащения коренных руд (хвосты гравитационного обогащения золотоносных руд, хвосты шлихообогатительных фабрик) более всего связаны с применением ртути и процессами амальгамации и проявляются в присутствии ртути в виде золотых амальгам, в свободном металлическом состоянии с растворенным золотом, в изменении микрорельефа золотин и появлении каверн и ажурных наростов [149].

Это согласуется также с исследованиями В.А. Наумова о трансформации золота на изученных техногенных объектах Урала, которые проявляются как в укрупнении (цементация золотин пленками ртутной амальгамы), так и в уменьшении размера зерен (разрушение амальгамных кайм на частицах золота), в преобразовании амальгам, в высвобождении пористых ажурных агрегатов «нового»

хрупкого золота после удаления ртути из амальгамированных зерен и агрегатов, в появлении новых агрегатов золота на уже существующих частицах, корочек и налетов гидроксидов железа и марганца на поверхности зерен, наростов, новообразований, вплоть до наноразмерных [171]. Техногенез по мнению В.А. Наумова приводит к физико-химическим преобразованиям пород и полезных компонентов в техногенных россыпях и для золота выражается в высвобождении частиц золота из глинистых агрегатов и сростков, переходе золота в коллоидное состояние, растворении и отложении, сорбции, замещении, и перераспределении концентраций тонкодисперсного золота на геохимических барьерах [172, 173].

При сравнении морфологических разновидностей золота в рудном и техногенном сырье коры выветривания авторами работы [168] были обнаружены существенные морфологические изменения золотин в техногенном сырье хвостохранилища: значительное уменьшение крупности золотин, присутствие рыхлых благороднометалльных конгломератов крупностью 5-10 мкм, состоящих из субмикронных частиц "нового" золота. В то время как в исходной руде коры выветривания золото было представлено компактными губчатыми золотинами крупностью от 1-3 до 200 мкм в сростках с минералами, характерными для зоны гипергенеза. Золотины в свободном виде имели окатанные и полуокатанные формы с извилистым внешним контуром, а заключенные в сростках характеризовались губчатой, пористой, "изъеденной" структурой

Технологические свойства золота из техногенных россыпей подробно были изучены И.И. Ковлековым [121, 122]. Им было показано, что для разработки более эффективных методов извлечения наиболее важны морфологическое строение, фазовый, гранулометрический состав, гидравлическая крупность золота. В отвалах отработки аллювиальных россыпей основная масса золота находится в свободном состоянии, а наибольшие изменения фазового состава по отношению к исходному сырью происходят в рудном переделе золотоизвлекательной фабрики, особенно после выщелачивания руды. Основная масса золота в эфельных отвалах россыпной золотодобычи по данным И.И. Ковлекова [149] является продуктом сноса металла пульпой и имеет крупность менее 0,6 мм, представлена преимущественно мелкими и тонкими классами крупности. Таким образом, техногенное золото ввиду малой массы золотин и чешуйчатого морфотипа относится к области,

в которой практически исчезает свойство контрастности по гидравлической крупности, что предопределяет его упорность к извлечению гравитацией.

Присутствие новообразованного пленочного (самородного) золота, нарастающего на поверхности сульфидов, вторичного золота, переотложенного с участием микроорганизмов, наряду с самородным остаточным сильно корродированным золотом, было обнаружено в хвостохранилище Дарасунской фабрики [13]. Наросты, пленки гидроксидов железа, марганца, агрегатные нарастания нового золота на первичной части наблюдались в техногенных отвалах Чернореченской россыпи [304].

По опубликованным фотографиям золотосодержащих продуктов [122, 146, 148, 176, 168, 173] была выполнена оценка морфометрических параметров частиц золота оптико-геометрическим методом с использованием программного комплекса SIAMS-600. Рудное золото (рис. 4.1) характеризуется значением круглого фактора формы в пределах  $0,35 \div 0,49$  с частотой встречаемости 90% [329, 355]. Золото, извлеченное при переработке материала валунчатых руд, крупностью  $-0,45\text{мм}, +0,03\text{мм}$  неоднородно, 72% зерен имеет значение круглого фактора формы до 0,50 (рисунок 4.2). Морфометрические параметры частиц золота, извлеченного из массива хвостохранилища, характеризуются гораздо более высокими значениями круглого фактора формы. Для крупных золотин (рис. 4.3) круглый фактор формы 0,72 в 90% случаев, для тонких частиц золота значение круглого фактора формы ещё выше – 0,84 (рис. 4.4). Таким образом, длительное хранение хвостов приводит к изменению типоморфных свойств золота – значения круглого фактора формы повышаются в 1,5-2 раза по сравнению с рудным золотом [355].



Рисунок 4.1 – Фотография рудного золота



Рисунок 4.2 – Фотография рудного золота класса  $-0,45\text{ мм}, +0,03\text{ мм}$  из валунчатых руд

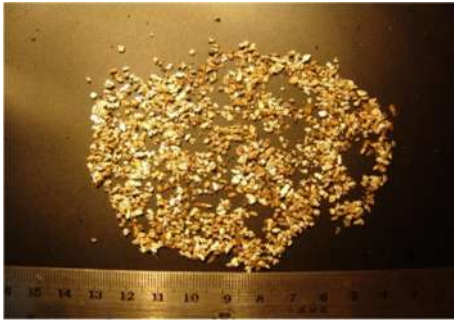


Рисунок 4.3 – Фотографии крупного золота, извлеченного из хвостохранилища

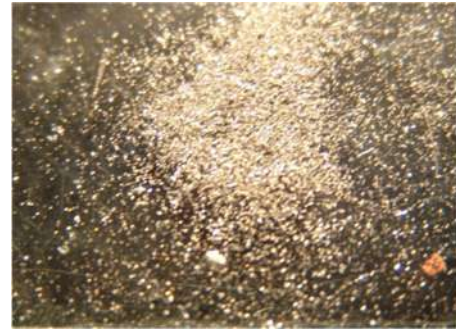


Рисунок 4.4 – Фотография амальгамированного золота крупностью 0,090 мкм

Технологические свойства техногенного золота обобщены по данным работ [121, 122, 149, 150, 217, 171, 173, 168, 13, 304] и приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Технологические свойства техногенного золота

Форма (морфотип)	Фазовый состав	Гранулометрический состав	Плотность	Гидравлическая крупность	Магнитные свойства
<p>Основные морфотипы: изометрично-таблитчатое (коэффициент уплощенности <math>K_u=1\div 4</math>) пластинчаточешуйчатое (коэффициент уплощенности <math>K_u=4\div 10</math> и более). В классах более 0,1 мм преобладают уплощенные формы золотинок, в классах менее 0,1 мм – изометричные.</p>	<p>Свободное В сростках В окисленных пленках В сульфидах и силикатах В амальгамах Наибольшие изменения фазового состава происходят в рудном переделе на фабрике (увеличивается доля свободного золота и золота в неизвлекаемой форме). В отвалах аллювиальных россыпей основная масса золота в свободной фазе.</p>	<p>Весьма крупное, крупное <math>&gt;0,6</math> мм. Мелкое золото - 0,2 (0,25) мм. Тонкое золото - 0,1 мм. Для россыпного золота технологический предел крупности эффективно извлекаемого золота 0,25 мм. В отвальных песках золото представлено преимущественно мелкими и тонкими классами крупности. Основная масса золота в техногенных россыпях имеет крупность менее 0,6 мм.</p>	<p>Самородного золота 16,95-19,53 г/см<sup>3</sup>. Аномально низкая (8,85-9,16 г/см<sup>3</sup>) у золота зернисто-пористого строения.</p>	<p>В зависимости от морфотипа: изометричное – <math>40\div 73</math> см/с; таблитчатое <math>11\div 46</math> см/с; изометричное пористое <math>25\div 39</math> см/с; чешуйчатое <math>15\div 25</math> см/с. У чешуйчатого морфотипа гидравлическая крупность в 2,6 раза ниже, чем у изометричного. Близость гидравлической крупности золота чешуйчатого морфотипа к магнетиту и пириту (<math>15\div 31</math> см/с).</p>	<p>Формы включений железа в самородное золото: - магнитные минералы в виде вкраплений в теле золотинок; - наклеп на поверхности скрапа, магнетита и др.; - гленки гидроксидов железа; - золото в сростке магнитных минералов. Самородное золото может обладать значительной магнитной восприимчивостью.</p>

Как следует из представленных данных (табл. 4.1, 4.2), технологические свойства техногенного золота имеют отличия по сравнению со свойствами золота в коренных рудах и россыпях. Такие техногенные трансформации, как высвобождение золота из сульфидных минералов, из глинистых агрегатов, увеличение доли свободного золота, увеличение доли золотин изометрично-таблитчатой формы, повышение окатанности золотин в водных потоках, концентрирование относительно крупного золота в локальных объемных участках хвостохранилищ, тонкодисперсного золота – в результате его переотложения из растворов на геохимических барьерах, будут благоприятными факторами для доизвлечения золота из лежалых хвостов.

Но в основном, как показал анализ данных по формам нахождения золота, характерным морфотипам, преобразованиям вещественного, гранулометрического состава, плотностных характеристик, гидравлической крупности золота (табл. 4.2), в совокупности специфические технологические свойства техногенного золота не благоприятны для переработки с использованием традиционных гравитационных процессов, флотации, цианирования, определяют низкие показатели повторной переработки.

Для обоснованной разработки рациональных технологических схем извлечения ценных компонентов и наиболее полного освоения запасов техногенных золотосодержащих объектов необходимо как выявление особенностей строения техногенных месторождений золота, определение зон локальной концентрации благородных металлов в техногенном массиве, так и детальное изучение состава золотосодержащего материала в них, всех специфических особенностей технологических свойств техногенного золота. Априорная оценка информации по минералого-технологическому изучению техногенных золотосодержащих объектов в виде хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик [150, 118, 283, 217, 295, 11], данных о характере накопления и перераспределения золота, о минеральных формах и технологических свойствах золота и минеральных ассоциаций в хвостохранилищах, выполненная на информационно-аналитическом уровне, позволила сделать предварительные выводы о перспективах вовлечения таких объектов в повторную переработку, об обогатимости золотосодержащих лежалых хвостов и о возможности переработки их по известным технологиям. Сосредоточенное в

«старых» хвостохранилищах количество золота является вполне достаточным для вторичной переработки, а в самих хвостохранилищах наблюдаются заметные перераспределения полезных компонентов с образованием обогащенных и обедненных участков и зон в виде линз, пластов или потоков мощностью от нескольких десятков сантиметров до первых метров. Хвосты являются упорными для обогащения методами гравитации, флотации и прямого цианирования. Традиционные процессы, используемые при добыче и переработке первичных россыпей и коренных руд, не будут обеспечивать приемлемых технико-экономических показателей доизвлечения золота из техногенных минеральных объектов и необходима их адаптация к свойствам техногенного золота и обоснование параметров комбинированных технологий для наиболее полного, комплексного, экологически щадящего и экономически оправданного освоения запасов хвостохранилищ золотоизвлекающих фабрик.

#### **4.2. Исследование геологического строения, распределения золота в хвостохранилище золотоизвлекающей фабрики, вещественного состава и технологических свойств лежалых хвостов**

Исследования по обоснованию параметров и разработке новых технологических решений по извлечению золота из техногенных объектов проводились на старогоднем законсервированном хвостохранилище Семеновской золотоизвлекающей фабрики (Республика Башкортостан) как на наиболее типичном техногенном месторождении золота. Хвостохранилище золотоизвлекающей фабрики сформировано хвостами переработки в течение нескольких десятков лет золото-содержащих руд разных месторождений, различных промышленных типов (золото-содержащие руды, руды зон окисления медноколчеданных месторождений) и с различным химическим составом. Всего за период работы фабрики было переработано свыше 2,625 млн т минерального сырья. При ориентировочных потерях золота с хвостами переработки 30-40% среднее содержание золота в хвостах должно было составлять 1,5-2,2 г/т.

Хвостохранилище площадью 23 га сформировалось при сосредоточенном сбросе хвостовой пульпы в подготовленную емкость без специальной укладки хвостов [330]. Активный угол хвостохранилища северо-западный, в него наблюдается активный водоприток за счет атмосферных осадков. Воды межнородовые,

активно не циркулирующие. Уровень грунтовых вод находится на глубине 3-4 м и таким образом основная часть техногенного массива обводнена [355].

Подсчет запасов по результатам поисково-оценочных работ, выполненных Уральской экспедицией ПО «Уралзолото» в 1987-89 гг. с целью вовлечения хвостов фабрики в повторную переработку, показал, что при бортовом содержании золота 1,2 г/т количество хвостов составляет 2466,8 тыс. т с запасами золота 3206,8 кг, при бортовом содержании золота 1,5 г/т – 1815,6 тыс. т, золота – 3541,8 кг [23]. При проведении исследований на хвостохранилище Семеновской ЗИФ Институтом проблем прикладной экологии и природопользования Республики Башкортостан в 1996 г. уточнены запасы золотортутьсодержащих хвостов в количестве 2638,8 тыс. т. Запасы основных компонентов в лежалых хвостах, подсчитанные методом геологических блоков, оценены: золото – 3,2 т со средним содержанием 1,23 г/т; серебро – 43,1 т со средним содержанием 16,2 г/т; ртуть – 58,8 т со средним содержанием 14,8 г/т. Запасы золота в старогодних хвостах позволяют классифицировать хвостохранилище как перспективное техногенное месторождение золота.

В литологическом отношении пески представлены чередующимися линзами слабосвязанных алевритов и мелкозернистых песков, а также алевритоглин и глин мощностью от 0,5 до 1,0 м [330]. Мощность техногенной залежи колеблется от 6 – 7 м до 10 м в самом глубоком месте в зависимости от рельефа дна хвостохранилища [11, 355]. Уложена она на водонепроницаемом глинистом основании толщиной до 1,0 м.

На информационно-аналитическом уровне по результатам геологоразведочных, поисково-оценочных работ, проводившихся на данном хвостохранилище, анализа маркшейдерской документации установлено неравномерное распределение металла по простиранию и по глубине – содержание золота варьируется от 0,3 до 5,8 г/т [330]. Некоторое повышение содержания золота наблюдается с увеличением глубины залегания хвостов (табл. 4.3).

Таблица 4.3 – Среднее содержание золота по глубине хвостохранилища

Уровень, м	0-1	1-2	2-3	3-4	4-5	5-6	6-7	7-8	8-9	9-10
Ау, г/т	0,896	1,004	1,192	1,181	1,238	1,288	1,310	1,461	1,253	1,463

По результатам опробования на хвостохранилище были выделены участки разной продуктивности по золоту: с содержанием золота  $<0,7$ ,  $0,7-1,0$ ,  $1,0-1,2$ ,  $1,2-1,4$  г/т (рис. 4.5) [309, 330].

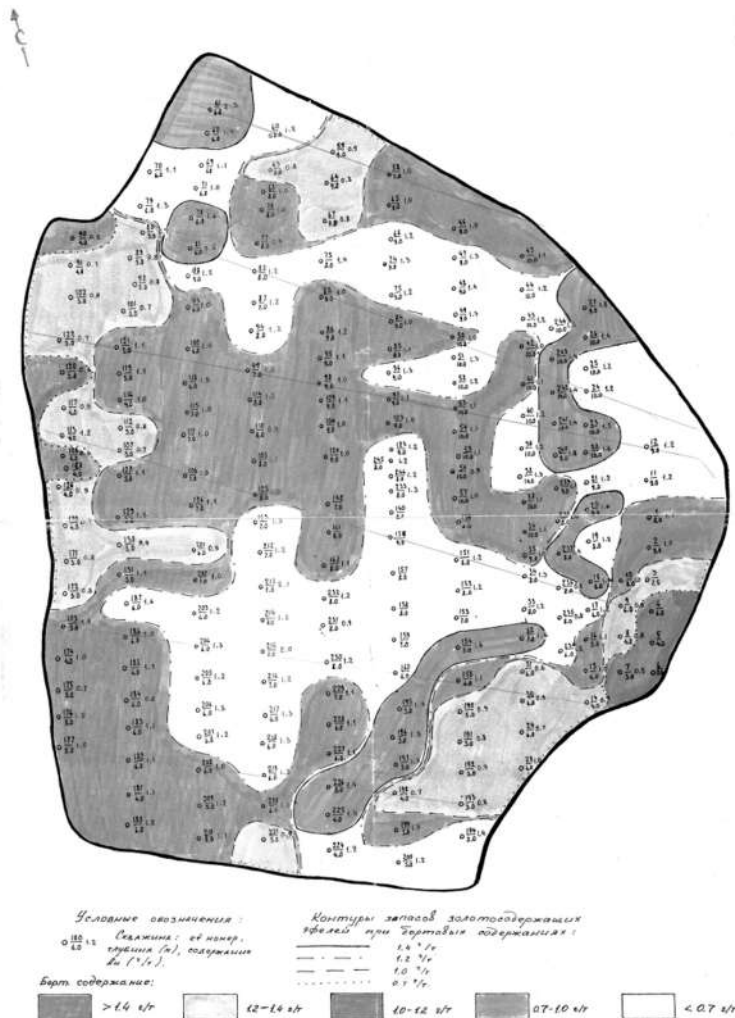


Рисунок 4.5– Контурные продуктивности золотосодержащих песков в хвостохранилище

Графическая объемная модель распределения золота в толще хвостохранилища (рис. 4.6) была построена по данным буровых проб хвостов и топографического плана местности расположения хвостохранилища [11, 309, 329]. Установлены наиболее характерные закономерности распределения золота в техногенном массиве. При складировании и хранении хвостов тонкое золото весьма равномерно распределилось по телу хвостохранилища со средним содержанием золота  $0,7 - 1$  г/т. Локальные участки с повышенными концентрациями золота (свыше  $1,4$  г/т) наблюдаются в северной, восточной и юго-восточной частях хвостохранилища и обусловлены топографическими особенностями местности.



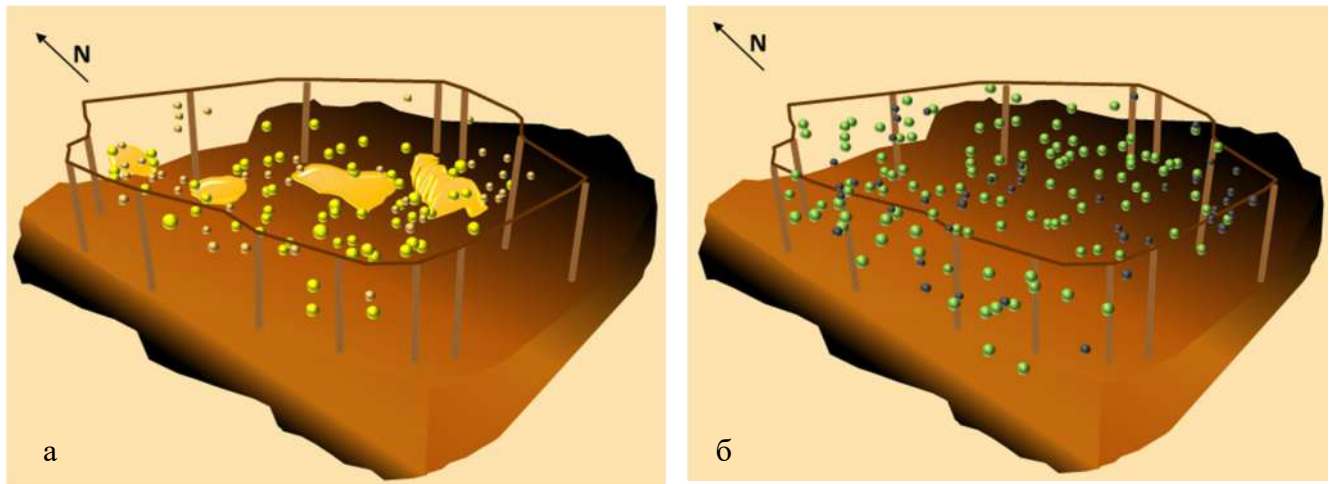


Рисунок 4.6 – Распределение золота по объему хвостохранилища: **а** – участки с содержанием золота более 1,4 г/т; **б** – участки с содержанием золота 0,5 – 0,7г/т (синие), участки с содержанием золота 0,7 – 1 г/т (зеленые)

Они коррелируются с нижней границей вмещающего хвостохранилище элемента рельефа местности и приурочены к глубоким участкам, к понижениям местности, а также к местам сосредоточенного сброса пульпы. Самые высокие концентрации золота 1,6-1,8 г/т выявлены в наиболее глубоких (8-10 м) участках восточной части хвостохранилища, вблизи места расположения сосредоточенного сброса хвостов. В центральной глубокой части хвостохранилища с мощностью отложений 8-9 м содержание золота ниже – 0,9-1,1 г/т. Наименьшее содержание золота 0,6-0,8 г/т установлено в пробах хвостов пляжной зоны с небольшой толщиной техногенной залежи 3-5 м в западной и северо-западных частях хвостохранилища, противоположных месту сосредоточенного сброса пульпы. Также невысокие концентрации золота 0,7-0,9 г/т наблюдаются в юго-восточной части хвостохранилища в придамбовой зоне при небольшой толщине песков 3-4 м. Тенденция повышения содержания золота с глубиной характерна не для всего массива техногенной залежи, а наблюдается в основном в восточной части хвостохранилища в местах понижения рельефа местности на глубинах 6-10 м. Содержание золота на этих участках достигает 1,6-2,4 г/т. Это позволяет сделать вывод о механической миграции золота и после заполнения емкости, обусловленной особенностями рельефа дна хвостохранилища. Содержание золота в поверхностном слое на глубине 1-2 м несколько ниже в центральной части хвостохранилища (0,7-0,9 г/т) и в придамбовой зоне восточной части (0,5-0,6 г/т). Следовательно, законо-

мерности формирования зон концентрации золота в техногенных массивах хвостохранилищ во многом зависят от гидродинамических характеристик водного потока и инженерно-гидрогеологических условий, определяемых, в том числе, и топографическими особенностями рельефа местности и соответственно ложа хвостохранилища, уровнем поверхностных и подземных вод, водопритоками, сезонной промерзаемостью и пр. Пространственное размещение наиболее богатых участков в теле хвостохранилища контролируется в плане, прежде всего, расположением пульпопровода и направлением сброса хвостов, рельефом дна хвостохранилища, а в разрезах на этих участках – еще и качеством переработанного природного сырья, варьировавшегося во времени по мере отработки месторождения и изменения технологической схемы переработки сырья, вещественным составом хвостовой пульпы, ее кислотно-основными и окислительно-восстановительными свойствами.

Изучение лежалых золотосодержащих хвостов на инструментальном уровне позволило выявить наиболее типичные минералогические характеристики и наиболее контрастные технологические свойства, которые будут служить физическими признаками разделения при переработке хвостов. По минеральному составу (табл. 4.4) хвосты представлены песками кварц-полевошпатового состава с присутствием глинистых минералов, вторичных образований и небольшим количеством сульфидов [11, 329].

Таблица 4.4 – Вещественный состав хвостов

Минералы и группы минералов	Массовая доля, %
Кварц	50–60
Полевые шпаты (микроклин, ортоклаз, плагиоклаз)	20–25
Слюдисто–глинистые минералы (каолинит, мусковит, серицит и др.)	5–10
Сульфиды (пирит, марказит, пирротин, халькопирит)	1–2
Вторичные образования (лимонит и др. оксиды железа, скородит, церуссит)	6–9

Результаты химического анализа отобранной для проведения технологических исследований пробы лежалых хвостов (табл. 4.5) свидетельствуют о присутствии в хвостах элементов I класса опасности, таких как селен, мышьяк, свинец, кадмий и др. Достаточно высокие содержания сульфатов, гидрокарбонатов, хлоридов говорят о протекавших в теле хвостохранилища гипергенных процессах

окисления сульфидов, преобразования нерудных составляющих, о чем также свидетельствует состав новообразований по данным минерального состава хвостов (см. табл. 4.4) и невысокое содержание сульфидов в лежалых хвостах.

Таблица 4.5 – Химический состав лежалых хвостов

Компонент	Содержание компонента, % масс., г/т	Компонент	Содержание компонента, % масс.
Au	1,2	Hg	$8,3 \cdot 10^{-4}$
Ag	14,8	As	0,051
Cu	0,073	Se	0,045
Pb	0,086	Sb	0,0045
Cd	$2,1 \cdot 10^{-4}$	Хлориды	0,012
Zn	0,091	Гидрокарбонаты	0,0292
Cr	$16,8 \cdot 10^{-4}$	Сульфаты	0,047

По результатам фазового анализа (табл. 4.6) золото преимущественно находится в свободном виде и в сростках (цианируемое) – 57,1%, значительное количество золота – 25,4% заключено в породообразующих минералах.

Таблица 4.6 – Результаты фазового анализа золота

Формы нахождения золота	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
Золото свободное и в сростках (цианируемое)	0,65	57,1
Золото, заключенное в минералах растворимых в соляной кислоте и под пленками окисленных минералов железа (трудно цианируемое золото)	0,20	10,3
Золото, заключенное в сульфидах (не извлекаемое цианированием)	0,53	7,2
Золото в породообразующих минералах (кварце, полевоом шпате и др.)	0,26	25,4
Итого:	1,3	100,0

Лежалые хвосты характеризуются следующими геотехнологическими параметрами: плотность  $2,43 \text{ т/м}^3$ ; объемная масса  $1,44 \text{ т/м}^3$ ; коэффициент разрыхления 1,69; пустотность 38%; максимальная молекулярная влагоемкость 18,4%.

В процессе складирования хвостов обогащения происходил седиментогенез и возникла техногенная неоднородность массива. Тонкодисперсные фракции, как и гипергенные новообразования, выносились фильтрующимися растворами и временными потоками и концентрировались в понижениях рельефа дна [330]. В ре-

зультате сформировалось несколько наиболее типичных геолого-минералогических зон, отличающихся крупностью, морфометрическими параметрами золота и составом вмещающих пород, обводненностью горизонтов [329]. Были изучены состав и свойства проб лежалых хвостов из наиболее характерных для данного хвостохранилища участков.

Лежалые хвосты, отобранные в пляжной осушенной зоне в юго-западной части хвостохранилища в приповерхностном слое на глубине около 2 м (проба 1  $\beta_{Au}=1,5$  г/т), представляли собой зернистый материал серого цвета крупностью менее 3 мм. Преобладающим минералом пробы являлся кварц (70%). Кварц чистый белый и молочный. Зерна кварца изометричные, остроугольные, в большинстве своем полупрозрачные. Наблюдаются плотные, угловатые, непрозрачные зерна полевого шпата в виде удлинённых пластин серого цвета и полупрозрачные зерна хлорита зеленого цвета, а также отдельные удлинённые частицы аутигенной (вторичной) слюды. В пробе присутствовали зерна биотита, зеленоватого кварца, серицита. Биотит встречается в виде удлинённых частиц черного цвета и пластинок. Из рудных зерен встречаются пирит, борнит.

Анализ распределения золота по классам крупности хвостов (рис. 4.7) показывает, что в пробе 1 свыше половины золота (54,18 %) находится в классе -0,5+0,125 мм, на классы крупности -0,125+0,074 и -0,074+0,040 мм также приходится достаточно большое количество золота – суммарно 25,36% и только 2,8% золота находится в тонком классе -0,040 мм. То есть в пробе песков, отобранных в пляжной зоне хвостохранилища, золото преобладает в классах гравитационной крупности. Средневзвешенный диаметр частиц этой пробы 0,53 мм, коэффициент фильтрации высокий 1,7 м/сут.

В хвостах, заскладированных в наиболее глубокой восточной части хвостохранилища, содержится больше глинистых и слюдистых минералов, вторичных образований, а золото сосредоточено в тонких классах менее 0,040 мм. Проба из поверхностной части с глубины 2 м (проба 2,  $\beta_{Au}=1,0$  г/т) представляла собой песчано-глинистый однородный материал желтовато-бурого цвета. В этой пробе отмечалось большое содержание бурого цвета кварца с тонкими пленками гидроксидов железа. Среди тонкой порошковатой массы отчетливо выделяются кусочки более крупного размера от 0,5 до 1 мм и наиболее прочные. Основную массу про-

бы (60-70%) составляли глинистые и слюдистые минералы. Из глинистых минералов отчетливо выделяется каолинит сравнительно чистый и с признаками гидроксидов железа и монтмориллонит бурой окраски в виде плотных землистых агрегатов. Из слюдоподобных выделяется серицит – тончешуйчатая разновидность мусковита. Остальная часть пробы (30-40%) представлена желтовато-серыми и бурыми зернами кварца и полевого шпата. Материал на 26% представлен классом  $-0,074$  мм. Золото распределено преимущественно в классе  $-0,5+0,125$  мм (41,01 %) и в тонком классе  $-0,040+0$  мм (30,24 %) (рис. 4.7). Средневзвешенный диаметр частиц этой пробы 0,50 мм, коэффициент фильтрации достаточно высокий 0,89 м/сут.

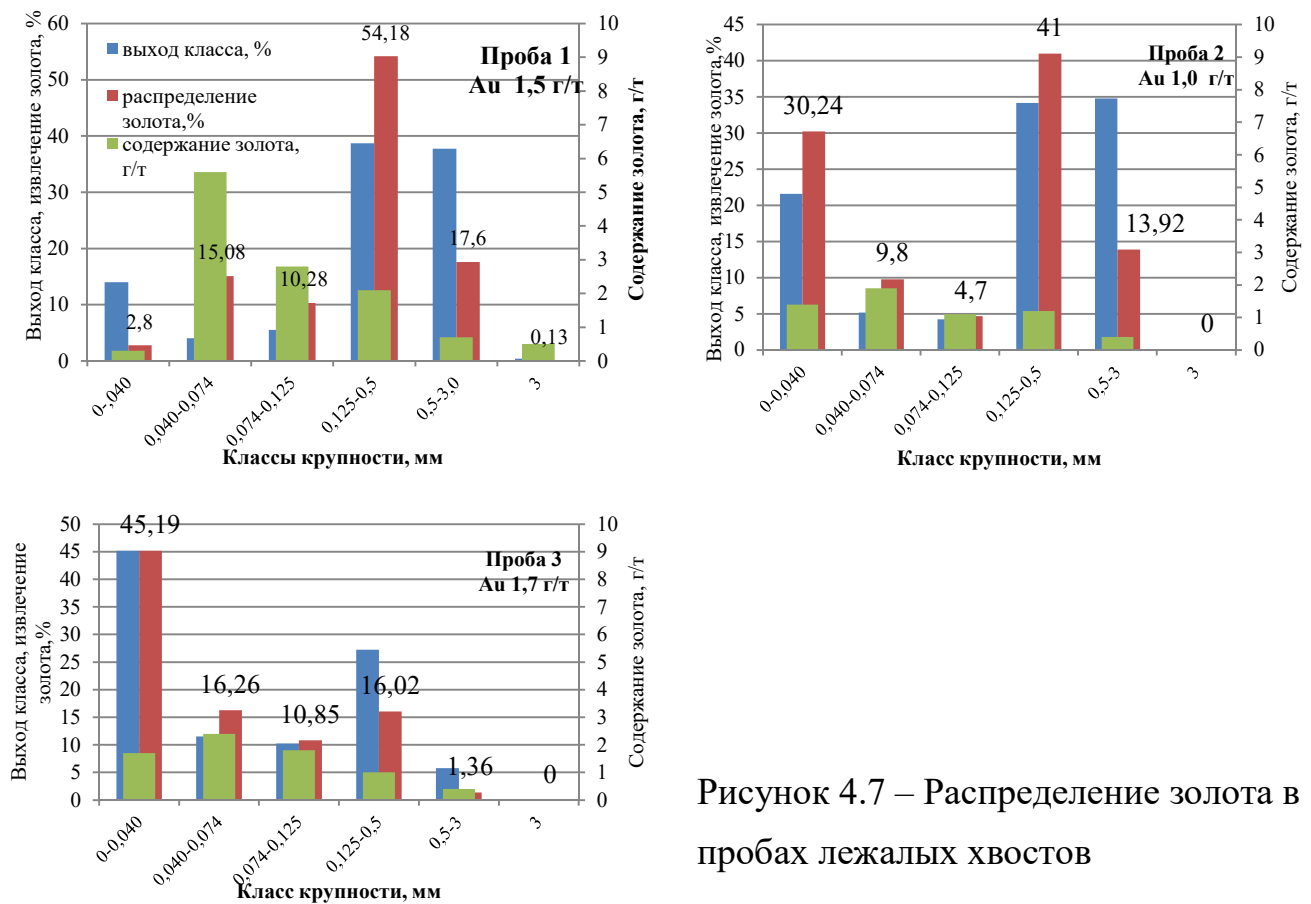


Рисунок 4.7 – Распределение золота в пробах лежалых хвостов

В пробе, отобранной на глубине 7 м (проба 3), содержание золота ( $\beta_{Au}=1,7$  г/т) выше, чем в пробах песков из приповерхностной зоны ( $\beta_{Au}=0,9-1,1$  г/т), и наибольшее количество его (45%) сосредоточено в классе  $-0,040$  мм. Проба существенно глинистая, в виде светлой желтовато-бурой псаммито-пелитовой массы. Представлена кварцем, серицитом и частично хлоритом. Вторичные образования: лимонит, скородит, оксиды марганца, монтмориллонит и др. Проба на 56% пред-

ставлена классом менее 0,074 мм, из которых 45 % приходится на частицы менее 0,040 мм. Коэффициент фильтрации этой пробы низкий 0,15 м/сут при средне-взвешенном диаметре частиц 0,16 мм.

Таким образом, хвостохранилище Семеновской фабрики, сформированное хвостами переработки золотосодержащих руд разных месторождений, различных промышленных типов, в виде техногенной поверхностной россыпи небольшой толщины на водонепроницаемом глинистом основании, с запасами золота 3,2 т при среднем содержании 1,23 г/т, является типичным техногенным месторождением золота, перспективным для вовлечения в эксплуатацию. В то же время условия формирования техногенного минерального образования, такие как изменявшийся во времени минеральный состав перерабатываемого первичного сырья, дифференциация материала по размерам частиц и их плотности при гидравлическом складировании хвостов, перемещение наиболее тонкодисперсных частиц и продуктов выветривания и окисления фильтрующимися растворами и временными водными потоками и концентрирование их в наиболее низинных участках хвостохранилища в соответствии с рельефом его дна, физико-химические преобразования минеральной массы хвостов в процессах выветривания, окисления, выщелачивания, переслаивание измененных пород, привели к формированию на изучаемом хвостохранилище золотоизвлекательной фабрики нескольких наиболее типичных геолого-минералогических зон, отличающихся крупностью, морфометрическими параметрами золота и составом вмещающих пород, обводненностью горизонтов, что должно быть учтено при обосновании методов обогащения, выборе обогатительных аппаратов и построении технологической схемы переработки техногенного золотосодержащего сырья.

#### **4.3 Исследование факторов, определяющих выбор методов доизвлечения золота из лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик**

На этапе технологических исследований проб лежалых хвостов из хвостохранилища для выбора методов извлечения золота и обоснования параметров переработки были проведены исследования на обогатимость отсадкой, центробежной сепарацией, цианированием, флотацией в соответствии с наиболее контрастными технологическими свойствами золотосодержащих руд и продуктов их переработки. По данным распределения металла по классам крупности (табл. 4.7) наиболь-

шее количество золота – 35,2% приходится на самый тонкий класс -0,05 мм. Достаточно большое количество золота – 24,5% приходится на крупный класс +0,315 мм.

Таблица 4.7 – Распределение золота по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %:	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %:
+0,315	8,7	4,8	24,5
-0,315 +0,2	10,0	1,7	10,0
-0,2 +0,1	10,5	1,5	9,3
-0,1 +0,05	23,8	1,5	21,0
-0,05+0	47,0	1,3	35,2
Итого	100,0	1,7	100,0

Таблица 4.8 – Результаты отсадки хвостов

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, г/т
Концентрат	21,1	1,9	28,1
Хвосты	79,8	1,3	71,9
Исходные пески	100,0	1,43	100,0
Концентрат	2,1	2,9	4,0
Хвосты	97,9	1,5	96,0
Исходные пески	100,0	1,52	100,0

В лабораторных исследованиях при отсадке хвостов не происходило концентрирования золота в тяжелой фракции. При содержании золота в исходных хвостах 1,43-1,52 г/т, в концентрате содержание повысилось только до 1,9-2,9 г/т (табл. 4.8). Содержание золота в хвостах отсадки оставалось высоким – 1,3-1,5 г/т.

Тест на обогатимость хвостов центробежной сепарацией был проведен на центробежном концентрате САЦ–0,3 с диаметром чаши 0,3 м конструкции «Институт ГИНЦВЕТМЕТ». Результаты гравитационного обогащения хвостов центробежной сепарацией приведены в таблице 4.9.

Таблица 4.9 – Результаты обогатимости хвостов центробежной сепарацией

Объемная производительность по пульпе, м <sup>3</sup> /ч	Содержание твердого в пульпе, %	Выход концентрата, %	Содержание золота в концентрате, г/т	Извлечение золота в концентрат, %
20	14	1,4	12,3	11,4
20	24	3,3	12,0	26,4
20	34	4,2	10,4	29,1
20	44	3,2	7,7	16,4
13	34	3,8	7,8	19,8
20	34	4,2	10,6	29,7
28	34	6,15	8,1	33,2
35	34	7,7	5,8	29,8

При содержании золота в исходных песках 1,5 г/т получено извлечение золота в концентрат на уровне 30-33%. Показатели разделения центробежной сепарацией выше, чем отсадкой, но такое извлечение золота является недостаточным для рентабельной переработки хвостов и необходимо совершенствование процесса центробежной сепарации. При изучении основных параметров центробежной сепарации было установлено существенное влияние на показатели разделения содержания твердого в питании сепаратора. При содержании твердого в питании сепаратора 24-34% наблюдалось наибольшее извлечение золота в концентрат. Объемная производительность концентратора должна поддерживаться в пределах 20–28 м<sup>3</sup>/ч, при этом производительность по твердому будет 7,4-8,7 т/ч.

Исследованы различные реагентные режимы флотации золотосодержащих хвостов (табл. 4.10).. При флотации исходных песков самое высокое извлечение золота 50,8 % при выходе концентрата 17,6 % с содержанием золота в нем 3,9 г/т получено при использовании ксантогената с расходом 100 г/т, пенообразователя Т-80 – 140 г/т и продолжительности флотации – 60 минут

Таблица 4.10 – Показатели флотации золотосодержащих хвостов

Условия флотации	Наименование продукта	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
Кх – 60 г/т; Т-80 – 140 г/т; сода – 4кг; CuSO <sub>4</sub> – 500 г/т; t <sub>фл</sub> – 50 мин	концентрат	22,7	2,9	51,6
	хвосты	77,3	0,8	48,4
	исходные хвосты	100,0	1,28	100,0
Кх – 60 г/т; Т-80 – 140 г/т; CuSO <sub>4</sub> – 500 г/т, t <sub>фл</sub> – 50 мин	концентрат	15,5	3,8	46,6
	хвосты	84,5	0,8	53,4
	исходные хвосты	100,0	1,27	100,0
Кх – 100 г/т; Т-80 – 140 г/т; t <sub>фл</sub> – 25 мин	концентрат	17,6	3,9	50,8
	хвосты	82,4	0,8	49,2
	исходные хвосты	100,0	1,35	100,0
олеиновая кислота – 100 г/т; Т-80 – 80 г/т; t <sub>фл</sub> – 25 мин	концентрат	13,4	3,5	35,3
	хвосты	86,6	1,0	64,7
	исходные хвосты	100,0	1,33	100,0
измельчение до 90% класса -0,1 мм; Кх – 60 г/т; Т-80 – 140 г/т; t <sub>фл</sub> – 30 мин.	концентрат	14,9	4,8	54,6
	хвосты	85,1	0,7	45,4
	исходные хвосты	100,0	1,31	100,0

Применение активатора медного купороса и регуляторов среды соды и извести не привело к улучшению технологических показателей флотации. При флота-



ции обесшламленных песков содержание золота в продуктах остается на том же уровне. При доизмельчении песков до 90% класса менее 0,1 мм несколько повысилась извлечение золота в концентрат и составило 54,6%.

Цианирование лежалых хвостов проводилось при расходах NaCN 1 кг/т, CaO 2 кг/т; соотношении Ж:Т=1:1; продолжительности агитационного цианирования 12 ч. При содержании золота в исходном материале 1,7 г/т извлечение золота в раствор составило в среднем 52,8 % при остаточном содержании золота в хвостах цианирования 0,85 г/т.

Таблица 4.11 – Распределение золота в хвостах цианирования

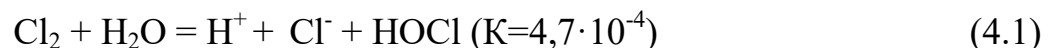
Классы, мм	Выход, %		Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
	частный	суммарный		
+0,315	9,2	9,2	4,4	47,6
-0,315+0,2	9,5	18,7	1,3	14,5
-0,2+0,1	12,4	31,1	0,6	8,7
-0,1+0,05	23,0	54,1	0,5	13,5
-0,05+0	45,9	100,0	0,3	15,7
Итого:	100,0		0,85	100,0

В хвостах повторного цианирования (табл. 4.11) основная масса недоизвлеченного золота – 62,1 % приходится на класс +0,2 мм. Повторное цианирова-

ние лежалых хвостов малоэффективно.

Среди альтернативных нецианидных растворителей золота, таких как тиомочевина, тиосульфаты, галогениды, малоно- и ацетонитрилы, полисульфиды [130, 161, 217, 295], хлоридные системы выщелачивания имеют определенные технологические и экологические преимущества. При выщелачивании золотосодержащих материалов в хлоридных системах, состоящих либо из насыщенной газообразным хлором воды, либо из соляной или серной кислоты, хлорида натрия и окислителя (гипохлорит калия или натрия, перманганат калия, диоксид марганца), активным началом растворения золота является элементарный хлор, образующийся в процессе реакции в системе, или в процессе электрохлоринации [104, 217, 374].

При растворении газообразного хлора в воде гидролиз хлора протекает по уравнению реакции (5.1) очень активно и в разбавленных растворах ( $10^{-2} - 10^{-3}$  моль/дм<sup>3</sup>) достигает 90–99,8 % [200]:



Растворение золота протекает в присутствии свободного хлора, который является окислителем золота, и хлорид-иона, являющегося комплексообразователем, по реакции:



В присутствии хлорид-ионов образуются растворимые в водных средах анионные комплексы одно- и трехвалентного золота:  $\text{AuCl}_2^-$ ,  $\text{AuCl}_4^-$ . В растворах 0,2–2,0 моль/дм<sup>3</sup> HCl при 25°C константа равновесия реакции

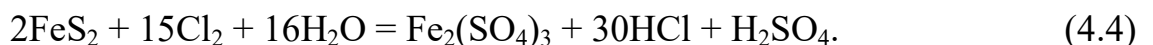


равна  $2 \cdot 10^{-8}$  [130]. Стандартные потенциалы хлоридных комплексов золота равны: для пары  $\text{AuCl}_4^-/\text{AuCl}_2^-$  –0,93 В,  $\text{AuCl}_4^-/\text{Au}^0$  –1,00 В. Ион  $\text{AuCl}_4^-$  устойчив в водных растворах ( $K_{\text{дис}}=10^{-30}$ ) [94].

Подкисление растворов увеличивает скорость растворения золота более чем на два порядка: при концентрации хлора  $2,75 \cdot 10^{-3}$  моль/дм<sup>3</sup> при добавке 0,2 моль/дм<sup>3</sup> соляной кислоты скорость растворения увеличивается в 365 раз [119]. Повышение скорости растворения золота в кислых растворах объясняется снижением степени гидролиза хлора и увеличением его концентрации в молекулярной форме, являющейся более активным окислителем. При достаточном подкислении раствора соляной кислотой скорость растворения золота прямо пропорциональна исходной концентрации хлора, то есть процесс гидрохлорирования является реакцией первого порядка по хлору [43].

По данным И.А. Каковского [119] в сопоставимых условиях удельная скорость растворения золота при хлоринации в 13 раз выше, чем при цианировании с использованием кислорода, и в 43 раза выше, чем при цианировании с продувкой воздухом. Активность хлора как химического реагента проявляется также в раскрытии части минералов, блокирующих дисперсное золото [130].

Основным недостатком хлоридного выщелачивания считается высокий удельный расход хлора при отработке руд с повышенным содержанием сульфидов, поскольку хлор в водной среде растворяет не только золото, но и взаимодействует с наиболее распространенным сульфидом железа – пиритом [217]:



Поэтому способ хлоридного выщелачивания может быть использован при небольшом содержании сульфидов в материале (1-5%) или при предварительной выработке сульфидов [217, 104, 139, 356]. К сдерживающим факторам применения хлорного подземного выщелачивания также относится неизученность большинства месторождений и рудопроявлений под этот способ и в целом ограниченность руд по природным условиям залегания пригодных для отработки методом подземного выщелачивания. Тем не менее, по мнению М.И. Фазлуллина [286, 217] эти недостатки, как и необходимость использования коррозионностойкой аппаратуры, могут быть в значительной степени нивелированы снижением в 2-4 раз капитальных затрат и снижением бортового содержания металла.

Для изучения возможности хлоридного выщелачивания золота из лежалых хвостов способом подземного выщелачивания были проведены лабораторные исследования в статическом и фильтрационном режимах по методике геотехнологического тестирования [239]. При статическом (агитационном) выщелачивании перемешивание навесок хвостов естественной крупности и раствора газообразного хлора проводилось при соотношении Ж:Т=3:1, температуре 25°C, в затемненном месте в течение различного времени. При определении кислотоёмкости хвостов использовались растворы соляной кислоты с исходной концентрацией 9,2 г/дм<sup>3</sup>. Из результатов, представленных в таблице 4.12, следует, что кислотоёмкость лежалых хвостов невелика, что является благоприятным фактором для хлоридного выщелачивания.

Таблица 4.12 – Результаты определения кислотоёмкости хвостов

Масса навески, г	Объем выщелачивающего раствора, мл	Исходная кислотоёмкость раствора, г/дм <sup>3</sup>	Кислотность раствора, г/дм <sup>3</sup> при времени контакта, ч		Кислотоёмкость хвостов, кг/ т
			20	44	
200	400	9,2	8,8	8,6	1,2
200	400	9,2	8,5	8,5	1,4

Хлороемкость золотосодержащих песков также невелика и практически не зависит от гранулометрического состава хвостов, как следует из представленных в таблице 4.13 результатов определения хлороемкости.

Таблица 4.13 – Результаты определения хлороемкости хвостов

Номер пробы	Крупность, мм	Масса навески, г	Объем выщелачивающего раствора, мл	Концентрация активного хлора, г/дм <sup>3</sup>	Концентрация активного хлора в растворе, г/дм <sup>3</sup> при времени контакта, ч			Хлороемкость хвостов, кг/т
					2	18	44	
Проба 2	< 10	200	300	1,2	0,994	0,639	0,390	1,30
Проба 3	<10	200	300	1,2	1,065	0,568	0,213	1,54
Проба 2	<1	200	300	1,2	0,746	0,426	0,412	1,24
Проба 3	<1	200	300	1,2	0,888	0,284	0,250	1,49

Опыты по фильтрационному выщелачиванию золота хлорной водой проводились в колонках длиной 0,5 м, диаметром 3 см, при постоянной скорости фильтрации растворов 1 м/сут и навеске хвостов 450 г. В процессе фильтрации через определенные промежутки времени отбирались пробы раствора и в них определялось содержание золота атомно-абсорбционным методом. Результаты хлоридного выщелачивания хвостов при различных режимных параметрах процесса приведены в таблицах 4.14–4.16.

Таблица 4.14 – Динамика изменения концентрации золота в растворе

Номер пробы	Крупность песков, мм	Концентрация активного хлора в выщелачивающем растворе, г/дм <sup>3</sup>	Концентрация золота в растворе, мг/дм <sup>3</sup> при времени контакта, ч			
			2	20	25	44
Проба 2	исходная.	1,2	0,018	0,025	0,16	–
Проба 3	исходная	1,2	0,034	0,034	0,053	0,050
Проба 2	класс <1 мм	1,2	0,034	0,034	0,20	–
Проба 3	класс <1 мм	1,2	0,044	0,034	0,057	–

Таблица 4.15 – Влияние концентрации активного хлора на концентрацию золота в продуктивном растворе

Номер пробы	Концентрация активного хлора в выщелачивающем растворе, г/дм <sup>3</sup>	Концентрация золота в растворе, мг/дм <sup>3</sup>		Время выщелачивания, ч
		минимальная	максимальная	
Проба 3	1,2	0,034	0,053	48
Проба 3	2,00	0,05	0,110	67
Проба 3	4,9	0,25	1,50	48

С увеличением времени контакта золотосодержащих песков с хлорной водой концентрация золота в растворе сначала увеличивается, затем начинает снижать-

ся. Увеличение концентрации выщелачивающего агента – активного хлора в растворе приводит к закономерному возрастанию концентрации золота в продуктивном растворе (табл. 4.15). Максимальная концентрация золота в растворе 1,5 мг/дм<sup>3</sup> была получена при концентрации активного хлора 4,9 г/дм<sup>3</sup> и времени выщелачивания 48 часов.

Удельный расход хлора в опытах по фильтрационному выщелачиванию составил 3,7-4,3 кг/т хвостов и несколько меньше (3,3-3,6 кг/т) при обработке хвостов раствором соляной кислоты с концентрацией 2 г/дм<sup>3</sup> (табл. 4.16).

Таблица 4.16 – Влияние продолжительности выщелачивания и предварительной кислотной обработки хвостов на показатели процесса

Номер пробы	Концентрация активного хлора в растворе, г/дм <sup>3</sup>	Без кислотной обработки			Уд. расход хлора, кг/т	С предварительной кислотной обработкой		
		Концентрация золота в растворе, мг/дм <sup>3</sup> при времени контакта, ч				Концентрация золота в растворе, мг/дм <sup>3</sup> при времени контакта, ч		Уд. расход хлора, кг/т
		1	24	42		20	24	
Проба 2	2,0	0,13	0,17	0,18	3,7	0,25	0,16	3,3
Проба 3	2,0	0,16	0,42	0,13	4,3	0,32	0,45	3,6

В дальнейшем проведены натурные геотехнологические испытания непосредственно на месте залегания хвостов, на опытной ячейке в массиве хвостохранилища, чем достигалось максимальное приближение опыта к условиям подземного скважинного выщелачивания (см. п. 4.5).

Проведенные технологические исследования обогатимости лежалых хвостов показали невысокую эффективность применения традиционных разделительных процессов ввиду низкого содержания золота, преимущественного нахождения его в мелких и тонких классах, преобразования фазового состава поверхностных слоев зерен, изменений формы и размера частиц свободного золота в процессах образования и хранения хвостов золотоизвлекательных фабрик. Наиболее контрастные свойства, которые лежат в основе гравитационных, флотационных процессов, таким образом в значительной степени нивелированы. Следовательно, применение только одного метода обогащения к освоению запасов данного техногенного месторождения не позволит получить приемлемые технико-экономические показатели, а, соответственно, обеспечить рентабельность повторной переработки ле-

жалых хвостов. Кроме того, обводненность нижних слоев в центральной части хвостохранилища будет создавать трудности при разработке хвостов. В то же время условия формирования самого техногенного месторождения, наличие локальных объемных участков с повышенными концентрациями золота, небольшая мощность и осушенность песков пляжной зоны и приповерхностной части хвостохранилища, и, напротив, обводненность глубоких слоев центральной части, литологическая неоднородность техногенного массива с перемежающимися слоями алевритов и глинистых грунтов, но в целом приемлемые фильтрационные свойства, даже в центральной глубокой части хвостохранилища, небольшая мощность техногенной залежи и расположение ее на водонепроницаемом глинистом основании создали предпосылки применения разных методов обогащения для различных участков хвостохранилища.

Целесообразно золотосодержащие пески из необводненных участков пляжной зоны, в которых золото находится преимущественно в крупных и мелких классах, перерабатывать гравитационным методом. Доизвлечение золота из обводненных глубоких участков центральной части хвостохранилища с неравномерным распределением мелкого и тонкого золота по глубине и по простиранию рационально производить выщелачиванием на месте залегания. При этом определяющими гидрогеологическими факторами будут фильтрационные свойства техногенного массива, наличие или отсутствие естественных водоупоров. Таким образом, к наиболее значимым факторам, определяющим выбор методов доизвлечения золота из лежалых хвостов и комбинирование различных технологических процессов, следует относить [106]: минеральный состав хвостов; формы нахождения золота в хвостах; типоморфные свойства золота (размер и форма частиц золота); строения и состав минеральных ассоциаций; геологическое строения техногенной залежи; наличие зон концентрации золота в хвостохранилище и их параметры; гидрогеологические характеристики техногенного массива.

Для наиболее полного освоения запасов золота в техногенных объектах и повышения в целом эффективности переработки лежалых хвостов необходимо не только применение принципа комбинирования различных технологических процессов для доизвлечения золота по типам участков, но и адаптация указанных методов к установленным особенностям вещественного состава и технологических

свойств золотосодержащих песков, а также к геологическим, гидрогеологическим, топографическим условиям их залегания.

#### **4.4 Обоснование параметров гравитационного доизвлечения золота из лежалых хвостов**

При повторной переработке техногенных россыпей проблема извлечения мелких классов недоизвлеченного золота является наиболее актуальной, поскольку потери золота по классу менее 0,2 мм составляют по разным оценкам не менее 30-50% [122]. Повышение полноты извлечения мелкого золота из отвалов золотодобычи связывается в основном с совершенствованием аппаратуры для гравитационных процессов. Гравитационные процессы извлечения золота из техногенного сырья являются наиболее простыми, экологически чистыми, наименее затратными, а потому и наиболее распространенными. Но нахождение основной массы техногенного золота в области, в которой практически исчезает контрастность между минералами по гидравлической крупности (малая масса золотин, чешуйчатый морфотип, низкие значения плотности, обусловленные зернисто-пористым внутренним строением), определяет его упорность к извлечению гравитационным методом [122]. Наряду с совершенствованием отсадочных и шлюзовых технологий, которые применяются в основном для извлечения золота из россыпных месторождений, для решения проблемы извлечения мелкого и тонкого золота было предложено разделение в поле центробежной силы.

Особенности многочисленных созданных конструкций центробежных концентраторов, области их применения и опыт использования для извлечения золота из природного и техногенного сырья достаточно подробно освещены в литературе [11, 25, 31, 32, 33, 107, 122, 166]. Большинство приводимых данных свидетельствует об эффективной концентрации мелкого и тонкого золота в центробежных аппаратах, хотя в ряде работ [107, 214] указывается на низкое гравитационное извлечение золота из лежалых хвостов флотации медных и медно-цинковых руд центробежной сепарацией. Наиболее известными и получившими распространение центробежными безнапорными аппаратами центрифугального типа являются концентраторы Knelson, Falcon, iCON, Итомак, ЦВК, способные эффективно извлекать частицы золота крупностью не менее 0,038 мм [33], в том числе и из техногенных золотосодержащих объектов.

Основаниями для выбора гравитационного извлечения золота из лежалых хвостов изучаемого хвостохранилища золотоизвлекательной фабрики на центробежных концентраторах послужили:

- установленные закономерности перераспределения и аккумуляции недоизвлеченного золота в местах сосредоточенного сброса пульпы и на участках пляжной зоны хвостохранилища;
- небольшая толщина песков в пляжной зоне, их осушенность и возможность разработки их наиболее простым способом экскавации;
- повышенные содержания золота преимущественно в крупных классах –  $0,5+0,040$  мм в пробе песков пляжной зоны;
- благоприятные для гравитации формы нахождения и морфология техногенного золота;
- положительные результаты концентрирования золота в тяжелой фракции при проведении лабораторного теста на обогатимость хвостов центробежной сепарацией;
- высокая производительность, простота конструкций центробежных концентраторов, их компактность, легкая компоновка с другим оборудованием и возможность установки в любой точке технологической цепочки.

При гравитационном тестировании на центробежном концентраторе САЦ–0,3 при содержании золота в исходных хвостах 1,5 г/т были получены черновые концентраты с содержанием золота 8–12 г/т при извлечении золота до 33 % (см. табл. 4.9). При перечистке на концентраторах САЦ–0,3 гравиоконцентраты содержали 31,0–33,5 г/т золота при извлечении 63–65 % от операции. Для проведения опытно-промышленных испытаний гравитационной технологии была разработана схема, включающая двухстадиальное измельчение до 75% класса  $-0,074$  мм экскавируемых их хвостохранилища песков, основную, контрольную и перечистную операции центробежной сепарации. В операциях основной и контрольной сепарации использовались концентраторы с диаметром чаши 0,75 м, в перечистой – с диаметром чаши 0,3 м. Схема гравитационного обогащения была смонтирована в корпусе обогащения законсервированной Семеновской ЗИФ в непосредственной близости от хвостохранилища с использованием некоторого имеющегося и приобретенного оборудования. За период проведения опытно-промышленных испы-



таний было переработано 3 т старогодних хвостов из придамбовой зоны юго-восточной части хвостохранилища. Показатели обогащения приведены в таблице 4.17.

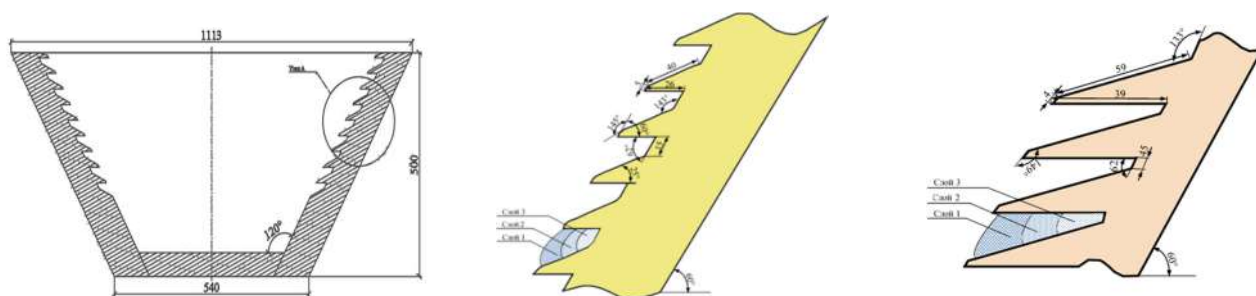
Таблица 4.17 – Результаты гравитационного обогащения лежалых хвостов

Номер опыта	Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
1	Концентрат перерешетки	2,54	20,7	35,05
	Хвосты	97,46	1,0	64,95
	Исходное питание	100,0	1,5	100,0
2	Концентрат перерешетки	0,45	23,1	11,55
	Хвосты	99,55	0,8	88,45
	Исходное питание	100,0	0,9	100,0
3	Концентрат перерешетки	0,32	32,0	9,31
	Хвосты	99,68	1,0	90,69
	Исходное питание	100,0	1,1	100,0
4	Концентрат перерешетки	1,10	37,5	29,46
	Хвосты	98,9	1,0	70,54
	Исходное питание	100,0	1,4	100,0
5	Концентрат перерешетки	0,90	56,8	34,08
	Хвосты	99,1	1,0	65,92
	Исходное питание	100,0	1,5	100,0
6	Концентрат перерешетки	2,0	30,7	47,23
	Хвосты	98,0	0,7	52,77
	Исходное питание	100,0	1,3	100,0
7	Концентрат перерешетки	1,35	30,5	34,31
	Хвосты	98,65	0,8	65,69
	Исходное питание	100,0	1,2	100,0
8	Концентрат перерешетки	0,28	70,5	28,20
	Хвосты	99,72	0,5	71,80
	Исходное питание	100,0	0,7	100,0

Как следует из представленных данных, наблюдались значительные колебания показателей разделения. В концентрате основной сепарации содержание золота было невысоким – 4,1-9,2 г/т, в результате перерешетки – повышалось в среднем до 30,5-37,5 г/т, в отдельных опытах – до 56,8-70 г/т. Извлечение золота в концентрат перерешеточной сепарации находилось на уровне 30%. При среднем содержании золота в исходных песках 1,3 г/т, содержание в хвостах уменьшалось только до 0,7-1,0 г/т. Основная масса мелкого и тонкого золота уходила с хвостами центробежной сепарации.

Для анализа причин невысокого извлечения золота в тяжелую фракцию на типовой конструкции центробежного концентратора САЦ-0,75 (рис. 4.8, а) был

выполнен ее анализ при послойном снятии концентрата, накопленного в межрифловом пространстве сепаратора. При определении содержания золота в отдельных слоях было установлено, что во внутренней части концентрата (слой 3 на рисунке 4.8, б) содержание золота наибольшее – 13 г/т, в слое 2 содержание золота было 6,5 г/т, во внешнем слое 1 – только 3,3 г/т. Отсюда был сделан вывод о необходимости параметрической оптимизации конструкции чаши центробежного концентратора для адаптации гравитационного обогащения лежалых хвостов ЗИФ [329].



а – типовая конструкция чаши

б – профиль рифлей  
типовой конструкции

в – профиль рифлей модер-  
низированной конструкции

Рисунок 4.8 – Параметрическая оптимизация конструкции чаши центробежного концентратора

Основная причина низкого извлечения мелких и тонких частиц золота в центробежных аппаратах – высокая турбулентность несущих потоков, приводящая к тому, что частицы движутся во взвесенесущем состоянии, не осаждаясь на улавливающие поверхности [11]. В равномерно вращающемся потоке жидкости центробежного сепаратора частицы находятся под действием пяти сил: центробежной  $F_{цб} = \rho_T \omega^2 V_T r$ ; центростремительной  $F_{цс} = \rho \omega^2 V_T r$ ; гидродинамической  $F_{гд} = \psi \rho d^2 v_T^2$ ; архимедовой подъемной  $G' = \rho V_T g$ ; силы тяжести  $G = \rho_T V_T g$ ; где  $\rho_T$ ,  $\rho$  – соответственно плотность частиц и жидкости,  $\text{кг/м}^3$ ;  $\omega$  – угловая скорость вращения жидкости,  $\text{рад/с}$ ;  $V$  – объем частицы,  $\text{м}^3$ ;  $r$  – радиус вращения,  $\text{м}$ ;  $v$  – скорость перемещения частицы относительно жидкости,  $\text{м/с}$ ;  $g$  – ускорение силы тяжести,  $\text{м/с}^2$ .

При рассмотрении баланса сил, действующих на частицу в центробежном поле, учитываем, что действия пар сил  $F_{цб}$  и  $F_{цс}$ ,  $G$  и  $G'$  имеют противоположное направление, будем оперировать равнодействующими сил:

$$F_{ц} = F_{цб} - F_{цс} = \omega^2(\rho_T - \rho) \quad G = G - G' = V_T g(\rho_T - \rho)$$

где  $F_{ц}$  – равнодействующая центробежной и центростремительной сил;  $G$  – равнодействующая силы тяжести и Архимедовой. При этом  $G$  не оказывает значимого влияния на данный процесс, так как она действует в плоскости, перпендикулярной плоскости действия основных сил. Результирующая сила  $F$ , действующая на отдельно взятую частицу будет равна:

$$F = F_{ц} - F_{гд} = \omega^2 V_T r(\rho_T - \rho) - \psi \rho d^2 v_T^2. \quad (4.5)$$

Из формулы (4.5) следует, что эффективность разделения заданной минеральной смеси в большей степени зависит от скорости перемещения частицы относительно жидкости и коэффициента сопротивления среды [11]. С уменьшением содержания глинистых частиц вязкость среды снижается и возможность концентрирования тяжелых частиц в радиальном направлении возрастает. Относительная скорость перемещения частиц в радиальном направлении  $v_T$  будет определяться соотношением величин центробежной, центростремительной и гидродинамической сил и составит по данным работы [291]:

$$v_T = [(\rho_T - \rho)V_T]^{1/2} \frac{(\varepsilon\lambda)^{1/3}}{\rho^{1/3}(\rho_T V_T + K_f \rho S \lambda)^{1/2}}, \quad (4.6)$$

где  $\varepsilon$  – потери энергии турбулентных вихрей за единицу времени в единице объема, Дж/с-м<sup>3</sup>;  $\lambda$  – размер турбулентных вихрей (масштаб турбулентных пульсаций), м;  $K_f$  – коэффициент сопротивления частицы, доли ед.;  $S$  – площадь сечения частицы, м<sup>2</sup>.

Физические параметры разделяемых частиц (объем, плотность) определяются свойствами исходного материала [11]. Коэффициент сопротивления  $K_f$  и площадь сечения  $S$  зависят от формы частиц. Следовательно, чем ближе значение фактора формы частицы к единице, тем меньше площадь единичного сечения и коэффициент сопротивления.

Потери энергии турбулентных вихрей за единицу времени в единице объема  $\varepsilon$  определяются составом разделяемой смеси и вязкостью среды. Повлиять на величину и направление вектора скорости частицы во вращающейся жидкой среде можно, изменяя турбулентность потока в центробежном поле [11]. Размер турбу-

лентных вихрей  $\lambda$  тем меньше, чем меньше шаг рифлей концентратора. Увеличение длины зоны разделения также позволит снизить турбулентность потока.

С учетом морфометрических параметров мелкого и тонкого техногенного золота, специфично измененных технологических свойств лежалых хвостов и проведенного анализа сил, действующих на частицу в центробежном поле, была выполнена модернизация профиля рифлей центробежного концентратора (рис. 4.8, в). Длина полки типовой конструкции чаши увеличена с 40 до 59 мм, угол наклона рифлей уменьшен с 145 до 133 град, угол схождения рифлей уменьшен с 25 до 15 град, при этом межрифлевое расстояние уменьшилось с 15 до 4,5 мм, что обеспечило повышение извлечения золота в тяжелую фракцию в 1,45 раза [329, 309, 294]. При послойном анализе накопленного в межрифлевом пространстве модернизированного сепаратора тяжелого продукта было установлено увеличение содержания золота во всех слоях в сравнении с типовой конструкцией чаши концентратора. Во внутренней части концентрата содержание золота составляло 14 г/т, во втором слое – 9,5 г/т, в первом (внешнем) слое – 8,0 г/т. При этом во всех слоях уменьшилось содержание тонких глинистых частиц крупностью -10 мкм. На повышение извлечения тонкодисперсных частиц золота с уменьшением угла конусности сепаратора, при увеличении количества и глубины пазов указывается также в работе [287]. При уменьшении угла конусности уменьшается действие составляющей центробежной силы в направлении несущего потока и увеличивается – в направлении движения к пазу.

Результаты экспериментальной работы по установлению рациональных параметров работы концентратора приведены на рисунке 4.9. При скорости вращения чаши концентратора 210 об/мин, продолжительности накопления тяжелой фракции 16 минут; продолжительности промывки 6 минут; продолжительности разгрузки концентрата 2 минуты; расходе промывочной воды 45-65 дм<sup>3</sup>/мин; содержании твердого в пульпе 32 % [329] производительность по твердому достаточно высока и составляет 15-18 т/ч.

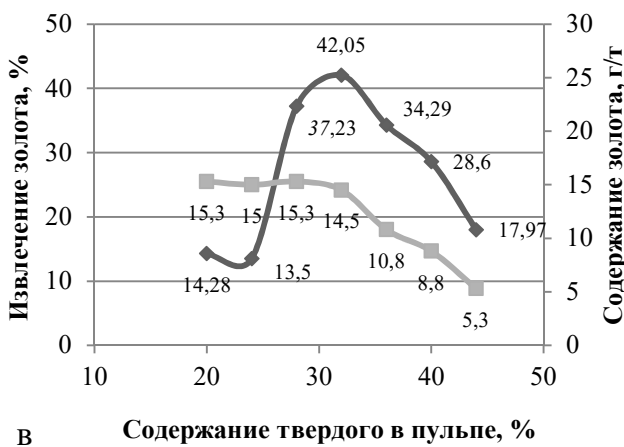
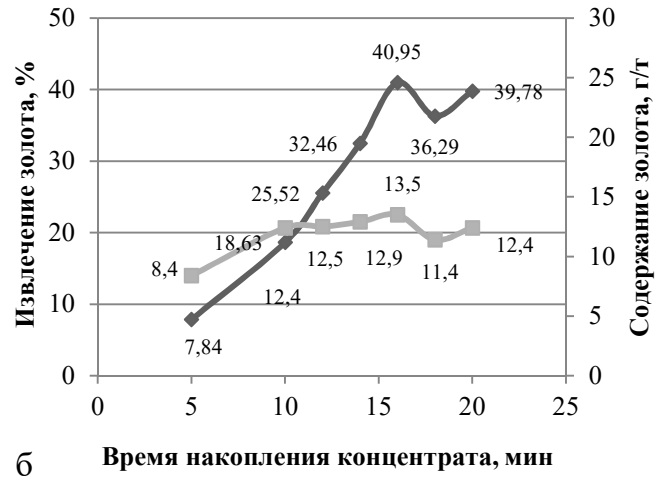
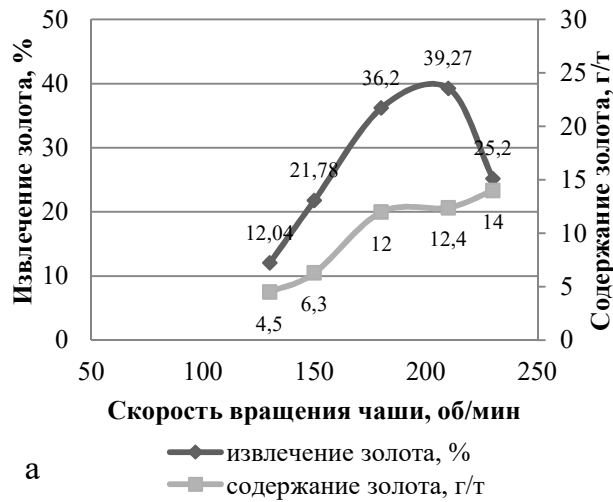


Рисунок 4.9 – Результаты подбора параметров работы модифицированного концентратора: а – скорость вращения чаши, об./мин; б – время накопления концентрата, мин; в – содержание твердого в пульпе

В процессе проведения опытно-промышленных испытаний были отработаны основные режимные параметры технологии гравитационного обогащения хвостов: двухстадиальное измельчение до 75-80% класса  $-0,074$  мм; основная и контрольная сепарация на концентраторах с диаметром чаши 750 мм при скорости вращения 210 об/мин, цикле сепарации 24 мин, расходе промывочной воды 45-55  $\text{дм}^3/\text{мин}$ , содержании твердого в пульпе 32%; перечистная сепарация на концентраторах с диаметром чаши 300 мм при скорости вращения чаши 180 об/мин, цикле сепарации 14 мин, расходе промывочной воды 35-45  $\text{дм}^3/\text{мин}$ , содержании твердого в пульпе 28%; сгущение гравиоконцентрата до содержания твердого 60-65 %; фильтрование до влажности кека 10-12%. Гравиоконцентрат с содержанием золота до 50 г/т обезвоживался, затаривался и направлялся потребителям для дальнейшего металлургического передела.

Проведенные на организационно-технологическом уровне полупромышленные испытания технологии с использованием модифицированных сепараторов подтвердили эффективность проведенной адаптации конструктивных параметров

аппарата для обогащения песков из участков пляжной зоны: при содержании золота 1,5 г/т в исходных песках было достигнуто извлечение золота в гравииоконцентрат 65% при содержании золота 45,6 г/т (рис. 4.10) [329, 309, 294].

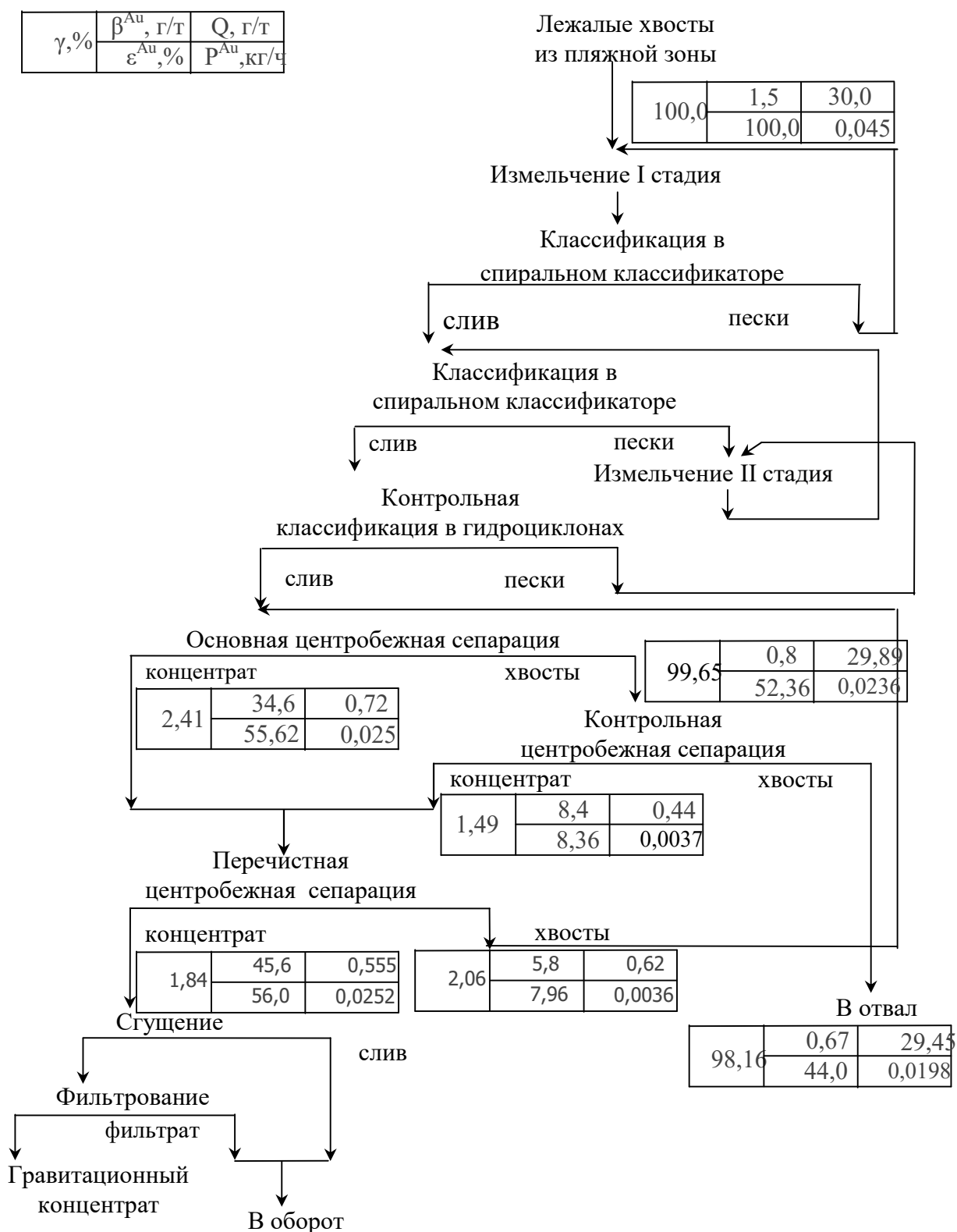


Рисунок 4.10 – Технологическая схема гравитационного обогащения лежалых ХВОСТОВ

Таким образом, проведенные лабораторные исследования и опытно-промышленные испытания разработанной технологии гравитационного обогащения золотосодержащих песков из участков пляжной зоны хвостохранилища показали ее техническую состоятельность и возможность получения гравитационных концентратов с приемлемыми технологическими показателями. Адаптация гравитационного обогащения лежалых хвостов применительно к морфометрическим параметрам мелкого и тонкого золота на этих участках хвостохранилища, претерпевшим изменения как в технологических процессах первичной переработки на фабрике, так и при гидравлическом складировании и долговременном хранении хвостов, была обеспечена изменением профиля рифлей чаши центробежного концентратора и оптимизацией параметров его работы.

#### **4.5 Обоснование параметров скважинного гидрохлоридного выщелачивания золота из хвостохранилища золотоизвлекательной фабрики**

При изучении условий перераспределения и концентрирования золота при гидравлическом складировании и долговременном хранении хвостов обогащения золотых руд, особенностей морфометрических параметров техногенного золота, геологических, гидрогеологических характеристик техногенного массива хвостохранилища было показано, что обводненные глубокие алевритоглинистые участки с преимущественно тонким золотом наиболее пригодны к выщелачиванию. Выщелачивание предложено проводить по месту складирования лежалых хвостов способом скважинного выщелачивания. При благоприятном сочетании факторов способ скважинного подземного выщелачивания руд на месте залегания, получивший наибольшее промышленное распространение в технологии добычи урана и меди, может стать даже более экономичным вариантом в гидрометаллургии золота по сравнению с кучным выщелачиванием. По данным калькуляции стоимости добычи золота разными способами Горного Бюро (США) себестоимость подземного выщелачивания золота 4,83 \$/г является наименьшей по сравнению с кучным выщелачиванием (6,97 \$/г), сорбционной технологией (8,64 \$/г) и традиционным процессом (9,65 \$/г) [11]. По мнению М.И. Фазлуллина [286] в России имеется большое количество природных и техногенных золотосодержащих объектов перспективных для отработки методом скважинного подземного выщелачивания, не вовлеченных на сегодняшний день в переработку: глубоко погребенные

аллювиальные и аллювиально-пролювиальные россыпи с мелким и тонким золотом, коры химического выветривания, эфельные и дражные отвалы переработки россыпных месторождений, хвостохранилища золотоизвлекательных фабрик. Только в Читинской области были рекомендованы для отработки методом подземного выщелачивания 10 погребенных россыпей с общими запасами золота 11 т [217]. Но сырьевая база золота для подземного выщелачивания в России является неизученной, несмотря на то, что это могло бы существенно расширить минерально-сырьевую базу предприятий, а для традиционных методов такие объекты являются забалансовыми.

Выщелачивание золота из руд и техногенных минеральных образований на месте залегания скважинным (подземным) выщелачиванием может быть реализовано только бесцианидными растворителями, рекомендуются хлорсодержащие выщелачивающие системы [217, 295]. Возможность выщелачивания золота хлорхлоридными системами из бедных окисленных руд, золото-кварцевых, кварцсульфидных руд, из хвостов, из руд и техногенных объектов на месте залегания показана в работах [240, 108, 54, 234, 259]. Хотя количество таких исследований весьма ограничено и практики промышленного выщелачивания золота из хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик на сегодняшний день в нашей стране нет.

Опытно-промышленная добыча золота методом скважинного подземного выщелачивания из окисленных и полуокисленных руд коры выветривания осуществлена на Гагарском месторождении на Среднем Урале [102]. При содержании золота в рудах 1,4 г/т извлечение его выщелачиванием достигало 70–75 %. Наиболее детальные исследования технологии скважинного подземного выщелачивания были проведены авторами работ [44, 45, 272] для глубокозалегающих россыпных месторождений золота Забайкалья.

Была проведена оценка пригодности хвостохранилища ЗИФ к отработке методом скважинного выщелачивания хлорсодержащими растворителями. Анализ горнотехнических, технологических, гидрогеологических факторов на изучаемом хвостохранилище и сопоставление их с оценочными факторами (табл. 4.18) показал, что по большинству параметров объект благоприятен для организации выщелачивания лежалых хвостов на месте их залегания с подачей выщелачивающих растворов через скважины с поверхности.



Таблица 4.18 – Оценка пригодности хвостохранилища ЗИФ к отработке методом скважинного выщелачивания хлорсодержащими растворителями

Оценочные факторы	Весьма благоприятные	Благоприятные	Неблагоприятные	Оценка пригодности
Глубина залегания	Неглубокие залежи (до 50 м)	Залежи средней глубины (50-100 м)	Глубокие залежи (>100 м)	Весьма благоприятно. Поверхностное залегание.
Размеры основной массы золотин, мм	Тонкодисперсное золото <0,01	Мелкое золото <0,1	Крупное золото >0,1	Пригодно. Основная масса золота крупностью 0,1-1 мм.
Содержание золота, г/т	>2	1-2	<1	Пригодно. Содержание золота 1,2 г/т.
Запасы сырья	Более 10 лет по 300-500 тыс.т/год	От 5 до 10 лет по 300-500 тыс. т/год	До 5 лет по 300-500 тыс. т/год	Благоприятно. Запасы хвостов 2,6 млн т
Содержание восстановителей, % (в пересчете на сульф.серу)	<0,1	0,1-0,2	>0,2	Неблагоприятное. Содержание сульфидов до 2%
Содержание вредных компонентов (ртуть, сурьма, мышьяк)	Отсутствие вредных компонентов	Содержание вредных компонентов не нарушает технологию и не ухудшает экономику и экологию	Содержание вредных компонентов усложняет технологию, ухудшает экономику и экологию	Пригодно. Ртуть растворяется в хлоридных системах
Структурно-текстурные особенности	Рыхлые, малоглинистые, немерзлые пески, глины <10%	Рыхлые и плотные мало-и среднеглинистые немерзлые пески, глины <35%	Высокоглинистые пески, глины >40%	Весьма благоприятно. Слюдисто-глинистых минералов 5-10%
Обводненность песков	Пески залегают ниже уровня подземных вод безнапорного горизонта	Пески частично обводнены	Пески залегают значительно выше уровня подземных вод	Пригодно. Большая часть песков залегают ниже уровня грунтовых вод
Наличие водоупоров	Верхний и нижний	Только нижний	Отсутствует	Пригодно. Наличие глинистого дна толщиной 0,6-1,0 м
Коэффициент фильтрации песков Кф, м/сут	2-10	0,5-2,0	0,5	Пригодно. Кф=0,15-0,89 м/сут
Литолого-фильтрационная неоднородность	Однородные по фильтрационным свойствам	Проницаемость руд выше проницаемости вмещающих пород	Проницаемость руд значительно ниже проницаемости вмещающих пород	Не благоприятно. Чередующиеся слои алевритов и глиноподобных грунтов
Состояние хвостов	Хранились более 10 лет	Хранились от 5 до 10 лет	Хранились более 5 лет	Весьма благоприятно. Хранились более 30 лет

Система хлоридного выщелачивания золотосодержащих материалов является более безопасной в экологическом отношении ввиду меньшей токсичности выщелачивающих агентов (ПДК по активному хлору в водах 0,5 мг/л, по цианидам – 0,035 мг/л), повышенной неустойчивости и быстрого разложения активного хлора до нетоксичного хлорид-иона при взаимодействии с золотосодержащим материалом и вмещающими породами. К технологическим преимуществам по сравнению с цианидным выщелачиванием относятся: высокая окислительная активность хлоридных систем; стандартный потенциал золота в цианидных растворах  $-0,543$  В, хлоридных  $+0,995$ В, что исключает образование на ней пассивирующих пленок; растворимость хлора в воде выше, чем кислорода, поэтому большая концентрация окислителя – молекулярного хлора в растворе обуславливает высокую скорость растворения золота; более глубокая проработка золотосодержащих материалов, что обеспечивает более высокое извлечение золота; значительно меньшая стоимость хлора по сравнению с цианидами; меньшая чувствительность к некоторым примесям, осложняющим процесс цианирования (медь, сурьма и др.); более простая и надежная технология обезвреживания отходов гидрохлорирования [217, 295]. Основным недостатком технологии считается высокий удельный расход хлора при отработке руд с повышенным содержанием сульфидов.

Поскольку фильтрационные свойства техногенного массива являются определяющим гидрогеологическим фактором проведения скважинного хлоридного выщелачивания золота из хвостов на месте их складирования, были проведены натурные гидрогеологические исследования по методике геотехнологического тестирования [239] на опытной геотехнологической ячейке выщелачивания, сооруженной в самом глубоком месте хвостохранилища (~9 м), и рассчитаны коэффициенты фильтрации по данным замеров уровней грунтовых вод и дебитов скважин (рис. 4.12). Геотехнологическая ячейка состояла из двух закачных, одной откачной и семи наблюдательных скважин. Глубина скважин составляла в среднем 8-9 м, статический уровень воды в скважинах находился на глубине 3,9-4,1 м. Схематический план и разрез участка приведен на рисунке 4.11

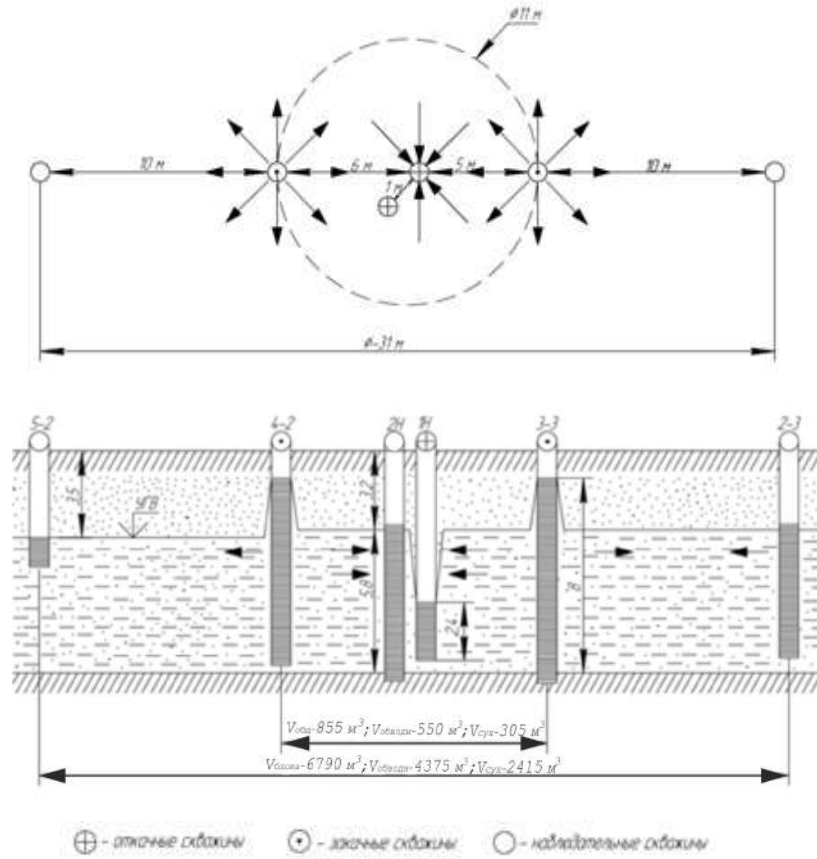
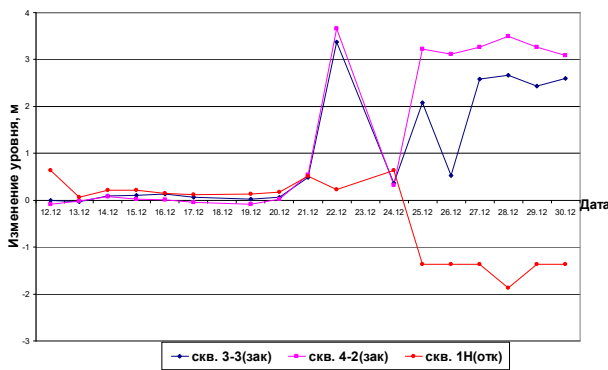
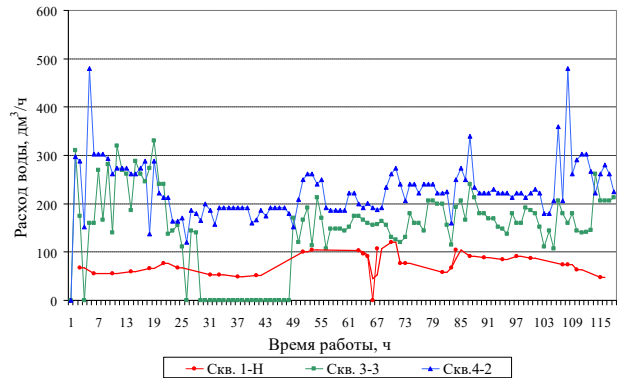


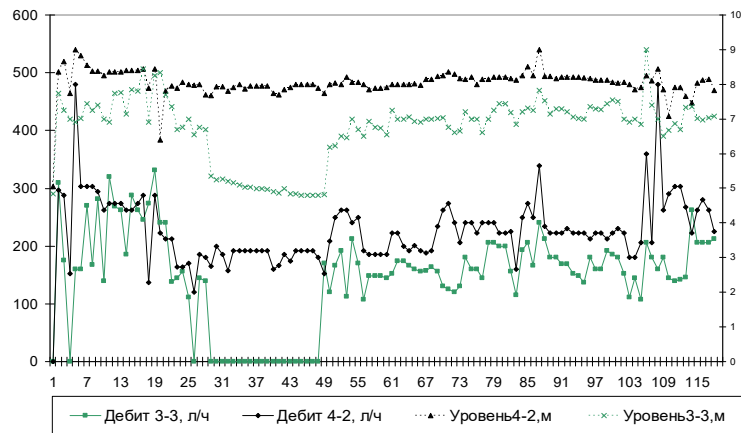
Рисунок 4.11 – Схематический план и разрез геотехнологического участка



а) изменения уровня подземных вод в скважинах



б) производительность работы закачных скважин 3-3 и 4-2 и откачной скважины 1 Н



в) водные параметры закачных скважин

Рисунок 4.12 – Результаты замеров в скважинах на опытной ячейке

Проницаемость золотоносных песков, которая является решающим критерием пригодности для отработки способом подземного выщелачивания, должна по данным работы [217] обеспечивать фильтрационный режим движения выщелачивающих растворов со скоростями 0,5-1,0 м/сут. При скорости движения менее 0,5 м/сут невозможно обеспечить приемлемые дебиты откачных скважин, а при скорости более 1,0 м/сут резко снижается переход золота в растворимую фазу. Исходя из закона Дарси, приемлемыми для подземного выщелачивания являются пески с  $K_{\phi}$  от 0,2 м/сут и выше.

Коэффициент фильтрации по данным замеров рассчитывался по формуле Дюпюи [246]:

$$K_{\phi} = \frac{0,73Q(\lg R - \lg r)}{(2H - S)S},$$

где  $H$  – мощность водоносного пласта, м;  $S$  – понижение уровня грунтовых вод при откачке, м;  $R$  – радиус влияния скважины, м;  $r$  – радиус скважины, м;  $Q$  – дебит скважины, м<sup>3</sup>/сут.

Дебит скважины диаметром 132 мм в мелких и среднезернистых песках составлял 10-20 м<sup>3</sup>/сут, радиус влияния скважины  $R=30-50$  м; значение коэффициента фильтрации находится в пределах 7-11 м/сут. В глинистых песках или в песках с прослоями суглинков дебиты при том же диаметре скважины составляли 5–15 м/сут, радиусы влияния скважины в пределах 10–20 м, коэффициент фильтрации находится в пределах 0,3–1,5 м/сут. Водоприток к скважинам не превышает 0,1 м<sup>3</sup>/час, приемистость скважин составляла 0,05–0,08 м<sup>3</sup>/ч, достигая в отдельных случаях 0,15 м<sup>3</sup>/ч. Таким образом, большая часть лежалых золотосодержащих песков относится к умеренно проницаемым с коэффициентом фильтрации до 1,5 м/сут, что предопределило возможность применения метода скважинного выщелачивания для доизвлечения золота на месте складирования.

Равномерность и интенсивность проработки техногенного массива лежалых хвостов достигается геометрией и плотностью сети технологических скважин и системой регулирования подачи и откачки растворов. Расчет стороны квадратной технологической ячейки выщелачивания производился по формуле [206]:

$$l = \frac{\sqrt{q \cdot t \cdot Ж/Т \cdot n}}{d \cdot H};$$

где  $I$  – сторона квадратной ячейки, м;  $q$  – производительность скважины, м<sup>3</sup>/сут;  $t$  – время полной отработки, сут  $Ж/Т$  – соотношение объема раствора и массы обрабатываемых хвостов при выщелачивании;  $n$  – пористость руды;  $d$  – объемный вес руды, т/м<sup>3</sup>;  $H$  – мощность слоя, м.

Полученные при проведении опытных работ на геотехнологической ячейке средние данные были заложены в расчет стороны ячейки:  $q = 0,05$  м<sup>3</sup>/ч;  $Ж/Т = 2,0$ ;  $n=0,25$ ;  $d=1,83$  т/м<sup>3</sup>;  $H=8$  м. Время отработки ячейки принято 2 года,  $t = 730$  сут. Для основной части хвостохранилища сторона квадратной ячейки равна:

$$I = \frac{\sqrt{24 \cdot 0,05 \cdot 730 \cdot 2 \cdot 0,25}}{1,83 \cdot 8} = 5,5 \text{ м.}$$

Для лучшей проработки массива рекомендуется прямоугольная ячейка с соотношением сторон  $1:1,5 \div 2,0$ . То есть для основной части хвостохранилища будут приемлемы ячейки, равновеликие квадрату со стороной 5,5 м, с размерами прямоугольной ячейки от  $4,4 \times 6,6$  м до  $3,7 \times 7,3$  м. Для участков юго-западной части хвостохранилища с меньшей мощностью  $H=5$  м сторона квадратной ячейки по расчету составила 6,9 м, что соответствует прямоугольной ячейке с размерами от  $5,5 \times 8,3$  до  $4,6 \times 9,2$  м.

Пластовые воды хвостохранилища характеризовались как слабо щелочные при  $pH=7,8-8,05$ . Перед началом активного выщелачивания проводилось закисление массива раствором соляной кислоты концентрацией  $0,8-1,0$  г/дм<sup>3</sup> для создания хлоридного фона пластовых вод. Кислотность закачного раствора была на уровне  $pH=1,6-1,8$ , откачного – снизилась до уровня  $6,0-6,2$ .

В эксплуатационный период применялся выщелачивающий слабокислый раствор с концентрацией активного хлора  $1,0-1,2$  г/дм<sup>3</sup> и  $pH=2,1-2,2$ . Удельный расход кислоты составил  $0,36$  кг/т хвостов, полная кислотоемкость хвостов –  $3,7-4,1$  кг/т. Дебит закачных скважин изменялся в широких пределах: скважины 3-3 230-480 л/ч, скважины 4-2 220-395 л/ч. Дебит откачной скважины 1Н в среднем составлял  $79-87$  л/ч.

Откачиваемый из скважины продуктивный раствор в установившемся режиме характеризовался следующими параметрами:  $pH=2,7-2,9$ ,  $Eh=1050-1160$  мВ, концентрация активного хлора  $0,10-0,12$  г/дм<sup>3</sup>, концентрация золота – средняя  $0,1-0,25$  мг/дм<sup>3</sup>, максимальная –  $0,85$  мг/дм<sup>3</sup>. По объемам продуктивных растворов

выщелачивания и концентрации золота в них было рассчитано извлечение золота из техногенного массива в растворы, которое составило 75%.

Для переработки продуктивных растворов была принята наиболее простая угольно-сорбционная технология, для чего на опытном участке были смонтированы две сорбционные колонны СНК – 220 с загрузкой активированным углем марки АГ–3. Химический состав насыщенного угольного концентрата, полученного в процессе опытно–промышленных испытаний технологии на опытной ячейке, представлен в таблице 4.19. Рафинат после сорбции характеризовался следующими параметрами: рН=2,58-2,65, Eh=400-550 мВ, концентрация активного хлора 0,057-0,063 г/дм<sup>3</sup>, золота – 0,002 мг/дм<sup>3</sup>.

Таблица 4.19 –Химический состав насыщенного угольного концентрата

Компоненты	Ca	Mg	Fe	Na	K	As	SiO <sub>2</sub>
Содержание, %	0,22	0,20	3,22	0,20	0,16	0,04	9,72
Компоненты	Au	Ag	Hg	Cu	Zn	Pb	C <sub>орг</sub>
Содержание, %	0,46	0,03	0,98	0,015	0,02	0,07	80,03

На основании проведенных лабораторных исследований и натуральных опытно-промышленных испытаний разработана технология скважинного выщелачивания золота в хлор-хлоридных системах, адаптированная к условиям залегания лежащих хвостов на месте их складирования в хвостохранилище, и определены ее оптимальные параметры. Геотехнологическая схема переработки золотосодержащего сырья (рис. 4.13) включает вскрытие запасов намеченного к отработке участка (эксплуатационного блока), для чего сооружается сеть технологических и наблюдательных скважин, магистральных трубопроводов и других коммуникаций. Закисление участка производится раствором соляной кислоты (0,02 – 0,03 % HCl) до снижения рН в откачиваемых растворах до уровня  $\leq 4$ . Рабочие растворы хлорной воды готовятся растворением газообразного хлора в оборотных растворах (маточниках сорбции) и характеризуются следующими усредненными параметрами: рН=2,0-2,9; Eh= 1000 – 1220 мВ; Cl<sup>-</sup> = 470 – 7000 мг/дм<sup>3</sup>; активный хлор 100 – 5000 мг/дм<sup>3</sup>, подаются принудительно через систему закачных скважин в эксплуатационный блок. Остаточная концентрация активного хлора в продуктивных растворах не должна превышать 80 мг/дм<sup>3</sup>. Поток выщелачивающих растворов, формирующихся в системе «закачная скважина – откачная скважина», по пути фильтрации последовательно растворяет и переносит золото. Гидродинамическая си-

стема откачки-закачки с определенными дебитами скважин обеспечивает поддержание постоянных контуров отработки в заданных объемах.

Подъем продуктивных растворов на поверхность осуществляется через систему откачных скважин эрлифтом при давлении сжатого воздуха 0,3-0,4 МПа и расходе воздуха  $10 \text{ м}^3/\text{м}^3$  раствора. Продуктивные растворы характеризуются значениями рН в интервале  $4,0 \div 2,4$ ; Eh –  $700 \div 1200$  мВ. Химический состав продуктивных растворов изменяется во времени, начиная от появления следов золота и ртути, затем их содержания возрастают, а потом уменьшаются до промышленно не извлекаемых. Содержание остальных не извлекаемых, но переходящих в раствор компонентов, имеет тенденцию к увеличению, а затем – к стабилизации. Поэтому продуктивные растворы характеризуются интервалами концентраций основных элементов, которые приведены в таблице 4.20.

Таблица 4.20 – Концентрации элементов в продуктивном растворе

Элемент	Концентрация, мг/дм <sup>3</sup>	Элемент	Концентрация, мг/дм <sup>3</sup>
Au	0,2–0,85	Ca	60,0–120,0
Fe	4,0–18,0	Mg	10,0–25,0
Hg	2,0–50,0	Cl <sup>-</sup>	450,0–1500
Cu	5,0–25,0	активный хлор	30,0–90,0
Zn	10,0–40,0	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	10,0–50,0
Pb	0,02–0,06	NO <sub>3</sub> <sup>-</sup>	2,0–3,0
Mn	0,1–0,4	силикат-ион (в пересчете на SiO <sub>2</sub> )	200,0–300,0
K	2,5–4,0	сухой остаток	400,0–20000
Na	5,0–20,0	содержание твердых примесей	5,0–10,0.

После осветления продуктивных растворов от механических примесей отстаиванием они перекачиваются на участок сорбции, где проводится извлечение золота и ртути сорбцией на активированном угле марки АГ-3. Сорбция проводится в сорбционных напорных колоннах при скорости подачи продуктивного раствора до  $2,0 \text{ м}^3/\text{ч}$  снизу-вверх, с удельной интенсивностью подачи растворов  $3,5\text{--}4,0 \text{ м}^3/\text{м}^3$  угля в час. Замена угля в колонне производится по достижении Eh более 800 мВ в полном объеме. Удельный расход угля составляет 150 кг/кг золота. Извлечение золота в операции сорбции составило 95 %, ртути – 94 %.

Насыщенный угольный концентрат с содержанием золота до 5 кг/т, ртути – до 10 кг/т направляется на специализированные производства на металлургическую переработку, включающую сушку, демеркуризацию, озоление, плавку огар-

ка на сплав Доре. Обеззолоченный раствор (маточник сорбции) характеризуется параметрами:  $\text{pH}=2,5-3,5$ ,  $E_h=400-550$  мВ, остаточная концентрация хлора  $50-60$  мг/дм<sup>3</sup>. Маточники сорбции после отстаивания от шламов направляются на хлорирование газообразным хлором, доукрепление соляной кислотой и в качестве рабочих растворов снова закачиваются в скважины, тем самым обеспечивая циркуляцию технологических растворов.

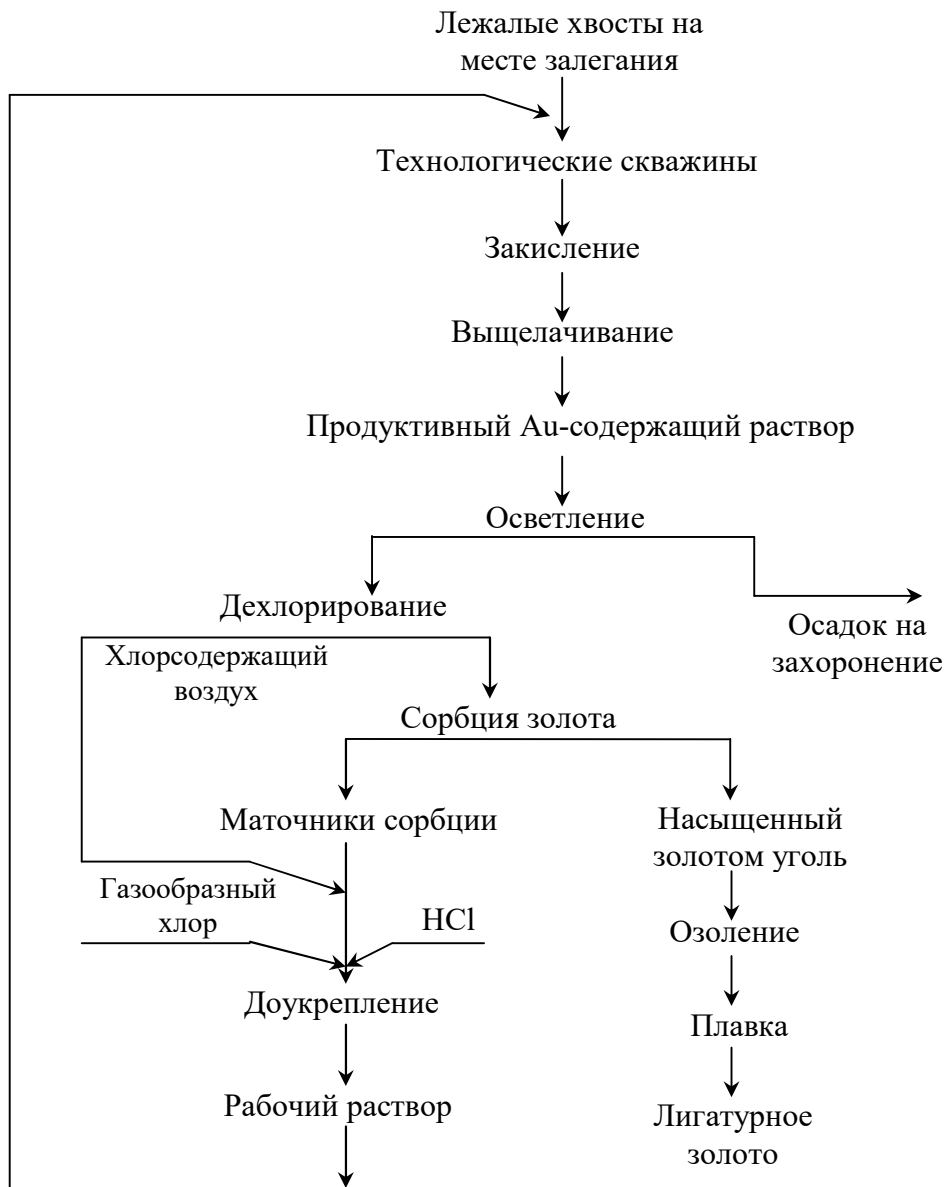


Рисунок 4.13 – Геотехнологическая схема скважинного выщелачивания золота на месте залегания хвостов

Таким образом, обоснован растворитель золота для выщелачивания хвостов золотоизвлекательной фабрики на месте их складирования – водные растворы газообразного хлора и скважинный способ его подачи в техногенный массив лежа-



лых золотосодержащих хвостов. Технологический процесс осуществляется в замкнутом цикле циркуляции растворов, без образования жидких, твердых, газообразных отходов вторичной переработки, без нарушения сплошности техногенного массива, при практически нетронутой поверхности полигона и отвечает условиям безотходной, экологически щадящей технологии добычи и переработки полезных ископаемых.

Результаты опытно–промышленных испытаний гравитационной и гидрометаллургической технологий в ООО «Семеновский рудник» приведены в Приложении 3.

Оценка экономической эффективности освоения запасов золота из хвостохранилища Семеновской ЗИФ по гравитационной технологии и методом скважинного выщелачивания представлена в Приложении 4.

#### **Выводы по главе 4**

1. Техногенные месторождения золота в виде хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик формируются под влиянием техногенного и последующего гипергенного воздействий и большого количества природных и антропогенных факторов, что приводит к специфическим особенностям их геологического строения, вещественного состава и технологических свойств золотосодержащего материала в них. Установленные закономерности накопления, перераспределения, формирования зон концентрации золота в хвостохранилищах, преобразования минерального состава и технологических свойств золота и минеральных ассоциаций являются основаниями для адаптации существующих технологических процессов и аппаратов к свойствам техногенного сырья.

2. Законсервированное хвостохранилище Семеновской золотоизвлекательной фабрики, сформированное из хвостов переработки золотосодержащих руд в виде техногенной россыпи небольшой толщины на водонепроницаемом глинистом основании, с запасами золота 3,2 т при среднем содержании 1,23 г/т, является типичным техногенным минеральным образованием золота. Установлено, что условия формирования техногенного минерального образования, такие как изменявшийся во времени минеральный состав перерабатываемого первичного сырья, дифференциация материала по размерам частиц и их плотности при гидравлическом складировании хвостов, перемещение наиболее тонкодисперсных частиц и

продуктов выветривания и окисления фильтрующимися растворами и временными водными потоками и концентрирование их в наиболее низинных участках хвостохранилища в соответствии с рельефом его дна, физико-химические преобразования минеральной массы хвостов в процессах выветривания, окисления, выщелачивания, переслаивание измененных пород, привели к формированию на изучаемом хвостохранилище золотоизвлекательной фабрики нескольких наиболее типичных геолого-минералогических зон, отличающихся крупностью, морфометрическими параметрами золота и составом вмещающих пород, обводненностью горизонтов, и требующих применения различных технологических процессов их переработки.

3. Обосновано, что специфические свойства техногенного золота, сформировавшиеся в технологических процессах переработки руд и долговременного хранения хвостов, такие как преобладание пластинчато-чешуйчатого морфотипа, мелкого и тонкого золота, низкая гидравлическая крупность, присутствие пленок, «рубашек» и других новообразований на золотилах, будут обуславливать невысокую эффективность традиционных разделительных процессов при переработке лежалых хвостов. В то же время благоприятными факторами извлечения золота при вторичной переработке будут такие его техногенные трансформации как повышение окатанности золотинов в водных потоках, высвобождение золота из глинистых агрегатов и сростков, перераспределение концентраций тонкодисперсного золота и осаждение его на геохимических барьерах.

4. При технологических исследованиях проб лежалых хвостов традиционными методами установлено, что при отсадке концентрирования золота в тяжелой фракции не происходило, при флотации извлечение золота не превышало 50,8 %, а при цианировании извлечение золота в раствор составило только 52,8 %. Более высокие показатели переработки лежалых хвостов могут быть получены при гравитационном обогащении хвостов на центробежных концентраторах и при выщелачивании золота в хлоридных системах. Извлечение золота в тяжелую фракцию центробежной концентрации составило 30-33%. При хлоридном выщелачивании золота хлорной водой могут быть получены продуктивные растворы с концентрацией золота до  $1,5 \text{ мг/дм}^3$  при максимальном извлечении золота в раствор 93 %.

5. Установлено, что к наиболее значимым факторам, определяющим выбор методов доизвлечения золота из лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик и

комбинирование различных технологических процессов, следует относить: минеральный состав хвостов; формы нахождения золота в хвостах; типоморфные свойства золота (размер и форма частиц золота); строения и состав минеральных ассоциаций; геологическое строение техногенной залежи; наличие зон концентрации золота в хвостохранилище и их параметры; гидрогеологические характеристики техногенного массива.

6. Обоснована целесообразность комбинирования различных технологических процессов для доизвлечения золота из хвостохранилища золотоизвлекательной фабрики по типам участков. Золотосодержащие пески из необводненных участков пляжной зоны, в которых золото находится преимущественно в крупных и мелких классах, необходимо перерабатывать гравитационным методом на центробежных концентраторах. Доизвлечение золота из обводненных глубоких участков центральной части хвостохранилища с неравномерным распределением мелкого и тонкого золота по глубине и по простиранию рационально производить выщелачиванием на месте залегания хвостов.

7. Для адаптации гравитационного извлечения золота из осушенных, небольшой мощности участков пляжной зоны хвостохранилища изменена конструкция профиля рифлей чаши центробежного концентратора для концентрирования мелкого и тонкого техногенного золота. Разработана экономичная, экологичная технология гравитационного обогащения песков пляжной зоны хвостохранилища с использованием модифицированных центробежных концентраторов, которая обеспечила получение гравикоцентрата с содержанием золота 45,6 г/т при извлечении 65%.

8. Проведен анализ горнотехнических, технологических, гидрогеологических условий на изучаемом хвостохранилище золотоизвлекательной фабрики для адаптации геотехнологического метода доизвлечения золота из обводненных глубоких алевритоглинистых участков центральной части хвостохранилища с преимущественно тонким золотом, который позволил выявить благоприятные и негативные факторы для выщелачивания лежалых хвостов на месте их залегания с подачей выщелачивающих растворов через скважины, пробуренные с поверхности.

9. На основании натуральных гидрогеологических исследований на опытной геотехнологической ячейке в хвостохранилище рассчитаны коэффициенты фильтрации хвостов и размеры технологических ячеек выщелачивания, которые для

участков с небольшой мощностью песков должны составлять от  $5,5 \times 8,3$  до  $4,6 \times 9,2$  м, а для основной глубокой части хвостохранилища сетка скважин должна сгущаться до размеров прямоугольных ячеек от  $4,4 \times 6,6$  м до  $3,7 \times 7,3$  м.

10. Разработана инновационная технология скважинного гидрохлоридного выщелачивания золота на месте залегания лежалых хвостов в хвостохранилище и определены ее параметры. Технология включает этапы предварительного закисления массива, выщелачивания рабочими растворами и переработки продуктивных растворов в полностью замкнутом цикле циркуляции всех растворов, без образования отходов вторичной переработки и таким образом является экологически щадящей и ресурсоспроизводящей. Гидрометаллургическая технология обеспечивает получение насыщенных угольных концентратов с содержанием золота до 5 кг/т для отправки на металлургическую переработку с получением сплава Доре.

11. Адаптация подземного выщелачивания золота к специфично измененным технологическим свойствам техногенного минерального сырья, к геологическим и гидрогеологическим условиям хвостохранилища была обеспечена: выбором растворителя золота – водных растворов газообразного хлора; способом подачи выщелачивающих растворов – через рационально расположенные с учетом фильтрационной неоднородности хвостов технологические скважины, пробуренные с поверхности хвостохранилища в техногенный массив лежалых золотосодержащих песков непосредственно на месте их залегания; геометрией и размерами геотехнологических ячеек выщелачивания для равномерной и интенсивной проработки толщи хвостохранилища. В результате извлечение золота из лежалых хвостов при выщелачивании составило 75 %.

12. Показатели экономической эффективности инвестиционного проекта комплексной переработки лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики по гравитационной и гидрометаллургической технологиям достаточно высоки: чистый дисконтированный доход составляет 570,27 млн руб. за 5 лет реализации проекта при внутренней норме доходности 248% и сроке окупаемости 1 год.

## **Глава 5 Обоснование параметров и разработка комбинированной технологии утилизации тонкодисперсных отходов черной металлургии**

### **5.1 Исследование процессов образования, состава шламов металлургических производств, минеральных форм нахождения в них вредных примесей**

Металлургические шламы образуются в различных процессах металлургического производства (доменном, агломерационном, конвертерном, электросталеплавильном), подвергаются высокотемпературному воздействию в условиях окислительной или восстановительной атмосферы, поэтому их состав и физико-химические свойства приобретают существенные отличия от свойств исходной железорудной шихты [193]. По содержанию железа (от 45 до 70%) и кремнезема (от 1-2 до 8-10%) основная масса железосодержащих шламов текущего производства удовлетворяет требованиям последующей их утилизации в металлургическом переделе [193, 370, 385] и представляет новый вид сырья для черной металлургии [59, 75, 78, 189]. Минералогический состав доменных шламов представлен преобладающими по массе гематитом и магнетитом (на 55-65%), ферритом кальция и пиритом, кварцем, силикатами, карбонатами и зёрнами кокса по данным как отечественных [193, 284], так и зарубежных исследователей [384, 370]. Полный минеральный состав шламов некоторых металлургических предприятий по данным П.Е. Остапенко [193] приведен в таблице 5.1. Отношение магнетита к минералам трехвалентного железа в среднем составляет в колошниковых пылях 1:3, а в шламах доменной газоочистки – 1:4 [193]. В доменных шламах наблюдается тесная ассоциация железосодержащих минералов друг с другом.

Содержания железа общего и цинка, как наиболее вредной примеси, в шламах газоочисток доменных печей различных предприятий черной металлургии колеблются в широких пределах:  $Fe_{\text{общ}}$  от 20,17% для Карагандинского комбината до 52,7% для комбината «Криворожсталь», Zn от 0,04% в шламах комбината «Криворожсталь» до 15,39% в шламах Кузнецкого комбината [193, 284].

Таблица 5.1 – Минеральный состав железосодержащих шламов [193]

Минералы	Агломерационные шламы	Доменные шламы			Мартеновские шламы		Конвертерные шламы	Колошниковая пыль	
	Макеевский завод	Нижнетагильский завод	Новолипецкий завод	Кузнецкий комбинат	Завод «Запорожсталь»	Магнитогорский комбинат	Карагандинский комбинат	Макеевский завод	Нижнетагильский комбинат
Магнетит	31,0	24,2	13,	14,0	36,0	5,0	–	14,0	32,7
Гематит	25,0	22,6	43,0	26,0	42,0	84,0	16,0	40,0	17,6
Вюстит	1,0	1,8	1,0	1,0	–	0,5	46,0	6,0	6,0
Ферриты	3,0	7,1	5,0	8,0	3,0	3,0	2,0	9,0	8,0
Силикаты	6,0	8,8	2,0	1,0	1,0	1,0	10,0	10,0	10,0
Карбонаты	16,0	–	8,0	7,0	2,0	2,5	18,0	3,0	–
Гидроксиды и оксиды (магния, кальция, алюминия)	5,0	–	1,0	2,0	0,5	0,5	1,5	5,0	–
Шпинель и герцинит	1,0	–	2,0	2,0	–	–	–	–	–
Двукальциевый силикат	-	–	2,0	–	–	–	–	2,0	–
Сульфаты (железа, кальция)	2,0	–	2,0	1,0	–	–	3,0	6,0	–
Кварц свободный	6,0	11,8	8,0	6,0	1,0	–	–	4,0	12,6
Кокс	4,0	14,8	11,0	12,0	–	–	–	–	10,0
Свинец	–	–	0,2	0,3	2,4	0,8	0,3	–	–
Цинкит	–	3,9	0,8	18,4	1,0	0,2	0,3	–	0,4
Силикат цинка	–	–	0,3	0,7	0,1	–	0,2	–	–
Феррит цинка	–	–	0,7	0,6	11,0	2,5	2,7	–	–
Железо (металлическое)	–	0,1	–	–	–	–	–	–	0,1
Пирротин	–	0,5	–	–	–	–	–	–	0,2
Известь	–	4,4	–	–	–	–	–	–	2,5

В пылях и шлаках газоочисток основная масса железа представлена гематитом, магнетитом, вюститом, реже железом метллическим. Цинк находится в виде феррита цинка  $ZnFe_2O_4$ , частично в форме оксида цинка – цинкита  $ZnO$  и плюмбата цинка  $ZnPb_{1-x}O$  [21]. Распределение в шлаках железа и цинка по минералам по данным П.Е. Остапенко [193] показано в таблице 5.2. В доменных шлаках цинк присутствует в виде свободных мелкодисперсных частиц минерала цинкита или в связанном – в виде пленок и оболочек на поверхности частиц пыли. В сталеплавильных шлаках цинк находится в основном в сложных соединениях и в свободном состоянии его мало [193].

Таблица 5.2 – Распределение цинка в шлаках металлургического производства по минералам, % [193]

Минералы	Доменные			Мартеновские		Конвертерные	
	Нижнетагильский комбинат	Новолипецкий комбинат	Кузнецкий комбинат	Магнитогорский комбинат	Завод «Запорож-сталь»	Карагандинский комбинат	Западно-Сибирский завод
Цинкит	3,53/90,5	0,56/60,2	14,78/96,3	0,16/7,3	0,80/20,8	0,24/22,0	0,08/29,6
Ферриты	0,25/6,4	0,19/20,4	0,16/1,0	2,03/92,7	2,98/77,6	0,73/67,0	0,19/70,4
Силикаты	0,05/2,3	0,18/19,4	0,41/2,7	–	1,6/0,41	0,12/11,0	–
Магнетит (с вюститом)	0,03/0,8	–	–	–	–	–	–
Гематит	0,04/1,0	–	–	–	–	–	–
Итого:	3,90/100	0,93/100	15,35/100	2,19/100	3,84/100	1,09/100	0,27/100

Примечание. В числителе – абсолютные значения, в знаменателе – относительные

Проведенными исследованиями минеральных форм нахождения вредных примесей на примере шламов комбината «Криворожсталь» [335] было показано, что примеси в шлаках можно разделить на три группы: во-первых, это элементы, представляющие наибольшую опасность, – цинк, сера, свинец, их суммарное содержание в шлаках 1,1%; во-вторых, – медь и щелочи, их суммарное содержание 0,18%; третью группу составляют присутствующие в незначительных количествах фосфор, мышьяк и некоторые другие элементы ( $\Sigma 0,1-0,02\%$ ). Цинксодержащие вредные примеси находятся в минеральных формах франклинита  $Zn^{2+}Fe^{3+}_2O_4$ , цинкита  $ZnO$ , сфалерита  $ZnS$ . Вредные примеси в шлаках также могут быть представлены сульфатами – гипсом  $CaSO_4 \cdot nH_2O$ , ангидритом  $CaSO_4$ , ярозитом  $K_2F(SO_4)_2(OH)_6$  [335].

Растворимые формы щелочей в шламах – это галоиды галит  $\text{NaCl}$  и сильвин  $\text{KCl}$ . Щелочи находятся также в биотите  $\text{K}(\text{Mg,Fe})_3\text{Al}(\text{Si}_3\text{O}_{10})(\text{OH,F})_2$ , турмалине  $(\text{Na,Ca})\text{Fe}_3\text{Al}_6(\text{Si}_4\text{O}_{18})(\text{BO}_3)_3(\text{OH,F})_3$ , ортоклазе  $\text{K,Al}_2(\text{Si}_3\text{O}_8)$ , других силикатах и ярозите. Носителями щелочей являются присутствующие в шламах известняки, а в сухих пылях – еще и выработанная на их основе известь и марганцовистый шлак [335].

Таким образом, шламы образованы комплексом мультиметаллических оксидов и коксика, где железо, кремний, цинк, свинец, щелочи и второстепенные элементы могли соединяться спеканием при высоких температурах и атмосферных условиях во время доменного процесса. Для вредных элементов в составе шламов металлургического производства характерны полигенная природа и полиминеральный состав. Их концентрируют простые и сложные оксиды (цинкит, франклинит), галоиды (галит, сильвин), сульфаты (гипс, ангидрит, ярозит), сульфиды (сфалерит), карбонаты (смитсонит), силикаты (виллемит, биотит, турмалин, ортоклаз). Эти минералы имеют индивидуальный состав, гранулометрию, физические и технологические свойства, образуют как обособленные зерна, так и тесные срастания и взаимные прорастания с другими минералами. Цинк в шламах, наряду с оксидной формой, содержится в виде трудновосстановимых соединений – ферритов, силикатов, сульфатов, сульфидов [209]. Выведение из металлургического оборота значительного количества столь разнородных минералов требует проведения комплекса технологических приемов [61, 69, 71, 84, 333], а характеристики шламов, такие как минералогический состав, форма нахождения цинка, железа, концентрация цинка и щелочных элементов, размер частиц шлама, будут определять выбор наиболее целесообразных приемов их переработки.

Шламы, образующиеся в системах мокрой газоочистки отходящих газов доменных печей на ПАО «Магнитогорский металлургический комбинат», по химическому составу являются ценным железосодержащим сырьем, поскольку характеризуются достаточно высокой массовой долей железа – 46-53% (табл. 5.3, 5.4) [72, 78, 83]. Наблюдаются значительные колебания массовой доли цинка в шламах от 1,21 до 2,57% (табл. 5.4).



Таблица 5.3 – Химический состав шламов газоочисток доменных печей Магнитогорского металлургического комбината за 2018 г.

Массовая доля компонентов, %													
Fe	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	P	MnO	S	TiO <sub>2</sub>	Zn	Cr	ПП
47,4	9,65	57,2	6,72	1,83	4,65	1,37	0,026	0,19	0,478	0,26	1,65	0,015	15,2

При ежемесячных объемах образования шламов 13-15 тыс. т на вакуум-фильтрационной установке (ВФУ) Горно-обогажительного производства ММК обезвоживается 180-200 тыс. т шламов в год (табл. 5.4) [69, 77].

Таблица 5.4 – Обезвоживание шламов газоочисток доменных печей ММК за период 1990-2018 гг.

Года	Обезвожено шлама, т	Массовая доля Fe, %	Массовая доля Zn, %
1990	352068	51,2	0,56
1995	102145	52,6	0,45
2000	109437	53,0	0,62
2005	280580	51,6	0,58
2006	264164	53,8	0,75
2007	209205	52,9	0,86
2008	167709	48,9	1,55
2009	129814	47,5	1,96
2010	195236	51,1	1,80
2011	183977	51,3	1,58
2012	178921	51,7	1,38
2013	195465	50,5	1,80
2014	204145	49,4	1,45
2015	187961	45,0	2,21
2016	171341	43,5	2,22
2017	177320	44,2	1,86
2018	173545	47,4	1,65

Обезвоженные шламы направляются в агломерационный передел, где являются заменителями эквивалентного количества призовых железорудных концентратов благодаря более низкой их стоимости и небольшим транспортным издержкам, или перерабатываются совместно с железной рудой в соотношении 1:7 по схеме мокрой магнитной сепарации на Дробильно-обогажительной фабрике №5 [67, 73].

При этом не в полной мере используется ресурсный потенциал доменных шламов как по железу, так и по цинку. Из таблицы 5.4 следует, что в доменных шламах ММК, начиная с 2006 г., наблюдается устойчивая тенденция повышения массовой доли цинка.

Исследования проводились на нескольких пробах доменных шламов, отобранных на ВФУ ММК, отличающихся массовыми долями железа и цинка. Проба выдувочного доменного шлама, периодически поступающего на обезвоживание, характеризуется повышенной массовой долей цинка 2,73% и массовой долей железа 47,59% (проба 1). Большая часть исследований проведена на наиболее харак-

терной пробе текущих доменных шламов с массовой долей цинка 1,37% и массовой долей железа 48,02% (проба 2). Часть исследований проведена на пробе с пониженной массовой долей цинка 0,93%. (проба 3).

Доменные шламы ММК относятся к материалам с высокой магнитной восприимчивостью [70]. Магнитные характеристики шламов были определены методом Гюи на пробе 2, приведены в таблице 5.5.

Таблица 5.5 – Магнитные характеристики доменных шламов

Удельная магнитная восприимчивость, м <sup>3</sup> /кг	Удельная намагниченность, Тл/м	Остаточная намагниченность, Тл/м	Коэрцитивная сила, 10 <sup>3</sup> А/м
$2,36 \cdot 10^{-5}$	0,99	0,092	1,25

Определены физические свойства доменных шламов (проба 2): плотность 4,72 кг/м<sup>3</sup>; насыпной вес шлама в сухом состоянии равен 2,0 т/м<sup>3</sup>; гигроскопичность 0,5% [70]. Гранулометрический состав, распределение цинка и железа по классам крупности приведены в таблицах 5.6 и 5.7.

Таблица 5.6 – Распределение цинка и железа в доменных шламах по классам крупности (проба 1)

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Массовая доля, %		Распределение, %	
		Zn	Fe	Zn	Fe
+0,280	0,61	2,58	28,86	0,58	0,37
-0,280 +0,140	9,28	1,71	36,25	5,81	7,07
-0,140 +0,100	1,63	1,21	39,42	0,72	1,35
-0,100 +0,071	6,22	1,14	58,37	2,60	7,63
-0,071 +0,045	44,95	0,92	59,62	15,15	56,31
-0,045 +0,032	0,92	0,87	63,10	0,29	1,22
-0,032 +0,020	5,91	1,04	44,77	2,25	5,56
-0,020 +0	30,48	6,51	32,00	72,60	20,49
Итого:	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0

Наибольшая доля железа 56,31% приходится на средний класс крупности – 0,071 +0,045 мм, а цинка 72,59% на самый тонкий класс –20 мкм. В самом тонком классе –20 мкм массовая доля цинка наибольшая – 6,51%, а массовая доля железа невысока – 32%. Изучение распределения железа и цинка по классам крупности показало, что цинк концентрируется в самых тонких классах, что согласуется с данными зарубежных исследований [370], поэтому целесообразно производить обесшламливание материала перед последующим обогащением [79].

Гранулометрический состав пробы текущих доменных шламов, отобранных со сгустителей ВФУ (проба 2), отличается присутствием бóльшего количества тонких классов – на классы менее 0,071 мм приходится 89,65% пробы, из них 43% приходится на самый тонкий класс менее 20 мкм. Наибольшая доля цинка 79,1% также приходится на самый тонкий класс –20 мкм, а железа – на классы крупности –0,071 +0,045, –0,020 мм, 36,8 и 31,09% соответственно.

Таблица 5.7 – Распределение цинка и железа в доменных шламах по классам крупности (проба 2)

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Массовая доля, %		Распределение, %	
		Zn	Fe	Zn	Fe
+0,280	0,61	1,44	29,91	0,64	0,38
–0,280 +0,140	3,77	0,44	37,19	1,21	2,92
–0,140 +0,100	0,52	0,62	42,48	0,24	0,46
–0,100 +0,071	5,45	0,48	59,56	1,91	6,76
–0,071 +0,045	28,71	0,47	61,56	9,85	36,80
–0,045 +0,032	15,33	0,44	60,55	4,92	19,33
–0,032 +0,020	2,61	1,12	41,58	2,13	2,26
–0,020 +0	43,00	2,52	34,72	79,10	31,09
Итого:	100,0	1,37	48,02	100,0	100,0

Таким образом, по гранулометрическому составу доменные шламы являются тонкодисперсным материалом, на 80-90% представленным классом менее 71 мкм, с высокой долей 30-43% тонких шламовых частиц менее 20 мкм, на которые приходится наибольшая доля цинка.

Для разработки технологических решений по комплексной переработке шламов важно знать минеральные формы нахождения в них ценных компонентов и вредных примесей, поэтому на примере пробы текущих доменных шламов (проба 2) показаны результаты изучения ее вещественного состава комплексом современных минералого-аналитических методов.

Полный химический состав пробы шламов газоочисток доменного цеха приведен в таблице 5.8.

Таблица 5.8 – Химический состав шлама газоочистки доменного цеха (проба 2)

Fe <sub>общ.</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	P	MnO	S	TiO <sub>2</sub>	Zn	Cr	C	п.м.п.
48,02	10,64	57,4	7,14	2,39	2,61	1,14	0,03	0,4	0,41	0,28	1,37	0,01	11,9	13,8

Рентгеноспектральный микроанализ шламов с электронным зондом (РСМА) выполнен на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8100 фирмы Jeol Ltd.

(Япония), оснащенном 3-мя волновыми спектрометрами и энергодисперсионной приставкой Link Pentafet (Oxford Instruments, Великобритания), в минералогическом отделе ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н. М. Федоровского» (ФГБУ «ВИМС»). Условия съемки: ускоряющее напряжение 20 kV, ток зонда 20 нА. Общий вид шлама при съемке в обратнорассеянных электронах приведен на рисунке 5.1.

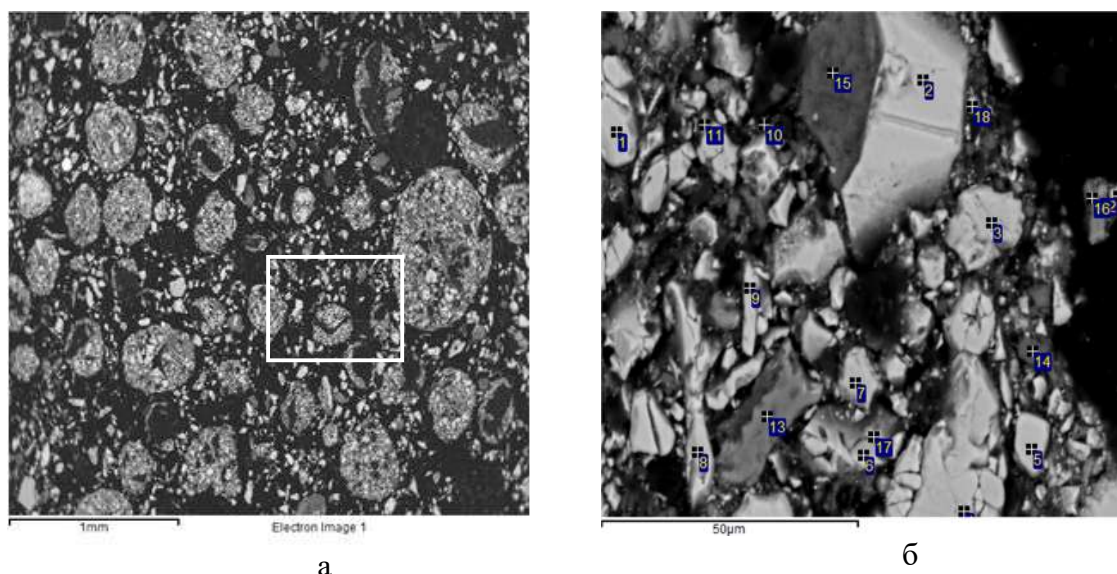


Рисунок 5.1 – Общий вид шлама (а) и детализация выделенной области (б). Изображение в обратнорассеянных электронах

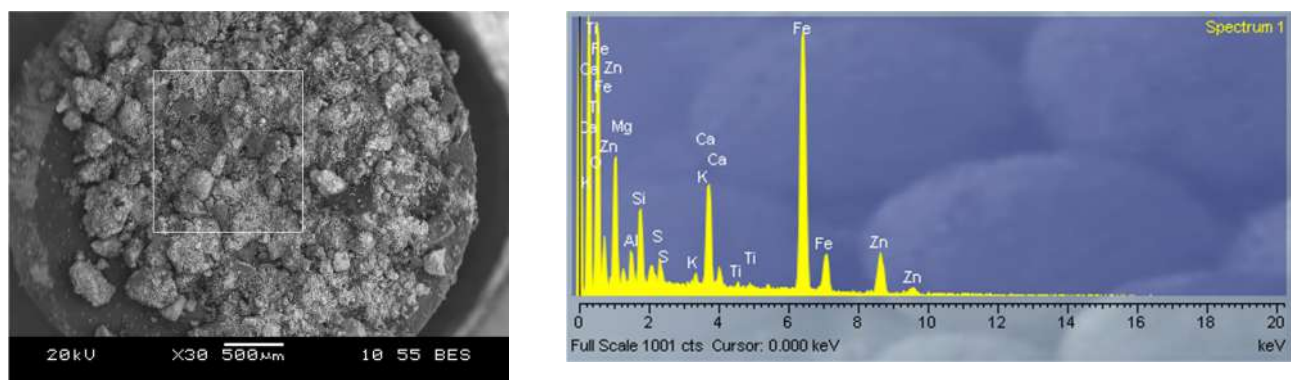
Металлургические доменные шламы представляют микроагрегат оксидов железа различной степени гидратированности (точки 1-11 на рис. 5.1 б), с обломками породы (точки 13-16) и дисперсными выделениями Zn-содержащих фаз (точки 12, 17, 18). Минеральные фазы в точках 1-11 идентифицированы как оксиды и гидроксиды железа. Наблюдаются отдельные зерна сфена (точка 13), плагиоклаза (точка 14), амфибола (точка 15), пироксена (точка 16). Мелкое зерно (точка 18) принадлежит Zn-беавериту ( $\text{Pb}(\text{Fe}^{3+}_2\text{Zn})(\text{SO}_4)_2(\text{OH})_6$ ).

Вещественный состав доменных шламов был изучен методом растровой электронной микроскопии на сканирующем электронном микроскопе JEOL JSM – 6460 LV. Изображение образца доменных шламов при увеличении в 30 крат и химический состав в выделенной зоне приведены на рисунке 5.2.

Таблица 5.9 – Результаты анализов (точки отмечены на рисунке 5.1) (н/о – не обнаружено)

Spectrum	Элементы, %															
	Na	Mg	Al	Si	S	K	Ca	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Zn	O	Total	
1	0,40	0,04	0,15	0,0	0,07	0,02	0,14	0,01	0,10	0,0	0,02	70,64	0,05	30,93	102,57	
2	н/о	0,24	0,25	0,01	н/о	0,06	0,06	0,17	0,08	0,05	0,22	71,13	0,01	31,28	103,56	
3	0,20	0,06	0,11	0,09	0,02	н/о	0,26	0,05	н/о	н/о	0,20	68,63	0,08	30,05	99,75	
4	0,16	0,21	0,35	0,03	0,04	н/о	0,08	0,14	0,15	0,01	0,25	67,32	0,14	29,89	98,77	
5	н/о	0,06	0,15	0,04	0,04	н/о	0,04	0,08	0,10	н/о	0,05	71,58	0,20	31,24	103,58	
6	н/о	0,02	0,51	0,11	0,04	0,03	0,19	0,04	н/о	н/о	0,16	66,92	0,08	29,57	97,67	
7	0,07	н/о	0,26	0,04	н/о	0,02	0,09	0,27	0,01	н/о	н/о	68,33	0,11	29,92	99,13	
8	0,32	0,06	0,52	0,12	н/о	н/о	0,18	0,14	0,10	0,03	0,10	67,98	0,32	30,34	100,22	
9	0,11	н/о	0,25	0,13	н/о	н/о	0,30	н/о	0,08	н/о	0,23	69,39	0,05	30,49	101,03	
10	0,20	0,35	0,85	0,80	0,13	0,08	0,29	0,03	0,13	0,03	н/о	54,45	0,30	25,90	83,55	
11	0,26	0,29	4,11	0,69	0,14	0,04	0,77	0,08	0,04	н/о	1,02	57,17	0,26	30,26	95,13	
12	0,32	0,55	0,56	0,74	0,15	0,09	1,23	0,07	0,09	0,04	0,28	52,24	1,26	25,52	83,15	
13	0,05	0,18	0,82	14,24	н/о	н/о	19,07	21,04	0,37	н/о	0,02	2,92	0,22	40,30	99,33	
14	6,01	0,18	10,62	29,56	0,09	1,65	1,11	н/о	0,04	0,05	0,05	2,72	0,21	47,46	99,76	
15	0,40	13,51	7,60	15,65	0,30	0,22	0,35	0,06	0,04	н/о	0,58	10,79	1,50	39,50	90,50	
16	0,98	3,39	4,60	18,23	0,17	0,94	10,25	0,14	0,00	н/о	0,36	18,70	0,42	40,32	98,51	
	<b>O</b>	<b>Al</b>	<b>Si</b>	<b>S</b>	<b>Ca</b>	<b>Mn</b>	<b>Fe</b>	<b>Co</b>	<b>Ni</b>	<b>Cu</b>	<b>Zn</b>	<b>As</b>	<b>Se</b>	<b>Sb</b>	<b>Pb</b>	<b>Total</b>
17	17,31	1,54	0,31	н/о	0,35	0,10	19,89	0,02	0,15	н/о	0,66	0,13	17,48	0,03	41,89	99,87
18	20,76	1,61	0,94	14,78	0,64	0,25	18,09	0,96	0,21	0,41	16,99	0,28	0,06	н/о	22,90	98,88

В шлаках мокрой газоочистки наиболее часто встречаются мелкие агрегаты, состоящие из минералов железа (металлическое железо, вюстит, магнетит, мартит, гематит), реже силикатного и железисто-силикатного стекла, шлака. При увеличении в 170 крат было идентифицировано углеродсодержащее (С 86,05%) зерно коксика. Из-за отраженного света зерно на снимке выглядит прозрачным (рис. 5.3, спектр 2). Зерно коксика одно из крупнейших в представленном образце.



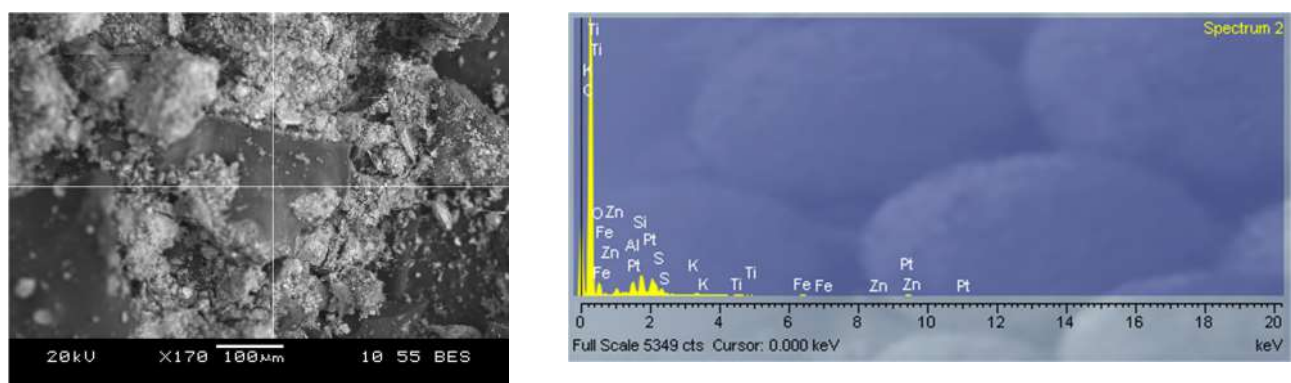
All results in weight% Spectrum 1

C	O	Mg	Al	Si	S	K	Ca	Ti	Fe	Zn	Total
-	26,55	1,2	2,07	3,68	0,94	0,51	6,58	0,26	41,77	16,43	100

All results in atomic%

-	53,05	1,58	2,46	4,19	0,94	0,42	5,25	0,17	23,91	8,04	
---	-------	------	------	------	------	------	------	------	-------	------	--

Рисунок 5.2 – Микрофотография поверхности доменных шламов, спектрограмма, элементный и атомарный анализы (при увеличении в 30 крат)



All results in weight% Spectrum 2

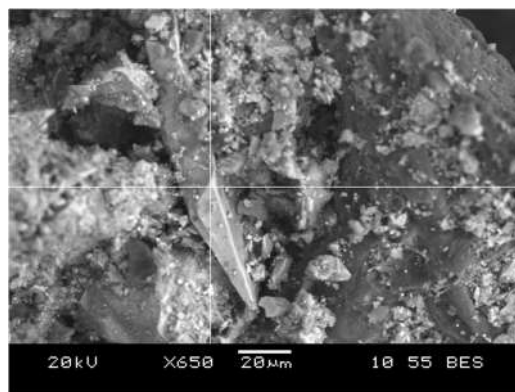
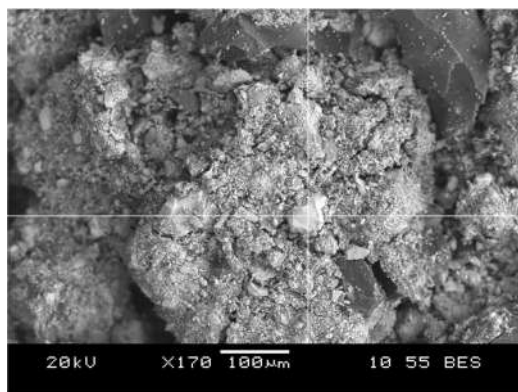
C	O	Mg	Al	Si	S	K	Ca	Ti	Fe	Zn	Total
86,05	8,95	-	0,97	1,48	0,46	0,25	-	0,31	0,90	0,62	100

All results in atomic%

91,09	7,12	-	0,46	0,67	0,18	0,08	-	0,08	0,21	0,12	
-------	------	---	------	------	------	------	---	------	------	------	--

Рисунок 5.3 – Микрофотография поверхности доменных шламов, спектрограмма, элементный и атомарный анализы (при увеличении в 170 крат)

При увеличении в 170 крат обнаружено железосодержащее зерно правильной призматической формы (рис. 5.4 а, спектр 4). Призматическая форма лучше просматривается при увеличении в 650 крат (рис. 5.4 б, спектр 8). Зерно на рисунке 5.4, а по соотношению железа и кислорода, вероятнее всего, принадлежит гематиту, а зерно на рисунке 5.4, б – металлическому железу.



а – Spectrum 4 (при увеличении в 170 крат)

б – Spectrum 8 (при увеличении в 650 крат)

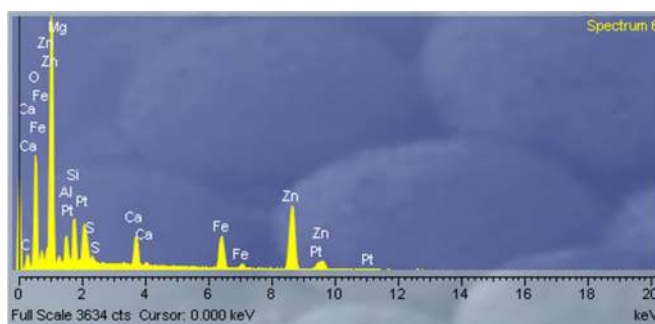
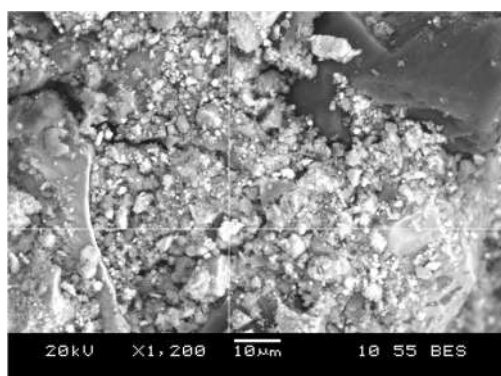
All results in weight% Spectrum 4						
C	O	Si	Ca	Fe	Zn	Total
2,57	17,32	0,35	0,25	78,7	0,74	100
All results in atomic%						
7,83	39,55	0,46	0,23	51,52	0,41	

All results in weight% Spectrum 8							
C	O	Mg	Ti	Mn	Fe	Zn	Total
2,86	0,87	0,33	0,44	0,61	93,45	1,44	100
All results in atomic%							
11,79	2,69	0,67	0,45	0,55	82,76	1,09	

Рисунок 5.4 – Микрофотография поверхности доменных шламов, элементный и атомарный анализы

При увеличении в 1200 крат идентифицированы мелкие некристаллические цинксодержащие зерна (рис. 5.5, спектр 6). Анализ спектра этих зерен показывает, что в них содержится большое количество цинка и кислорода. Именно этими зернами в доменных шламах вероятнее всего представлен цинкит  $ZnO$ . Цинкит в шламах образует сплошные, зернистые агрегаты, очень мелкие (до нескольких микрометров) ксеноморфные зерна, гексагональные пластинчатые кристаллы [335]. В природе минерал цинкит встречается редко и является именно продуктом высокотемпературных металлургических процессов, когда цинк, поднимающийся в верхние горизонты печи в парообразном виде, конденсируется в виде оксида цинка. Частично цинк может выноситься вместе с другими цинксодержащими минералами – франклинитом, виллемитом  $Zn_2(SiO_4)$ , смитсонитом  $ZnCO_3$ , сфалеритом  $ZnS$  [335].





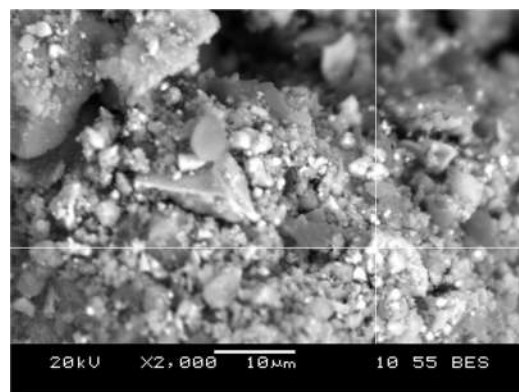
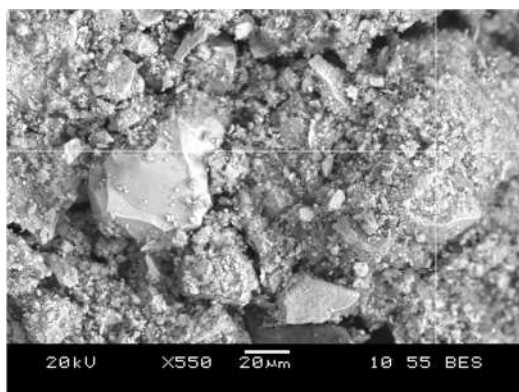
All results in weight% Spectrum 6											
C	O	Mg	Al	Si	S	Ca	Ti	Mn	Fe	Zn	Total
10,62	21,88	1,30	3,24	4,12	0,54	3,25	-	-	8,23	46,83	100
All results in atomic%											
25,02	38,71	1,51	3,40	4,15	0,47	2,29	-	-	4,17	20,27	

Рисунок 5.5 – Микрофотография поверхности доменных шламов, спектрограмма, элементный и атомарный анализы (при увеличении в 1200 крат)

Зерно на рисунке 5.6, а (спектр 5) по соотношению железа, цинка и кислорода принадлежит франклиниту  $ZnFe_2O_4$  или возможно его разновидности феррофранклиниту  $(Zn, Mn)Fe_2O_4$ , в котором Zn замещается  $Fe^{2+}$ ,  $Fe^{3+}$ , частично  $Mn^{3+}$  [322]. Франклинит является высокотемпературным минералом, образуется при химическом взаимодействии оксидов цинка и железа [193]. Он образует кристаллы ромбододекаэдрического габитуса, изометричные зерна, плотные зернистые агрегаты. Сильно магнитен. В шламах ассоциирует с магнетитом, гематитом, цинкитом и другими минералами [335].

Увеличение образца в 2000 крат также показало наличие самых тонких некристаллических зерен, которые по содержанию и соотношению железа (42,41%), цинка (20,36%) и кислорода (18,38%) (рис. 5.6 б, спектр 10), вероятнее всего, являются частицами ферритами цинка. Электронно-микроскопическими исследованиями в доменных шлаках были идентифицированы основные железо- и цинксо-держащие минеральные фазы: зерна оксидов железа различной степени гидратированности, железоцинксо-держащие зерна феррита цинка и зерна оксида цинка [77].





а – Spectrum 5 (при увеличении в 650 крат)

б – Spectrum 10 (при увеличении в 2000 крат)

All results in weight% Spectrum 5

C	O	Mg	Al	Si	S	K	Ca	Ti	Mn	Fe	Zn	Total
18,23	28,98	3,18	1,70	2,26	2,20	0,38	6,59	-	0,55	25,07	10,86	100

All results in atomic%

33,94	40,51	2,93	1,41	1,80	1,54	0,22	3,68	-	0,22	10,04	3,72	
-------	-------	------	------	------	------	------	------	---	------	-------	------	--

All results in weight% Spectrum 10

C	O	Mg	Al	Si	S	Ca	Fe	Zn	Total
8.77	18.38	1.24	0.85	1.53	5.35	1.12	42.41	20.36	100

All results in atomic%

22.2	35.02	1.55	0.96	1.66	5.08	0.85	23.14	9.49	
------	-------	------	------	------	------	------	-------	------	--

Рисунок 5.6 – Микрофотография поверхности доменных шламов, элементный и атомарный анализы

Минеральный состав доменных шламов выполнялся на рентгеновском дифрактометре D2 PHASER BRUKER с линейным детектором LynxEye (рентгеновская трубка CuK $\alpha$ ). Дифрактограмма доменных шламов приведена на рисунке 5.7, результаты минерального состава – в таблице 5.10.

Таблица 5.10 – Минеральный состав доменных шламов

Минеральная фаза	Химическая формула	Содержание, масс. %
Гематит	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	38
Магнетит	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	28
Кварц	SiO <sub>2</sub>	12
Кальцит	CaCO <sub>3</sub>	5
Цинкит/оксид цинка	ZnO	1,5
Франклинит	ZnFe <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	1
Клинохлор	(Mg,Al) <sub>6</sub> [Si <sub>3,1-2</sub> , Al] <sub>0,9-1,2</sub> O <sub>10</sub> ] (OH) <sub>8</sub>	4
Альбит (полевошпат)	Na[AlSi <sub>3</sub> O <sub>8</sub> ]	2,5
Мусковит (слюда)	KAl <sub>2</sub> (AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> )(OH) <sub>2</sub>	7
Сумма		99

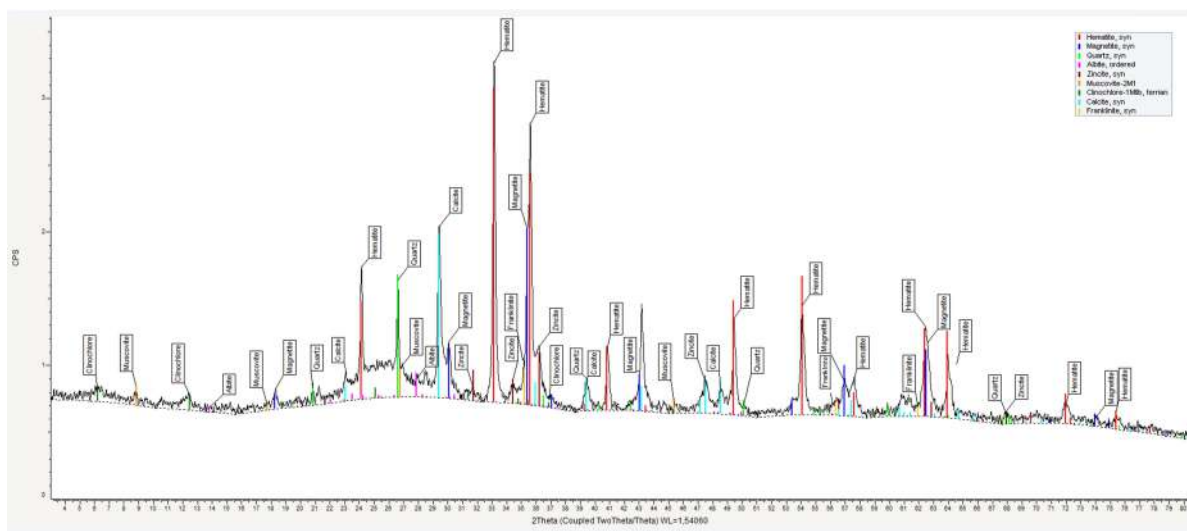


Рисунок 5.7 – Диффрактограмма доменного шлама

В пробе отмечается высокое содержание железосодержащих фаз – содержание магнетита и гематита суммарно 66%. Идентифицированная фаза оксида цинка – минерала цинкита присутствует в количестве 1,5%, феррита цинка (на диффрактограммах носит название минерала франклинита) – в количестве менее 1%.

Таким образом, тонкодисперсные шламы, образующиеся в системах мокрой газоочистки отходящих газов доменных печей, являются ценным железосодержащим сырьем. Шламы по способу их образования, минеральному составу, агрегатному состоянию, физическим свойствам являются сырьем техногенного происхождения, в значительной степени отличающимся по составу и свойствам от исходной шихты, поэтому известные методы подготовки шламов к повторному использованию в черной металлургии могут быть неэффективны. Изучение минеральных форм нахождения в шламах ценных элементов, вредных примесей, и особенно такой вредной примеси как цинк, гранулометрического состава, распределения элементов по классам крупности показало необходимость и возможность разработки новых технологических решений по обесцинкованию и комплексной переработке доменных шламов.

## 5.2 Технологические исследования закономерностей обесцинкования железоцинкосодержащих доменных шламов

При всем многообразии методов утилизации железосодержащих шламов, не существует общепризнанного процесса, который бы обеспечивал наиболее эффективную с технической и экономической точки зрения переработку пылей и

шламов. Образование, характеристики, улавливание, переработка и утилизация железосодержащих отходов в значительной степени зависят от конкретных условий производства. В ближайшем будущем также мало вероятно, что один или два метода переработки пылей и шламов найдут всеобщее применение на большинстве металлургических комбинатов. Разработанные к настоящему времени способы утилизации железосодержащих отходов металлургических производств эффективны при переработке лишь больших объемов пылей и шламов, имеющих повышенное содержание цветных металлов.

В то же время изучение вещественного состава и технологических свойств доменных шламов показало, что для снижения массовой доли цинка в шламах с одновременным выделением цинксодержащих примесей в самостоятельный продукт для цветной металлургии могут быть испытаны традиционные обогатительные процессы – магнитные, гравитационные, флотационные [79]. Целесообразность применения этих методов обосновывается крупностью и агрегатным состоянием доменных шламов, контрастностью технологических свойств – плотностных, магнитных, особенностями концентрирования железо- и цинксодержащих компонентов по минеральным фазам и по классам крупности. Кроме того, обогатительные технологии обладают высокой производительностью, простотой аппаратного оформления, экономической эффективностью и соответствуют всем современным экологическим требованиям.

Среди наиболее важных особенностей вещественного состава и технологических свойств доменных шламов, определяющих возможность и целесообразность применения методов обогащения для обесцинкования мелкодисперсных отходов металлургического производства, отметим следующие [63, 76, 77, 294]:

- шламы являются материалом тонкодисперсным, на 80-90% представленным классом менее 74 мкм, поэтому не потребуются их измельчение перед обогащением;
- шламы поступают из газоочисток доменных печей в виде шламосодержащих вод и после сгущения в радиальных отстойниках могут быть направлены в обогатительный процесс;

- изучение распределения железа и цинка по классам крупности показало, что цинк концентрируется в самых тонких классах, которые могут быть удалены предварительным обесшламливанием материала;
- отдельные минералы в составе доменных шламов имеют различия (контрастность) в плотностях и в магнитной восприимчивости, что может служить сепарационными, то есть разделительными признаками в соответствующих обогащительных процессах;
- вредные примеси в составе шламов имеют полигенную природу и полиминеральный состав, их концентрируют простые и сложные оксиды, сульфиды, сульфаты, карбонаты, силикаты и путем подбора схемы флотации и реагентного режима и их можно сфлотировать в отдельный продукт и тем самым снизить содержание цинка в доменных шламах.

Для разработки технологических решений по обесцинкованию доменных шламов были проведены технологические исследования методами мокрой магнитной сепарации, концентрации на столах, центробежной сепарации, флотации и адаптированы существующие режимы, схемы, параметры отдельных процессов применительно к свойствам тонкодисперсных металлсодержащих отходов металлургического производства.

#### ***Магнитное обогащение доменных шламов***

Изучены закономерности разделения железо- и цинксодержащих компонентов доменных шламов в слабом магнитном поле на пробе выдувочного доменного шлама с повышенной массовой долей цинка 2,73% и массовой долей железа 47,59% (проба 1) (табл. 5.11). При увеличении напряженности магнитного поля с 57 до 200 кА/м наблюдалось лишь незначительное снижение массовой доли цинка в магнитной фракции и повышение массовой доли железа..

При мокрой магнитной сепарации шламов по двухстадиальной схеме первую стадию проводили при 200 кА/м с получением отвальных хвостов и вторую стадию – перечистку магнитного продукта при меньшей напряженности магнитного поля 115 кА/м.

Таблица 5.11 – Влияние напряженности магнитного поля на показатели мокрой магнитной сепарации (проба 1)

Продукты	Выход, %	Массовая доля цинка, %	Извлечение цинка, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %	Напряженность поля, кА/м
Магнитный	72,4	1,89	50,12	52,77	80,28	57
Немагнитный	27,6	4,93	49,88	34,0	19,72	
Исходный	100,0	2,73	100,0	47,59	100,0	
Магнитный	75,5	1,94	53,65	53,0	84,08	115
Немагнитный	24,5	5,16	46,35	30,92	15,92	
Исходный	100,0	2,73	100,0	47,59	100,0	
Магнитный	77,3	2,04	57,76	52,16	84,72	168
Немагнитный	22,7	5,08	42,24	32,03	15,28	
Исходный	100,0	2,73	100,0	47,59	100,0	
Магнитный	79,2	2,13	61,79	51,91	86,39	200
Немагнитный	20,8	5,015	38,21	31,14	13,61	
Исходный	100,0	2,73	100,0	47,59	100,0	

Выход магнитной фракции составил 67% при незначительном снижении в ней массовой доли цинка и повышении массовой доли железа (табл. 5.12). Извлечение цинка в магнитную фракцию остается высоким – 40,74%.. При этом с немагнитными фракциями терялось до 25% железа.

Таблица 5.12 – Результаты мокрой магнитной сепарации доменных шламов по двухстадиальной схеме (проба 1)

Продукты	Выход, %	Массовая доля цинка, %	Извлечение цинка, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %
Немагнитный продукт I стадии	19,6	6,48	46,52	34,26	14,11
Немагнитный продукт II стадии	13,4	2,60	12,74	38,67	10,89
Магнитный продукт	67,0	1,66	40,74	53,27	75,0
Исходный	100,0	2,73	100,0	47,59	100,0

Аналогичные зависимости разделения железо- и цинксодержащих минералов доменных шламов в магнитном поле получены на пробе с массовой долей цинка 1,37%, железа – 48,02% (проба 2). С увеличением напряженности магнитного поля также наблюдается закономерное увеличение выхода магнитной фракции с 43,8 до 63,2% (рис. 5.8). Магнитная фракция при небольшой напряженности поля обогащается сильномагнитными частицами, массовая доля железа в ней повышается по сравнению с исходными шламами на 10%. Но с ростом напряженности

магнитного поля качество магнитного продукта снижается. Массовая доля цинка в магнитной фракции снижается незначительно..

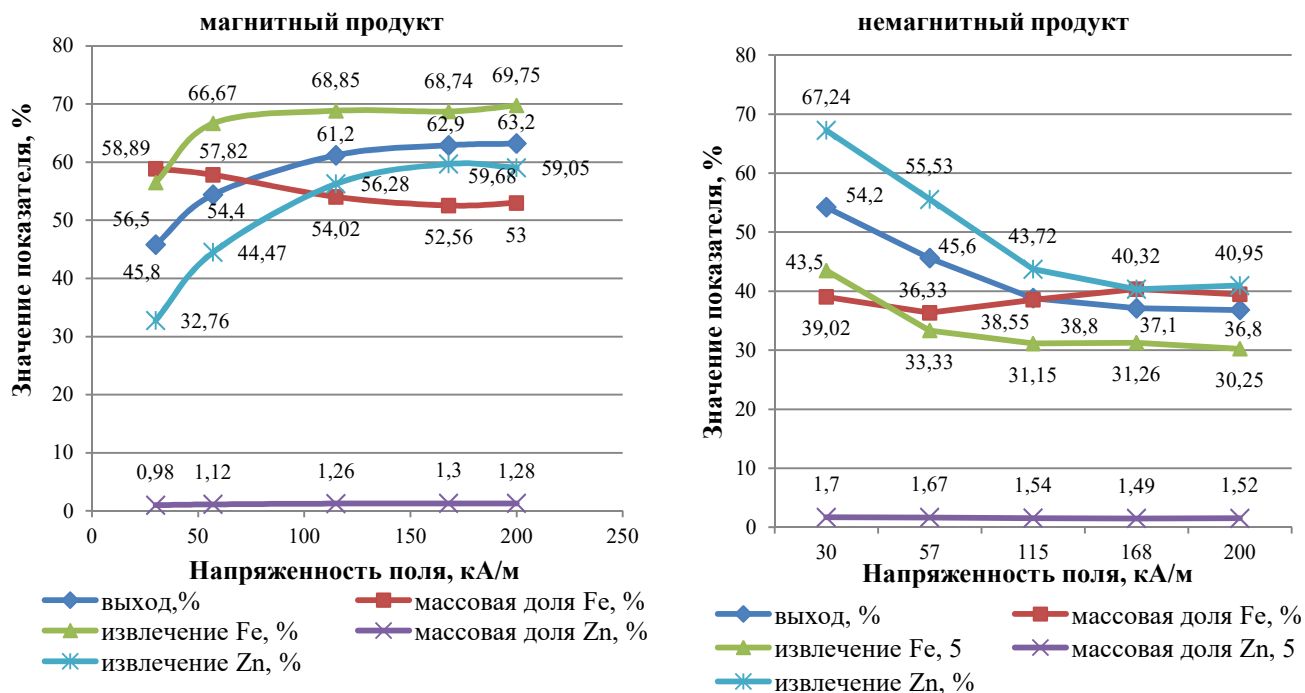


Рисунок 5.8 – Влияние напряженности магнитного поля на показатели сепарации (проба 2)

Результаты ММС пробы 2 доменных шламов по двухстадиальной схеме (основная сепарация при напряженности поля 168 кА/м, перечистка магнитного продукта при напряженности 57 кА/м) (табл. 5.13) также можно считать неудовлетворительными – не происходило сколько-нибудь значительного обесцинкования шламов. Извлечение цинка в магнитный продукт оставалось достаточно высоким – 38,64%. Потери железа с немагнитными продуктами также достаточно высоки – 26,85%.

Таблица 5.13 – Результаты мокрой ММС доменных шламов по двухстадиальной схеме (проба 2)

Продукты	Выход, %	Массовая доля цинка, %	Извлечение цинка, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %
Немагнитный продукт I стадии	37,05	1,92	51,92	29,12	22,47
Немагнитный продукт II стадии	5,55	2,33	9,44	37,88	4,38
Магнитный продукт	57,40	0,92	38,64	61,20	73,15
Исходный	100,0	1,37	100,0	48,02	100,0

Мокрая магнитная сепарация является наиболее простым способом переработки материалов с сильно магнитными свойствами, таких как доменные шламы, но при этом существенного снижения массовой доли цинка в магнитной фракции не происходит. В полученных магнитных продуктах не удалось значимо снизить массовую долю цинка предположительно за счет извлечения феррита цинка, поскольку магнитные свойства франклинита (феррита цинка) изменяются в широких пределах – от ферромагнетика до парамагнетика [99]. Одновременно наблюдаются значительные потери железа с немагнитными фракциями за счет нахождения части железа в доменных шламах в форме гематита, мартита, вюститита и т.п. При этом не обеспечивается комплексность использования сырья, поскольку цинксодержащие компоненты шламов, переходящие в немагнитный продукт, будут безвозвратно теряться с хвостами.

#### ***Гравитационное обогащение доменных шламов***

Гравитационное обесцинкование шламов основано на том, что основная масса цинка в шламах доменной газоочистки сосредоточена в тонких фракциях, не содержащих большого количества железа. Удаление тонкодисперсных цинксодержащих частиц с использованием гравитационных процессов позволит снизить массовую долю цинка и повысить массовую долю железа в оставшейся пробе. Кроме того, присутствие в доменных шламах железосодержащих минералов – гематита, магнетита с высокими плотностями создает предпосылки концентрирования их в тяжелой фракции с использованием гравитационных процессов.

Результаты обогащения проб 1 и 2 доменных шламов на шламовом концентративном столе приведены в таблице 5.14. Наиболее общей закономерностью разделения частиц является уменьшение выхода тяжелой фракции и увеличение выхода промпродуктовой фракции с увеличением угла наклона деки. Распределение железа по продуктам обогащения также подтверждает общие закономерности концентрирования минералов с высокими плотностями: с увеличением угла наклона деки повышается массовая доля железа в тяжелой фракции при снижении извлечения железа, возрастает извлечение железа в промпродуктовую фракцию и возрастают потери железа с легкой фракцией. Массовая доля цинка в тяжелой фракции снижалась незначительно для обеих проб.

Относительно богатым продуктом как по цинку, так и по железу можно считать промпродуктовую фракцию. В промпродуктовой фракции пробы 1 массовая доля железа находилась в пределах 32-37,62%, цинка – 2,97-3,2%. В этой фракции концентрировались частицы феррита цинка, плотность которого близка к плотностям магнетита и гематита. При обогащении пробы 2 массовая доля железа в промпродуктовой фракции даже несколько выше – 35,6-40,69%, цинка – 1,52-1,89%. Потребовалась бы доводка этого продукта, что значительно усложнило бы схему гравитационного обогащения.

Основные рудные минералы шламов – магнетит, гематит, феррит цинка, вилемит, цинкит имеют очень близкие значения плотности, поэтому с увеличением угла наклона деки стола происходило перераспределение этих минералов между тяжелой и промпродуктовой фракциями. С легкой фракцией уносились наиболее легкие частицы коксика, стекла, шлака и самые тонкие шламовые частицы железо- и цинксодержащих минералов, чем объясняется высокое содержание железа и цинка в легкой фракции. Таким образом, плотность минералов не может служить достаточно контрастным разделительным признаком для обесцинкования доменных шламов.

Изучены закономерности разделения железо- и цинксодержащих минералов доменных шламов в поле центробежной силы на концентраторе «ИТОМАК-КН-0,1». Результаты обогащения пробы 1 представлены в таблице 5.15. С увеличением давления воды наблюдалось концентрирование железосодержащих минералов в тяжелой фракции (массовая доля железа в тяжелой фракции повышалась с 47,59% в исходных шламах до 60,26%) при снижении выхода этой фракции практически в два раза с 73,5 до 38,2% и повышение извлечения цинксодержащих частиц в легкую фракцию с 45,35 до 77,05%. С увеличением давления воды с легкой фракцией начинали уноситься и тяжелые частицы магнетита и гематита, о чем свидетельствует повышение извлечения железа в легкую фракцию с 21,37 до 51,63%.



Таблица 5.14 – Результаты обогащения шламов на концентрационном столе

Продукты		Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %		Угол наклона деки, град
			Zn	Fe	Zn	Fe	
Проба 1							
Опыт 1	Тяжелая фракция	64,05	2,64	56,53	61,94	76,08	6
	Промпродуктовая	32,93	2,97	32,0	35,82	22,14	
	Легкая фракция	3,02	2,05	28,04	2,27	1,78	
	Итого	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0	
Опыт 2	Тяжелая фракция	51,80	2,08	59,36	39,46	64,61	8
	Промпродуктовая	43,07	3,28	34,51	51,75	31,23	
	Легкая фракция	5,13	4,67	38,59	8,79	4,16	
	Итого	100,0	2,73	47,59	100	100,0	
Опыт 3	Тяжелая фракция	46,29	2,12	60,17	35,95	58,53	10
	Промпродуктовая	48,33	3,20	37,62	56,65	38,20	
	Легкая фракция	5,38	3,75	28,98	7,40	3,27	
	Итого	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0	
Проба 2							
Опыт 1	Тяжелая фракция	64,24	1,12	55,73	52,52	74,55	4
	Промпродуктовая	15,88	1,52	35,60	17,61	11,77	
	Легкая фракция	19,88	2,06	33,04	29,89	13,68	
	Итого	100,0	1,37	48,02	100,0	100,0	
Опыт 2	Тяжелая фракция	60,16	1,03	57,02	45,22	71,44	6
	Промпродуктовая	18,08	1,56	36,18	20,58	13,62	
	Легкая фракция	21,76	2,15	32,97	34,20	14,94	
	Итого	100,0	1,37	48,02	100,0	100,0	
Опыт 3	Тяжелая фракция	51,50	0,87	58,95	32,70	63,22	8
	Промпродуктовая	18,62	1,89	40,69	25,68	15,78	
	Легкая фракция	29,88	1,91	33,75	41,62	21,0	
	Итого	100,0	1,37	48,02	100,0	100,0	
Опыт 4	Тяжелая фракция	45,68	0,94	59,54	31,34	56,64	10
	Промпродуктовая	21,46	1,66	39,41	25,97	17,61	
	Легкая фракция	32,86	1,78	37,63	42,69	25,75	
	Итого	100,0	1,37	48,02	100,0	100,0	

При сепарации шламов в поле центробежной силы можно говорить о некотором накоплении железа в тяжелой фракции, цинка – в легкой фракции. С увеличением давления воды селективность процесса разделения железо- и цинксодержащих компонентов шламов повышается, но одновременно резко увеличиваются потери железа с легкой фракцией. Таким образом, гравитационные процессы в

целях обесцинкования металлургических шламов не эффективны, могут служить только для предварительного обесшламливания материала.

Таблица 5.15 – Результаты обогащения шламов на центробежном концентраторе (проба 1)

Давление воды, кг/см <sup>3</sup>	Продукты	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
			Zn	Fe	Zn	Fe
0,08	Тяжелая фракция	73,5	2,03	50,91	54,65	78,63
	Легкая фракция	26,5	4,67	38,37	45,35	21,37
	Исходный	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0
0,15	Тяжелая фракция	65,7	1,80	52,76	43,32	72,84
	Легкая фракция	34,3	4,51	37,68	56,68	27,16
	Исходный	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0
0,22	Тяжелая фракция	38,2	1,64	60,26	22,95	48,37
	Легкая фракция	61,8	3,40	39,76	77,05	51,63
	Исходный	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0

### ***Флотационное обогащение доменных шламов***

Основаниями для изучения флотационного обогащения шламов с целью их обесцинкования [68] послужили: полиминеральный состав в виде простых и сложных оксидов, сульфатов, карбонатов, силикатов и др.; присутствие железо- и цинксодержащих компонентов шламов в основном в разных минеральных формах (за исключением феррита цинка); тонкодисперсный гранулометрический состав шламов на 80-90% представленный классами менее 71 мкм; агрегатное состояние в виде шламодержащих вод, поступающих из систем газоочисток доменных цехов, и после сгущения в радиальных сгустителях вакуум-фильтрационной установки содержащих 28-34% твердого. Основными минеральными формами железа в доменных и сталеплавильных шламах являются преобладающие по массе магнетит и гематит, массовая доля железа в шламах высокая – до 50%, при небольшом в целом по массе присутствии вредных примесей и нерудных компонентов. То есть по минеральному (фазовому) составу, по содержанию железа, дисперсности доменные шламы сопоставимы с железорудными концентратами.

При обогащении тонковкрапленных, окисленных гематитовых и маритовых руд, для доизвлечения слабомагнитных минералов железа из хвостов обогащения магнетит-гематитовых руд, для доводки магнетитовых концентратов с целью повышения их качества по содержанию железа до 70% в мировой практике применяется флотация [31, 363]. При прямой флотации применяют жирнокислотные собиратели: талловое масло, сульфатное мыло, кислоту касторового масла, парафи-

новые кислоты, окисленные керосин и уайт-спирит, ветлужское масло, сульфидизированные жирные кислоты, растительные и нефтяные масла [31]. В США и РФ разработаны схемы обратной анионной флотации железных руд с флотацией кварца, силикатных и других минералов породы карбоксильными собирателями с применением в качестве активатора породных минералов извести (рН 11) [31]. Минералы породы также флотируют катионными собирателями АНП или ИМ-11. Флотационные схемы на различных стадиях реализации применялись на обогатительных фабриках Кривого Рога при флотации окисленных железистых кварцитов, для железных руд Михайловского ГОКа, на Оленегорской и других обогатительных фабриках [31].

Метод обратной флотации широко применяется для доводки магнетитовых концентратов, что с технологической точки зрения считается наиболее совершенным процессом получения суперконцентратов с массовой долей железа 68-70% [31, 218]. В качестве собирателей используются первичные и вторичные амины, а также четвертичные аммониевые основания: АНП – смесь хлоргидратов первичных алифатических аминов изостроения, с числом атомов углерода 13-15; Флотигам (ФРГ) – смесь ацетатов первичных аминов, синтезированных на основе жирных кислот растительных масел; БАД – дистиллированные первичные амины из высших жирных кислот производства Березинского азотно-тукового завода; ГИПХ-3 – имеющий близкое к АНП строение; первичные амины с числом атомов углерода в цепи 17-20; лилофлот (Швеция) – диамин жирного ряда; триметилалкиламмонийхлорид (четвертичные аммониевые основания).

Технологические схемы доводки обратной катионной флотацией широко применяют на зарубежных обогатительных фабриках с использованием катионных собирателей: додециламин, диамины  $C_{13}$ - $C_{15}$ , лаурил- и стеариламины, реагенты Armac C с радикалом  $C_6$ - $C_{18}$ , Armeen с радикалом  $C_{16}$ - $C_{18}$ , Flotigam EDA, лилофлоты, соли четвертичных аммониевых оснований типа Flotigam K2C и др. [6]. В отечественной практике разработана и внедрена на ОАО «Михайловский ГОК» технологическая схема флотационного дообогащения магнетитовых концентратов в колонных флотомашинах с использованием новых собирателей – эфироаминов [34]. В режиме обратной катионной флотации получают концентраты с массовой долей железа 64% для производства доменных окатышей и высоко-

качественные низкокремнеземистые концентраты с 70% железа и менее 3% SiO<sub>2</sub> для технологии прямой металлизации [5].

Флотационное обогащение шламов металлургических производств может быть перспективным способом их обесцинкования и повышения в них массовой доли железа по аналогии с флотационной доводкой магнетитовых концентратов и одновременно выделения цинксодержащих компонентов шламов в продукт для цветной металлургии [81]. Для этого взятые за основу схемы, режимы прямой и обратной флотации железных руд, обратной катионной флотации магнетитовых концентратов были адаптированы для переработки тонкодисперсных отходов металлургического производства.

При флотационном обогащении доменных шламов в режиме прямой анионной флотации железосодержащие минералы флотировались оксигидрильным собирателем олеатом натрия. Депрессию цинксодержащих минералов и других вредных примесей в составе шламов проводили цинковым купоросом и жидким стеклом. Исследования проводились в лабораторной флотационной машине типа «Механобр» с объемом камеры 3 дм<sup>3</sup> при содержании твердого в исходной пульпе 28%. Схема флотации включала последовательную подачу депрессоров цинкового купороса и жидкого стекла, собирателя олеата натрия. Результаты флотации пробы 1 с повышенной массовой долей цинка приведены в таблице 5.16.

Таблица 5.16 – Результаты прямой анионной флотации шламов (проба 1)

Продукты	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %		Условия флотации
		Zn	Fe	Zn	Fe	
Пенный	72,6	2,48	52,06	65,95	82,07	OINa 400 г/т ZnSO <sub>4</sub> 500 г/т ж. стекло 200 г/т
Камерный	27,4	3,39	31,15	34,05	17,93	
Исходный	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0	
Пенный	75,5	2,60	51,44	71,9	81,61	OINa 500 г/т ZnSO <sub>4</sub> 500 г/т ж. стекло 200 г/т
Камерный	24,5	3,13	35,72	28,1	18,39	
Исходный	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0	
Пенный	76,2	2,51	51,90	70,06	83,10	OINa 700 г/т ZnSO <sub>4</sub> 500 г/т ж. стекло 200 г/т
Камерный	23,8	3,43	33,80	29,94	16,90	
Исходный	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0	
Пенный	78,7	2,64	51,44	76,13	85,07	OINa 700 г/т керосин 300 г/т ZnSO <sub>4</sub> 500 г/т ж. стекло 200 г/т
Камерный	21,3	3,06	33,35	23,87	14,93	
Исходный	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0	

Проведенные исследования показали, что прямая анионная флотация шламов является неизбирательной, процесс плохо регулируется ввиду большого выхода

пенного продукта. При выходе пенного продукта 72-78% снижение в нем массовой доли цинка практически не происходило. Большая часть цинка 66-76% переходила в пенный продукт флотации. Массовая доля железа в пенном продукте флотации по сравнению с исходными шламами повышалась незначительно с 47,59 до 51-52%. Изменение расхода реагентов-депрессоров, режима их подачи не привело к улучшению показателей разделения. На основании этого был сделан вывод о том, что более целесообразными для материалов с высоким содержанием железа являются режимы обратной флотации, когда в пенный продукт флотируются цинксодержащие соединения и другие вредные примеси, выход которых не большой, с получением основного железосодержащего концентрата камерным продуктом.

Основная задача состояла в установлении закономерностей разделения железо- и цинксодержащих компонентов шламов по продуктам флотации и разработке реагентных режимов и схем обратной флотации, обеспечивающих переход максимального количества цинксодержащих соединений в пенный продукт флотации и, соответственно, максимального количества железосодержащих минералов в камерный продукт. Таким образом решалась бы задача комплексного использования доменных шламов с одновременным получением цинксодержащего продукта для цветной металлургии и обесцинкованного железного концентрата для использования в оборотном цикле самого металлургического предприятия.

При обратной анионной флотации в качестве собирателя цинксодержащих минералов и других вредных примесей в составе доменных шламов использовался анионный собиратель бутиловый ксантогенат калия. Были испытаны различные схемы и режимы флотации на пробах доменных шламов с разной массовой долей цинка [68, 81]. В режиме обратной анионной флотации (проба 1) по схеме, приведенной на рисунке 5.9, было получено снижение цинка в камерном продукте с 2,73 до 1,54% и повышение железа с 47,59 до 52,9% при высоком извлечении железа 92,24% в этот продукт (табл. 5.17). Извлечение цинка в пенные продукты было достаточно высоким – 53,19%.

Таблица 5.17 – Результаты флотационного обогащения доменного шлама (проба 1) по схеме обратной анионной флотации

Продукты	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Zn	Fe	Zn	Fe
Пенный продукт I	7,82	13,50	19,11	38,67	3,14
Пенный продукт II	3,25	4,25	20,79	5,06	1,42
Пенный продукт III	2,3	5,34	24,01	4,50	1,16
Пенный продукт IV	3,65	3,71	26,60	4,96	2,04
Суммарный пенный продукт	17,02	8,53	21,70	53,19	7,76
Камерный продукт	82,98	1,54	52,90	46,81	92,24
Исходный	100,0	2,73	47,59	100,0	100,0

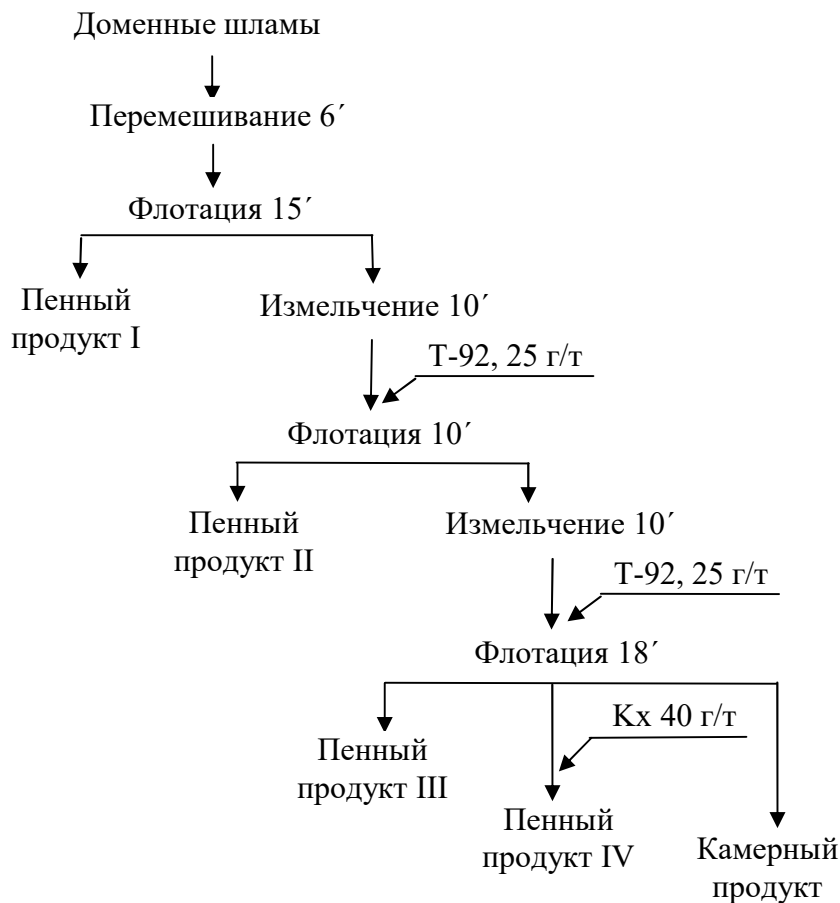


Рисунок 5.9 – Схема флотационного обогащения доменных шламов

При флотационном обогащении пробы 2 по схеме обратной анионной флотации была изучена зависимость перехода цинк- и железосодержащих соединений в продукты флотации. Для этого проводилась дробная подача собирателя и пофракционный съём пенного продукта флотации с двумя стадиями доизмельчения камерного продукта флотации. Схема флотации приведена на рисунке 5.10, резуль-

таты – в таблице 5.18. Суммарный расход ксантогената составил 370 г/т, щелочность пульпы в операциях флотации поддерживалась на уровне свободной СаО 112 г/м<sup>3</sup>.

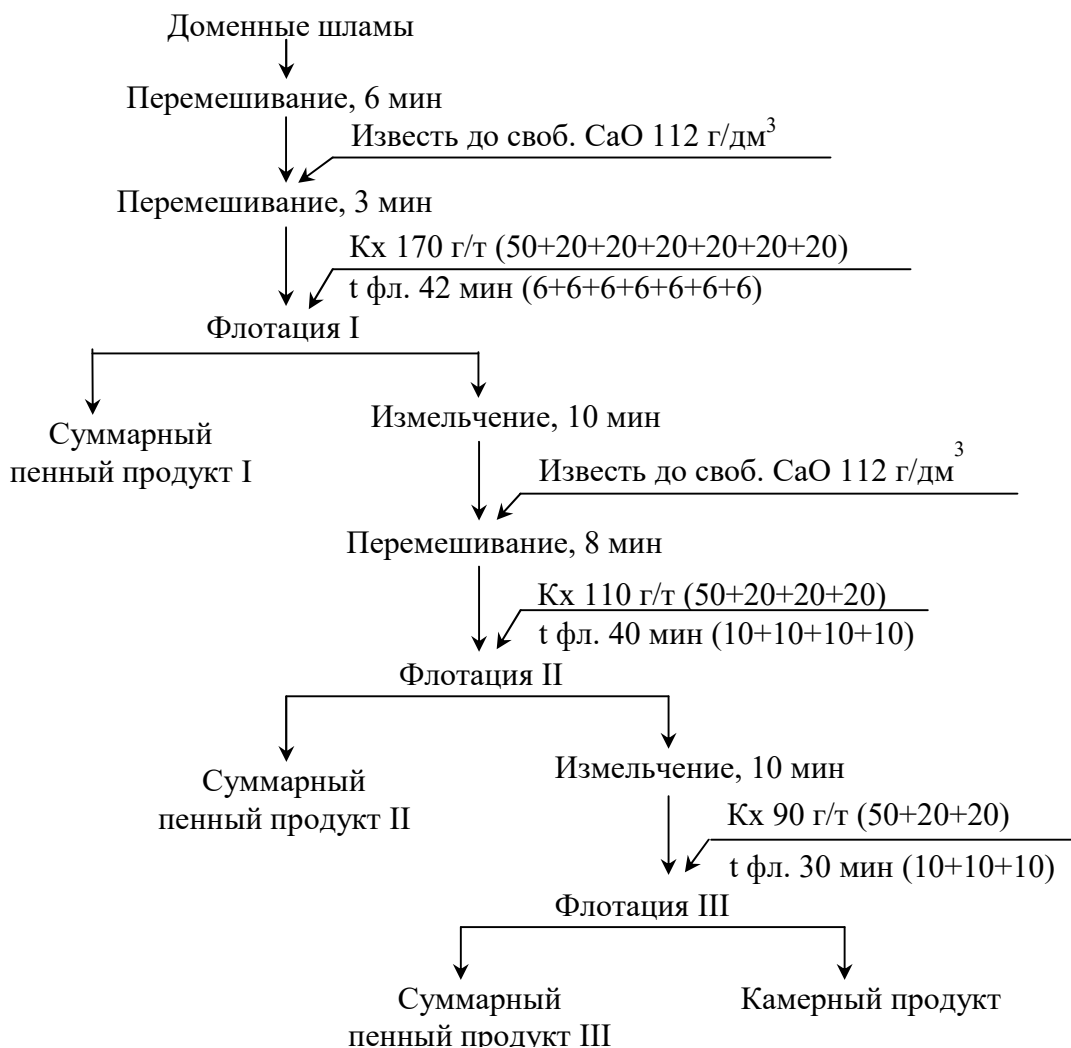


Рисунок 5.10 – Схема флотационного обогащения доменных шламов

Первые 4-5 фракций характеризуются достаточно высокой массовой долей цинка – 8-9% и наибольшим извлечением в них цинка, а последующих пенных продуктах массовая доля цинка снижается до 4-6%. После первой стадии доизмельчения камерного продукта и последующей флотации пенные продукты содержали 2-4% цинка, а после второй стадии доизмельчения – только 1,15-1,74%. Объединением всех пенных продуктов был получен суммарный пенный продукт флотации, выход которого составил 17,22% с массовой долей цинка 4,73% при извлечении цинка 59,52%. В камерном продукте массовая доля цинка снизилась вдвое с 1,37 до 0,67%. Извлечению цинка в камерный продукт высокое – 40,48%.

Таблица 5.18 – Результаты флотационного обогащения доменного шлама (проба 2) по схеме обратной анионной флотации

Продукты	Выход, %	Массовая доля цинка, %	Извлечение цинка, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %
1 фракция	2,35	9,89	16,96	33,38	1,63
2 фракция	1,16	9,56	8,1	23,78	0,57
3 фракция	0,67	9,69	4,74	24,82	0,35
4 фракция	0,58	9,19	3,89	23,34	0,28
5 фракция	0,51	8,80	3,27	29,4	0,31
6 фракция	0,65	6,74	3,20	32,73	0,42
7 фракция	0,74	5,96	3,22	38,93	0,6
<b>Суммарный пенный продукт I</b>	<b>6,66</b>	<b>8,92</b>	<b>43,38</b>	<b>30,0</b>	<b>4,16</b>
8 фракция	0,64	4,21	1,97	30,49	0,41
9 фракция	0,51	4,26	1,58	32,51	0,35
10 фракция	2,12	2,76	4,27	40,84	1,80
11 фракция	0,94	2,28	1,56	44,96	0,88
<b>Суммарный пенный продукт II</b>	<b>4,21</b>	<b>3,05</b>	<b>9,38</b>	<b>39,24</b>	<b>3,44</b>
12 фракция	2,91	1,74	3,70	42,66	2,58
13 фракция	1,52	1,15	1,28	41,07	1,3
14 фракция	1,92	1,27	1,78	45,28	1,81
<b>Суммарный пенный продукт III</b>	<b>6,35</b>	<b>1,46</b>	<b>6,76</b>	<b>43,02</b>	<b>5,69</b>
<b>Камерный продукт</b>	<b>82,78</b>	<b>0,67</b>	<b>40,48</b>	<b>50,3</b>	<b>86,71</b>
Исходный	100,0	1,37	100,0	48,02	100,0

Извлечение железа в пенные продукты было невысоким, суммарно в пенные продукты флотации перешло 13,29% железа. Первые фракции характеризуются невысокой массовой долей железа 23-33%, далее с увеличением числа приемов дробной подачи собирателя и, соответственно, фронта флотации, и после операций доизмельчения массовая доля железа в получаемых фракциях пенного продукта возрастала до 40-45%. То есть с чрезмерным удлинением фронта флотации снижается переход в пенный продукт цинксодержащих компонентов шламов и, напротив, возрастает количество флотирующихся железосодержащих. В камерном продукте флотации массовая доля железа повысилась незначительно с 48,02 до 50,3% при извлечении железа 86,71%.

При флотации по схеме, приведенной на рисунке 5.11, получено снижение массовой доли цинка в камерном железосодержащем продукте в два раза при некотором повышении массовой доли железа. Извлечение железа в камерный продукт было высоким 85,94%. После доизмельчения камерного продукта первого



приема флотации до 96% класса-0,074 мм резко возросла массовая доля железа в пенном продукте II второго приема флотации при низкой массовой доле цинка в этом продукте, что указывает на переизмельчение материала и флотацию вновь образованных шламистых частиц железосодержащих минералов.

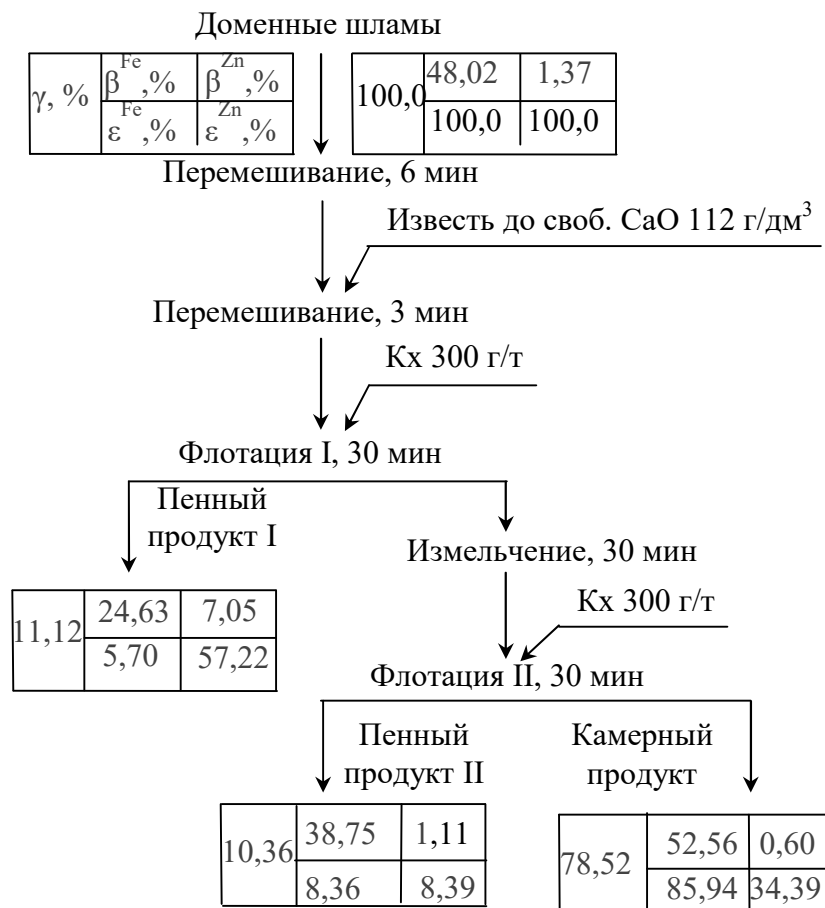


Рисунок 5.11 – Схема и результаты стадийного флотационного обогащения доменных шламов

Использование в качестве депрессора железосодержащих минералов реагенте DLM на основе карбоксилметилцеллюлозы при дробной его подаче перед каждой загрузкой собирателя и общем расходе 120 г/т (схема флотации аналогична схеме на рис. 5.11) не оказало сколько-нибудь значимого влияние на показатели флотации. Выход камерного продукта составил 77,62% с массовой долей цинка 0,57% при извлечении цинка 37,6%.

Было изучено влияние расхода собирателя и времени флотации на показатели флотационного обогащения доменных шламов (табл. 5.19). Подача собирателя производилась дробно, после каждой загрузки собирателя производился пофракционный съём пенного продукты, полученные фракции объединялись и составля-

ли пенный продукт флотации. Схема и показатели флотации при расходе собирателя 300 г/т приведена на рисунке 5.12.

Таблица 5.19 – Влияние расхода ксантогената на показатели флотационного обогащения доменных шламов

Продукты	Выход,%	Массовая доля цинка, %	Извлечение цинка, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %	Условия флотации
Пенный	9,87	6,85	49,35	29,92	6,15	Кх 200 г/т t <sub>фл.</sub> 24 мин. своб. СаО 112 г/м <sup>3</sup>
Камерный	90,13	0,77	50,65	50,0	93,85	
Исходный	100,0	1,37	100,0	48,02	100,0	
Пенный	10,45	7,14	54,36	26,0	5,66	Кх 300 г/т t <sub>фл.</sub> 30 мин. своб. СаО 112 г/м <sup>3</sup>
Камерный	89,55	0,7	45,64	50,6	94,34	
Исходный	100,0	1,37	100,0	48,02	100,0	
Пенный	11,73	7,16	61,34	23,13	5,65	Кх 500 г/т t <sub>фл.</sub> 45 мин. своб. СаО 112 г/м <sup>3</sup>
Камерный	88,27	0,6	38,66	51,33	94,35	
Исходный	100,0	1,37	100,0	48,02	100,0	
Пенный	24,08	3,89	68,41	33,70	16,90	Кх 600 г/т t <sub>фл.</sub> 58 мин. своб. СаО 112 г/м <sup>3</sup>
Камерный	75,92	0,57	31,59	52,56	83,10	
Исходный	100,0	1,37	100,0	48,02	100,0	

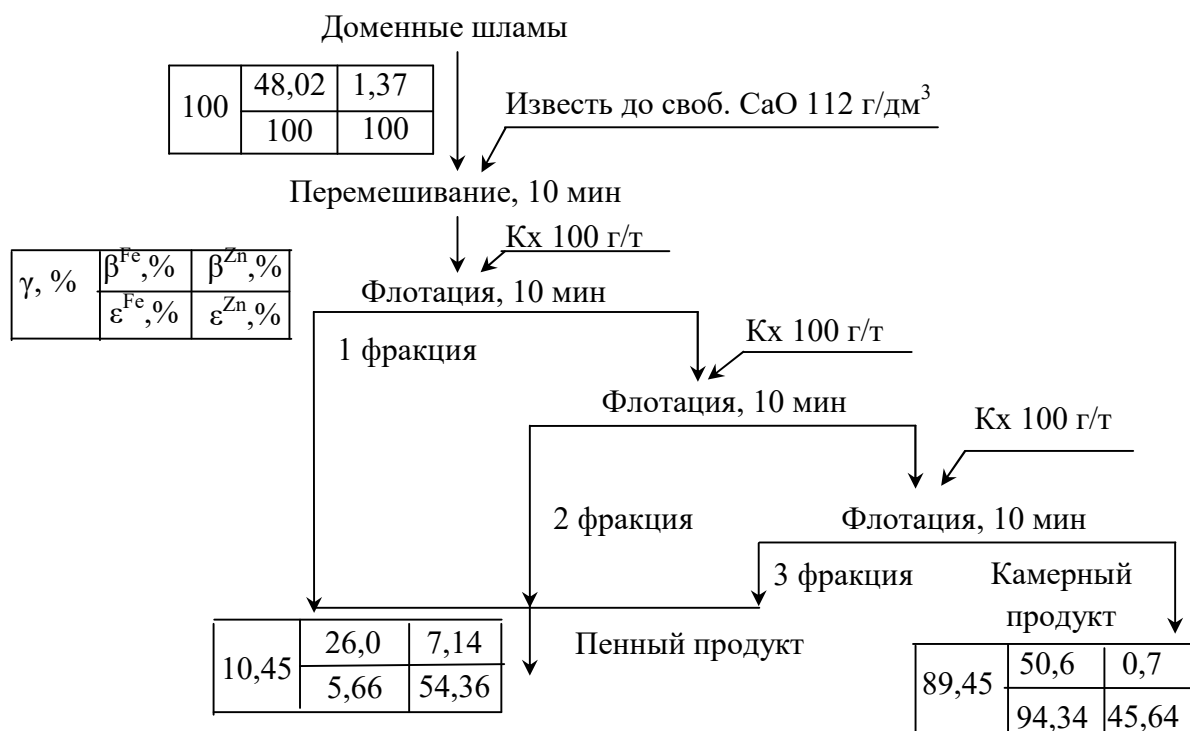


Рисунок 5.12 – Схема и результаты флотационного обогащения доменных шламов

Снижение массовой доли цинка до 0,57% в камерном продукте получено при очень высоком расходе собирателя 600 г/т. При этом наблюдается снижение мас-

совой доли цинка и повышение массовой доли железа в пенном продукте флотации при достаточно большом его выходе 24,08%. С увеличением расхода собирателя начинают флотироваться в бóльших количествах и железосодержащие минералы шламов, тем самым снижая качество пенных продуктов как цинксодержащих промпродуктов. В то же время при расходе ксантогената 200-300 г/т и небольшом выходе пенного продукта ~ 10% массовая доля цинка в камерном продукте остается высокой 0,7-0,77% при извлечении цинка в камерный продукт 45-50%.

При флотационном обогащении доменных шламов на пробе с меньшей массовой долей цинка (проба 3,  $\beta_{Zn}=0,93\%$ ) в режиме обратной анионной флотации по схеме, аналогичной схеме на рисунке 5.11, массовая доля цинка в камерном продукте составляла 0,52-0,54%. Выход камерного продукта достаточно большой 78-79%, извлечение цинка в него высокое – 43-44%. В пенных продуктах флотации массовая доля цинка была 2-3%. При расходе ксантогената 600 г/т, пенообразователя 25 г/т и времени флотации 60 минут суммарный выход пенных продуктов составил 22,1% при извлечении цинка 56,43%. На пробе с массовой долей цинка 0,93% получены закономерности разделения, аналогичные пробам 1 и 2: массовая доля цинка в камерном железосодержащем продукте снижалась 2-2,5 раза, массовая доля железа повышалась на 3-4%.

В режиме обратной катионной флотации доменных шламов примеси, в том числе и соединения цинка, флотировали катионными собирателями Флон и АНП (амины из нитропарафинов). Активная часть реагента Флон представляет собой соль, полученную в результате реакции алифатических аминов и концентрата низкомолекулярных кислот в изопропиловом спирте. Реагент закрепляется преимущественно на основе физической адсорбции, располагаясь во внешней обкладке двойного электрического слоя, точнее в его диффузной части.

Схемы и режимы обратной катионной флотации были испытаны на пробах 1-3 с разной массовой долей цинка. При стадийном обогащении пробы 1 с повышенной массовой долей цинка 2,73% (рис. 5.13) при суммарном расходе собирателя Флон 250 г/т и расходе пенообразователя Т-92 50 г/т суммарный выход пенных фракций составил 26,33% при извлечении цинка 66%. В камерном железосодержащем продукте массовая доля цинка снижалась с 2,73 до 1,26% при извле-

чении цинка 34%. В пенных продуктах флотации массовая доля цинка достаточно высокая: самым богатым по цинку (9,27%) является первый пенный продукт, полученный при небольшом расходе (50 г/т) реагента Флон. После стадийного доизмельчения камерного продукта флотации и увеличения расхода собирателя до 100 г/т выход пенных продуктов повышается, но массовая доля цинка в них меньше – 5,14 и 6,84%. Массовая доля железа в камерном продукте повышается с 47,59 в исходной пробе до 56,23%.

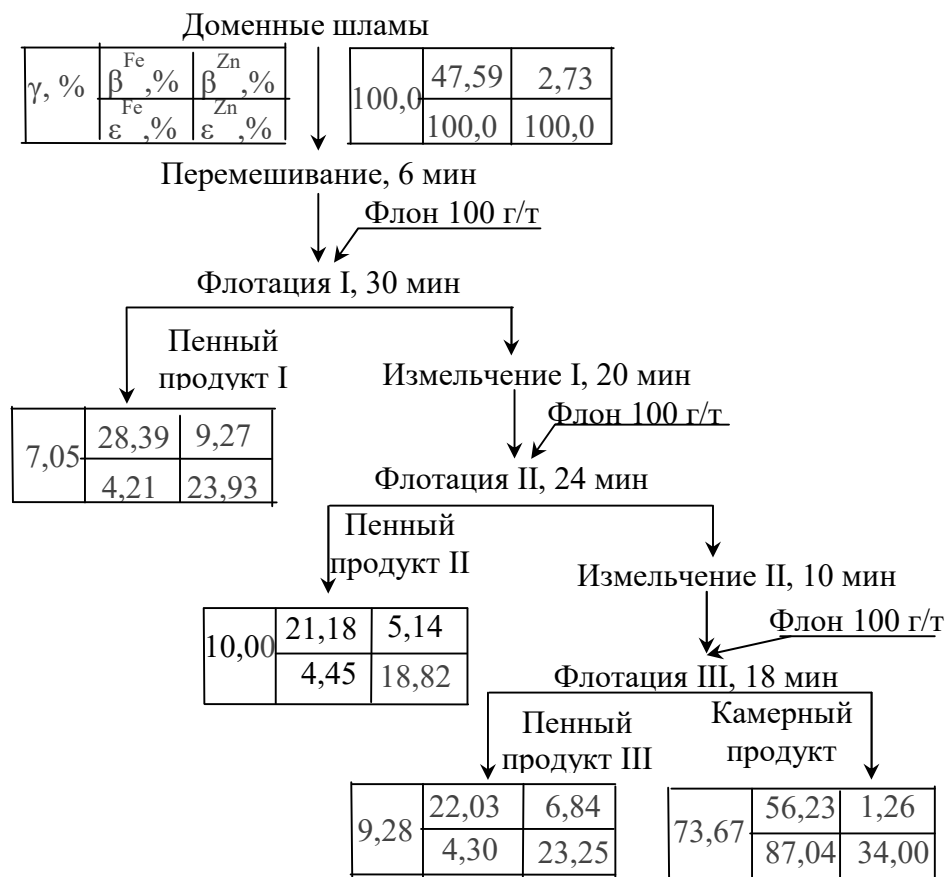


Рисунок 5.13 – Схема флотационного обогащения доменных шламов

При флотации пробы 2 изучено влияние расхода катионного собирателя Флон на показатели обесцинкования доменных шламов. Так как имеется мнение о том, что закрепление катионных собирателей в молекулярной форме более эффективно во флотационном отношении, чем в ионной [51, 363], то флотацию проводили в слабощелочной среде при  $\text{pH} \sim 9$  ед., создаваемой  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ . Первый прием обесшламливающей флотации проводился без подачи собирателя, далее собиратель подавался дробно с пофракционным снятием пенного продукта. В зависимости от расхода собирателя получалось 3-5 фракций, объединение которых давало сум-

марный пенный продукт флотации. Схема и результаты флотации при суммарном расходе собирателя 150 г/т приведены на рисунке 5.14. Влияние расхода реагента-собирателя на показатели флотации доменных шламов отражено на рисунке 5.15.

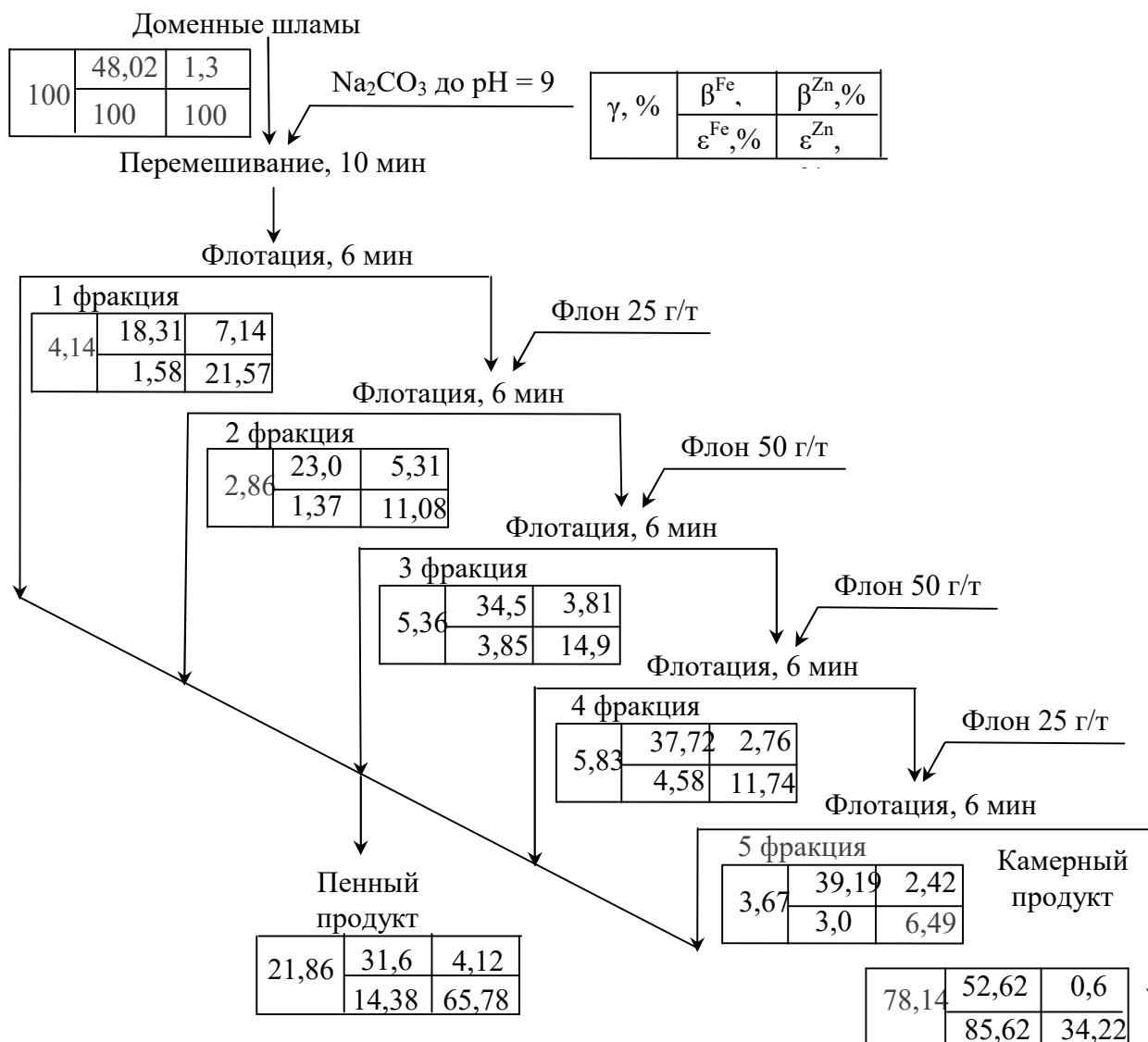


Рисунок 5.14 – Схема флотационного обогащения доменных шламов

При увеличении расхода собирателя Флон с 50 до 200 г/т закономерно увеличивался выход пенного продукта и извлечение в него цинка, но качество пенных продуктов флотации как цинксодержащих промпродуктов при этом снижалось. При пофракционном снятии пенного продукта после каждой подачи реагента-собирателя первые две фракции характеризуются наибольшей массовой долей цинка 5-7% и суммарным извлечением в них цинка стабильно на уровне 31-35% при расходе собирателя до 150 г/т и резко возросшим до ~ 47% при увеличении

расхода до 200 г/т. В последующих пенных фракциях массовая доля цинка значительно ниже ~2-4%.

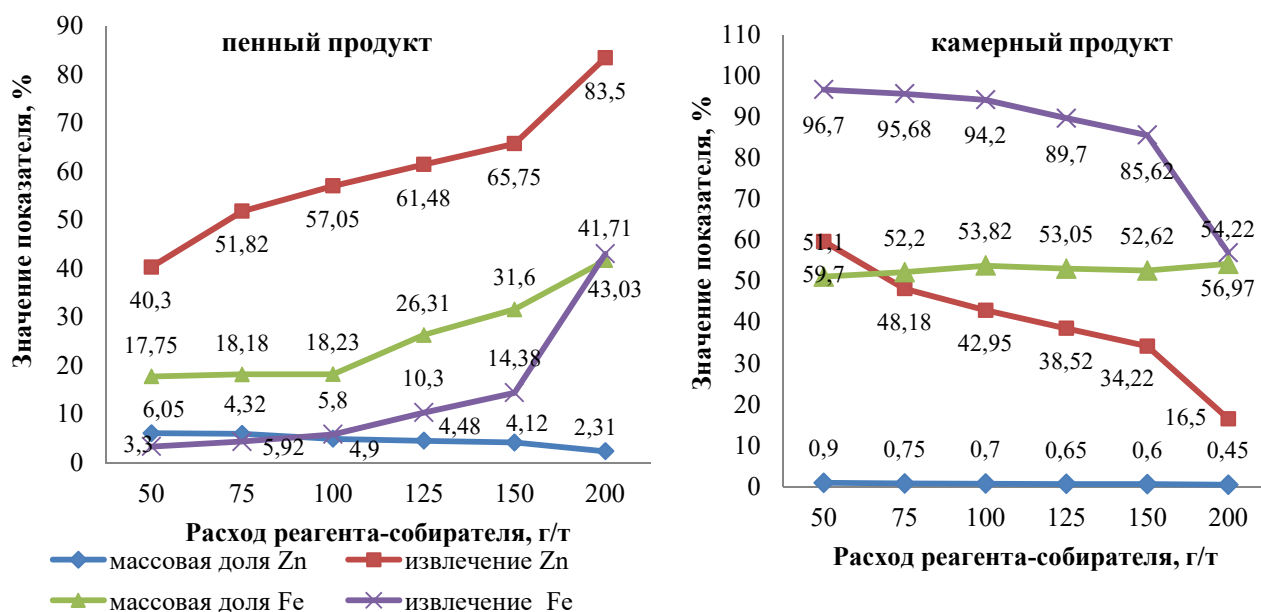


Рисунок 5.15 – Влияние расхода реагента-собираателя Флон на показатели флотации доменных шламов

В камерном продукте флотации массовая доля цинка снижалась с 1,37% до 0,45% при расходе собирателя 200 г/т и дробной его подаче. Извлечению железа в камерный продукт флотации стабильно высокое – 85,62-96,7% при расходе собирателя до 150 г/т за счет большого выхода этого продукта, но резко снижается до 56,97% при увеличении расхода собирателя до 200 г/т.

Для подтверждения закономерностей распределения железо- и цинксодержащих компонентов шламов по продуктам флотации был выполнен оптико-минералогический анализ пробы исходных доменных шламов ( $\beta_{\text{Fe}}=48,02\%$ ,  $\beta_{\text{Zn}}=1,37\%$ ), пенного ( $\beta_{\text{Fe}}=18,23\%$ ,  $\beta_{\text{Zn}}=4,9\%$ ) и камерного ( $\beta_{\text{Fe}}=53,82\%$ ,  $\beta_{\text{Zn}}=0,7\%$ ) продуктов флотации с помощью анализатора фрагментов микроструктуры твердых тел Минерал С7. Поскольку доменные шламы являются многокомпонентным техногенным сырьем, образовавшимся в результате термической обработки, оптически точно выявить все минеральные фазы достаточно сложно. Поэтому были выделены и идентифицированы три фазы: железосодержащая, которая представлена металлическим железом и оксидами железа FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, железоцинксо-содержащая, которая представлена ферритом цинка ZnFe<sub>2</sub>O<sub>4</sub> и цинкитом ZnO, и нерудная, представленная преимущественно оксидами кальция, магния, кремния,

коксом и др. Общие данные по фазам в исходных шламах, камерном и пенном продуктах флотации приведены в таблице 5.20, распределение частиц по крупности – на рисунке 5.16.

Таблица 5.20 – Данные по фазам в исходных шламах и продуктах флотации

Фаза	Масс. %	Раскрытие зёрен, %	Поверхность	
			Своб. / В сростке с ...	Доля, %
Исходные шламы				
Нерудная фаза (CaO, MgO, SiO <sub>2</sub> , C и др.)	6,4	57,9	Своб.	87,1
			Железосодержащая фаза	5,3
			Железоцинксодержащая фаза	7,6
Железосодержащая фаза (Fe, FeO, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	70,1	19,3	Своб.	87,0
			Нерудная фаза	2,1
			Железоцинксодержащая фаза	10,9
Железоцинксодержащая фаза (ZnFeO <sub>4</sub> , ZnO)	23,5	8,7	Своб.	74,6
			Нерудная фаза	5,4
			Железосодержащая фаза	20,1
Камерный продукт				
Железосодержащая фаза (Fe, FeO, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	96,3	77,5	Своб.	97,8
			Нерудная фаза	1,2
			Железоцинксодержащая фаза	1,0
Нерудная фаза (CaO, MgO, SiO <sub>2</sub> , C и др.)	2,8	59,8	Своб.	88,6
			Железосодержащая фаза	11,4
Железоцинксодержащая фаза (ZnFeO <sub>4</sub> , ZnO)	0,9	84,6	Своб.	81,8
			Железосодержащая фаза	18,2
Пенный продукт				
Железосодержащая фаза (Fe, FeO, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	20,5	95,9	Своб.	97,5
			Железоцинксодержащая фаза	1,1
			Нерудная фаза	1,4
Железоцинксодержащая фаза (ZnFeO <sub>4</sub> , ZnO)	59,4	72,5	Своб.	97,7
			Железосодержащая фаза	0,1
			Нерудная фаза	2,1
Нерудная фаза (CaO, MgO, SiO <sub>2</sub> , C и др.)	20,1	94,2	Своб.	93,8
			Железоцинксодержащая фаза	5,8
			Железосодержащая фаза	0,5

Распределение фаз в исходных шламах и продуктах обогащения по результатам оптико-минералогического анализа согласуется с данными изучения веще-

ственного состава доменных шламов и с результатами химического анализа продуктов флотации. Железосодержащая фаза, которая была преобладающей в исходных шламах и на нее приходилось 70,1% материала, становится основной в камерном продукте флотации, в котором ее 96,3% масс. В то время как в пенном продукте ее только 20,5%. В пенном продукте флотации преобладающей становится железоцинксодержащая фаза и на ее долю приходится 59,4% масс. Основная масса нерудной фазы также переходит в пенный продукт флотации. Распределение частиц по крупности в изученных образцах также коррелирует с закономерностями флотации: в пенный продукт флотировались наиболее тонкие, в том числе и цинксодержащие частицы, в нем содержание самого тонкого класса -20+0 мкм 88,4%. В камерном продукте наблюдается преобладание классов крупности -100+50 мкм; -50+20 мкм.

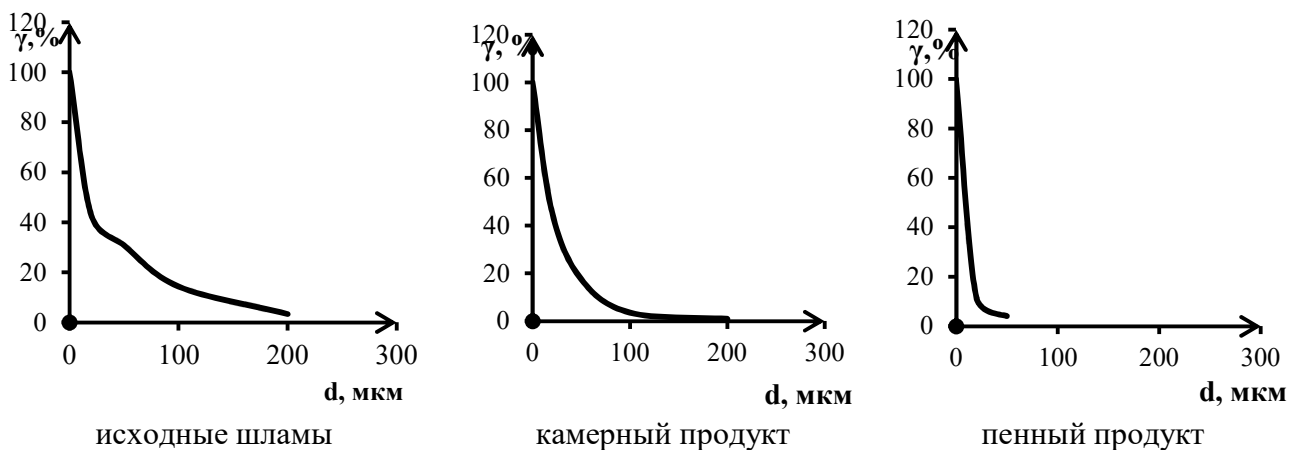
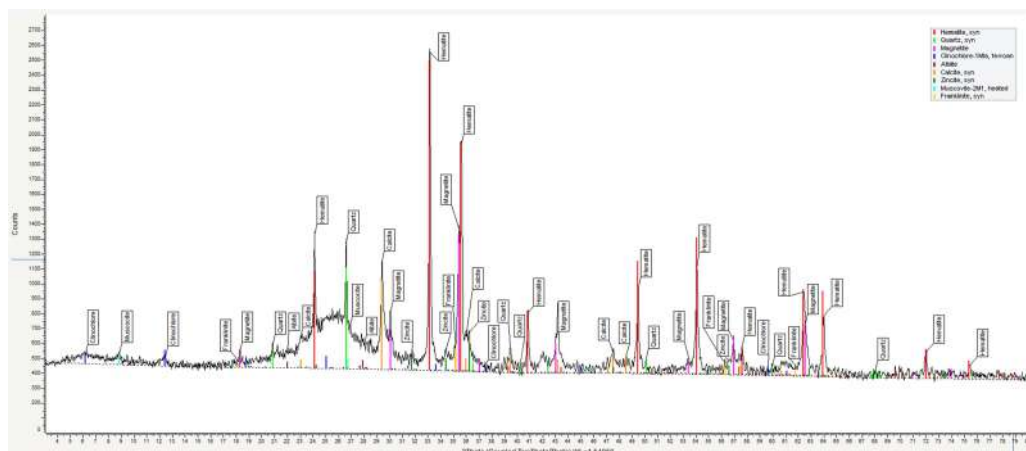


Рисунок 5.16 – Суммарные характеристики крупности продуктов по плюсу

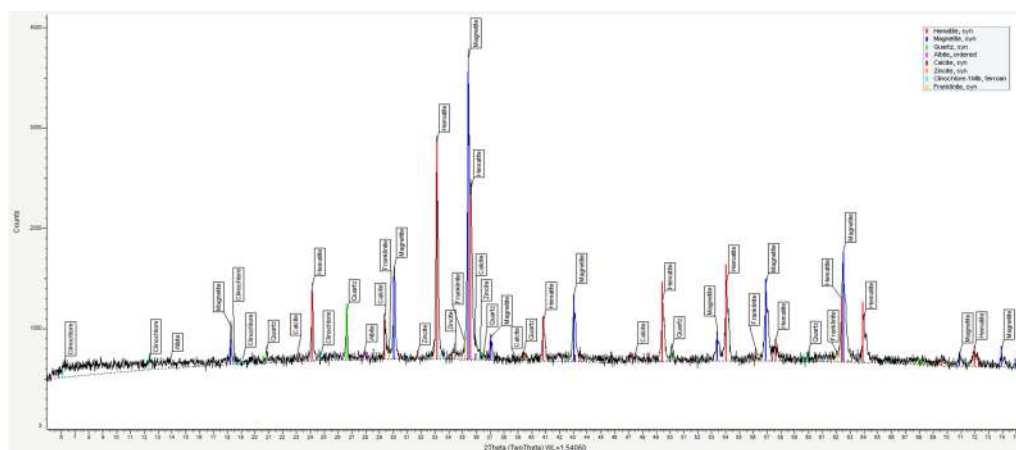
Фазовый анализ (рентгеновский дифрактометр D2 PHASER BRUKER с линейным детектором LynxEye, рентгеновская трубка CuK $\alpha$ ) продуктов флотации пробы 2 (Флон 125 г/т, pH=8,7 ед.) (табл. 5.21) свидетельствует, что в пенных продуктах флотации по сравнению с исходными шламами повышается содержание цинксодержащих фаз цинкита и франклинита. В пенных продуктах повышается содержание нерудных минеральных фаз кальцита, альбита, мусковита, клинохлора по отношению к исходным шламам и к камерному продукту флотации. Содержание основных железосодержащих фаз гематита и магнетита меньше в пенных продуктах флотации по сравнению с исходными шламами и выше – в камерном продукте. На рисунке 5.17 приведены дифрактограммы первого пенного и



камерного продуктов флотации, дифрактограмма пробы исходных шламов приведена на рисунке 5.7.



а – пенный продукт I



б – камерный продукт

Рисунок 5.17 – Дифрактограммы продуктов флотации

Таблица 5.21 – Минеральный состав исходных доменных шламов и продуктов флотации

Минеральная фаза	Химическая формула	Содержание, масс. %				
		Исходные шламы	Пенный продукт I	Пенный продукт II	Пенный продукт III	Камерный продукт
Гематит	$Fe_2O_3$	38,0	30,3	38,8	39,1	42,3
Магнетит	$Fe_3O_4$	28,0	10,9	11,9	13,5	32,0
Кварц	$SiO_2$	12,3	11,2	12,8	13,5	8,2
Кальцит	$CaCO_3$	5,0	15,2	12,1	9,3	6,7
Цинкит	$ZnO$	1,5	3,1	2,3	1,9	1,0
Франклинит	$ZnFe_2O_4$	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0
Клинохлор	$(Mg,Al)_6[Si_{3,1-2}, Al_{0,9-1,2}O_{10}](OH)_8$	4,6	7,5	9,6	9,2	8,3
Альбит (полево-вой шпат)	$Na[AlSi_3O_8]$	2,6	3,6	6,9	3	1,0
Мусковит	$KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$	7,1	17,5	5,2	10	-

Проведена серия флотационных опытов в режиме обратной катионной флотации на пробе 3 при увеличении расхода реагента Флон от 50 до 150 г/т при дробной его подаче. Получены закономерности разделения, аналогичные пробе 2. Снижение массовой доли цинка камерного продукта происходило в 2 раза – с 0,93% в исходных шламах до 0,54-0,44%. Пенные продукты обратной катионной флотации содержали в среднем 2% цинка. Извлечение железа в камерный продукт флотации на уровне 85-88% соответствует ранее установленным закономерностям.

При разработке реагентного режима обратной катионной флотации доменных шламов в качестве собирателя также использовали реагент АНП-14. Собиратель АНП представляет собой смесь хлоргидратов первичных аминов изостроения  $C_{14}H_{29}NH_3Cl$ , получаемых каталитическим восстановлением нитропарафинов водородом с последующей обработкой соляной кислотой. При испытании различных схем, режимов флотации с использованием собирателя АНП было установлено, что лучшие показатели по обесцинкованию шламов обеспечиваются при флотации в слабощелочной среде при  $pH \sim 10$ , при дробной подаче собирателя и суммарном его расходе 200 г/т. В таблице 5.22 приведено сравнение результатов флотации с использованием АНП (200 г/т) в нейтральной и слабощелочной среде. Полученные результаты говорят о целесообразности применения катионных собирателей в слабощелочной среде.

Таблица 5.22 – Результаты флотационного обогащения доменного шлама (проба 2) по схеме обратной катионной флотации

Продукты	Выход, %	Массовая доля цинка, %	Извлечение цинка, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %	Условия флотации
1 фракция	2,6	8,39	15,9	22,88	1,3	АНП 200 г/т, $pH=7,6$
2 фракция	4,2	6,0	18,4	19,5	1,7	
3 фракция	9,45	2,83	19,5	24,65	4,9	
4 фракция	6,55	1,76	8,4	12,02	1,6	
Суммарный пенный продукт	22,8	3,73	62,2	20,0	9,5	
Камерный продукт	77,2	0,67	37,8	56,3	90,5	
Исходный	100,0	1,37	100,0	48,02	100,0	
1 фракция	2,6	8,29	15,6	22,62	1,2	АНП 200 г/т, $pH=10$
2 фракция	5,25	7,25	27,7	25,83	1,2	
3 фракция	9,85	3,08	22,0	23,52	4,9	
4 фракция	6,05	1,48	6,4	17,85	2,2	
Суммарный пенный продукт	23,75	4,14	71,7	19,2	9,5	
Камерный продукт	76,25	0,51	28,3	57,0	90,5	
Исходный	100,0	1,37	100,0	48,02	100,0	

Таким образом, проведенное технологическое тестирование доменных шламов показало принципиальную возможность использования обогатительных процессов для концентрирования железо- и цинксодержащих фаз доменных шламов преимущественно в различных продуктах и возможность комплексной переработки шламов.

### **5.3 Разработка и обоснование параметров комбинированной технологии комплексной переработки железоцинксодержащих доменных шламов**

Разработка технологической схемы комплексной переработки техногенного сырья в виде рационального сочетания методов и аппаратов для максимального извлечения всех ценных компонентов при минимальных затратах в целевую продукцию производится на основе его достоверной минералогической оценки и результатов испытаний обогатимости различными методами. Такая последовательная цепочка технологических решений должна быть обоснована выявленными особенностями вещественного состава, технологических свойств минерального сырья техногенного происхождения, установленными закономерностями разделения минералов и минеральных комплексов в различных процессах и должна быть адаптирована к ним. Инновационная технология переработки техногенного сырья и, в частности, вторичных ресурсов черной металлургии, должна обеспечивать ресурсосбережение первичного минерального сырья, максимальное использование ресурсного потенциала и получение продукции, востребованной, в первую очередь, на самом предприятии и в смежных отраслях, ликвидацию техногенного минерально-сырьевого объекта и улучшение экологической обстановки, а также должна быть экономически эффективной и экологически безопасной [233].

На основании изучения вещественного состава шламов, образующихся в высокотемпературных процессах доменного производства, и проведенного технологического тестирования поведения шламов в различных обогатительных процессах установлено, что разделительными признаками могут быть фракционирование по минеральным фазам выделения ценных (вредных) компонентов и по магнитной восприимчивости. Это предопределило способы разделения железо- и цинксодержащих фаз шламов – обратную флотацию и мокрую магнитную сепарацию. При этом обогатительные процессы дают возможность перевода вредной примеси в составе доменных шламах – цинка в самостоятельный цинксодержа-

щий продукт. Было установлено, что в процессе обратной флотации основная масса цинксодержащих соединений переходит в пенный продукт флотации. При этом самыми богатыми по цинку являются первые фракции, получаемые при дробной подаче собирателя и пофракционном снятии пенного продукта, в последующих фракциях массовая доля цинка закономерно снижается. В целом, в зависимости от массовой доли цинка в исходных шламах и расхода реагента собирателя в суммарном пенном продукте флотации массовая доля цинка колеблется от 6-8% при переработке шламов с повышенной массовой долей цинка ( $\alpha_{Zn}=2,73\%$ ) до 4-6% при переработке шламов с массовой долей цинка ( $\alpha_{Zn}=1,37\%$ ). Эти продукты можно рассматривать как цинксодержащие промпродукты для их последующей доводки и использования в цветной металлургии.

Основная масса железосодержащих минералов в составе шламов концентрируется в камерных продуктах флотации, которые содержат 52-56% железа. Качество камерных продуктов как железных концентратов может быть повышено путем мокрой магнитной сепарации. Схема флотации была дополнена операцией перечистки пенного цинксодержащего продукта. Пенный продукт основной флотации, полученный при оптимальном расходе собирателя Флон 150 г/т, подвергли перечистке при дробной подаче собирателя Флон и суммарном его расходе от 50 до 150 г/т. При расходе собирателя Флон 100 г/т в перечистой флотации были получены лучшие результаты в открытом опыте (рис. 5.18). Исследования проводились на пробе доменных шламов с массовой долей цинка 1,35%, массовой долей железа 50,21%.

В операции основной флотации был получен пенный продукт флотации с массовой долей цинка 6,53%, при перечистке которого массовая доля цинка повысилась до 7,56%. Выход камерного продукта 1 основной флотации большой – 85,6% при достаточно низкой массовой доле в нем цинка 0,48% и железа – 55,5%. Камерный продукт 2, полученный при перечистке, при небольшом его выходе 2% характеризуется достаточно высокой массовой долей в нем цинка 0,9%. Этот продукт должен возвращаться в основную флотацию. Развитие схемы в направлении увеличения числа перечисток пенного продукта до 2-3 не обеспечивало существенного прироста массовой доли цинка, при этом увеличивались извлечение цинка в камерные продукты перечисток, которые необходимо возвращать в

предыдущие операции флотации для снижения потерь цинка, и тем самым усложнялась схема флотации.

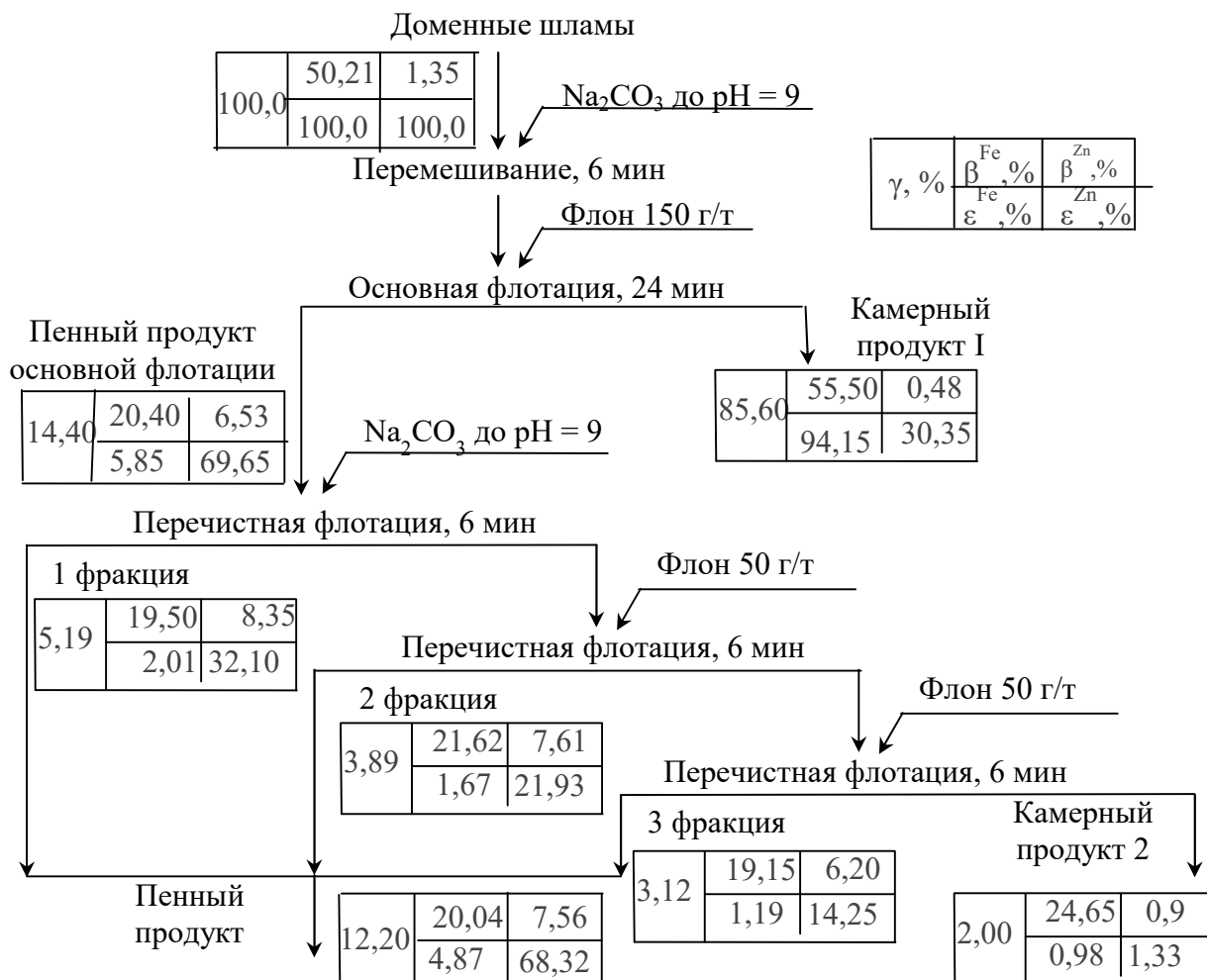


Рисунок 5.18 – Схема флотации доменных шламов в открытом цикле с перечисткой пенного продукта

Проведены исследования по мокрой магнитной сепарации камерного продукта основной флотации при различной напряженности магнитного поля (табл. 5.23). Магнитную сепарацию камерного продукта основной флотации целесообразно проводить при напряженности магнитного поля 115 кА/м. При этом обеспечивается значительное повышение массовой доли железа и некоторое снижение массовой доли цинка в магнитном продукте. Потери железа с немагнитным продуктом невысокие и не превышают 10%.

Таблица 5.23 – Результаты мокрой магнитной сепарации камерного продукта основной флотации при различной напряженности магнитного поля

Продукты	Выход, %	Массовая доля цинка, %	Извлечение цинка, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %	Напряженность поля, кА/м
Магнитная фракция	80,26	0,51	77,23	61,71	88,24	57
Немагнитная фракция	19,74	0,61	22,77	33,44	11,76	
Камерный продукт основной флотации	100,0	0,53	100,0	56,13	100,0	
Магнитная фракция	82,0	0,47	72,72	61,52	89,88	115
Немагнитная фракция	18,0	0,80	27,28	31,55	10,12	
Камерный продукт основной флотации	100,0	0,53	100,0	56,13	100,0	
Магнитная фракция	83,5	0,48	75,72	60,7	90,30	168
Немагнитная фракция	16,5	0,78	24,28	33,0	9,70	
Камерный продукт основной флотации	100,0	0,53	100,0	56,13	100,0	
Магнитная фракция	85,2	0,50	80,38	60,2	91,37	200
Немагнитная фракция	14,8	0,70	19,62	32,73	8,63	
Камерный продукт основной флотации	100,0	0,53	100,0	56,13	100,0	

Разработана комбинированная флотационно-магнитная технология комплексной переработки доменных шламов, включающая обратную катионную флотацию с перечисткой пенного продукта флотации для преимущественного концентрирования цинксодержащих минералов доменных шламов, и мокрую магнитную сепарацию камерного продукта флотации для повышения содержания железосодержащих минералов (рис. 5.19) [82, 78, 80, 359]. На организационно-технологическом уровне проведены укрупненные лабораторные испытания, результаты которых приведены на рисунке 5.19.

Схема включает предварительное сгущение шламосодержащих вод, поступающих из систем мокрой газоочистки доменных печей с содержанием твердого 20 г/дм<sup>3</sup> в радиальных сгустителях до содержания твердого 400 г/дм<sup>3</sup>; обратную флотацию шламов с использованием катионного собирателя Флон при расходе 150 г/т при рН пульпы 9 ед., создаваемом кальцинированной содой, с перечисткой пенного продукта флотации при расходе реагента Флон 100 г/т. Магнитная сепарация камерного продукта флотации проводится на сепараторах со слабым магнитным полем при напряженности 115 кА/м без предварительного сгущения. Полученные пенный цинксодержащий промпродукт и камерный железный концентрат обезвоживаются фильтрованием на дисковых вакуум-фильтрах до влажности 13-15%.

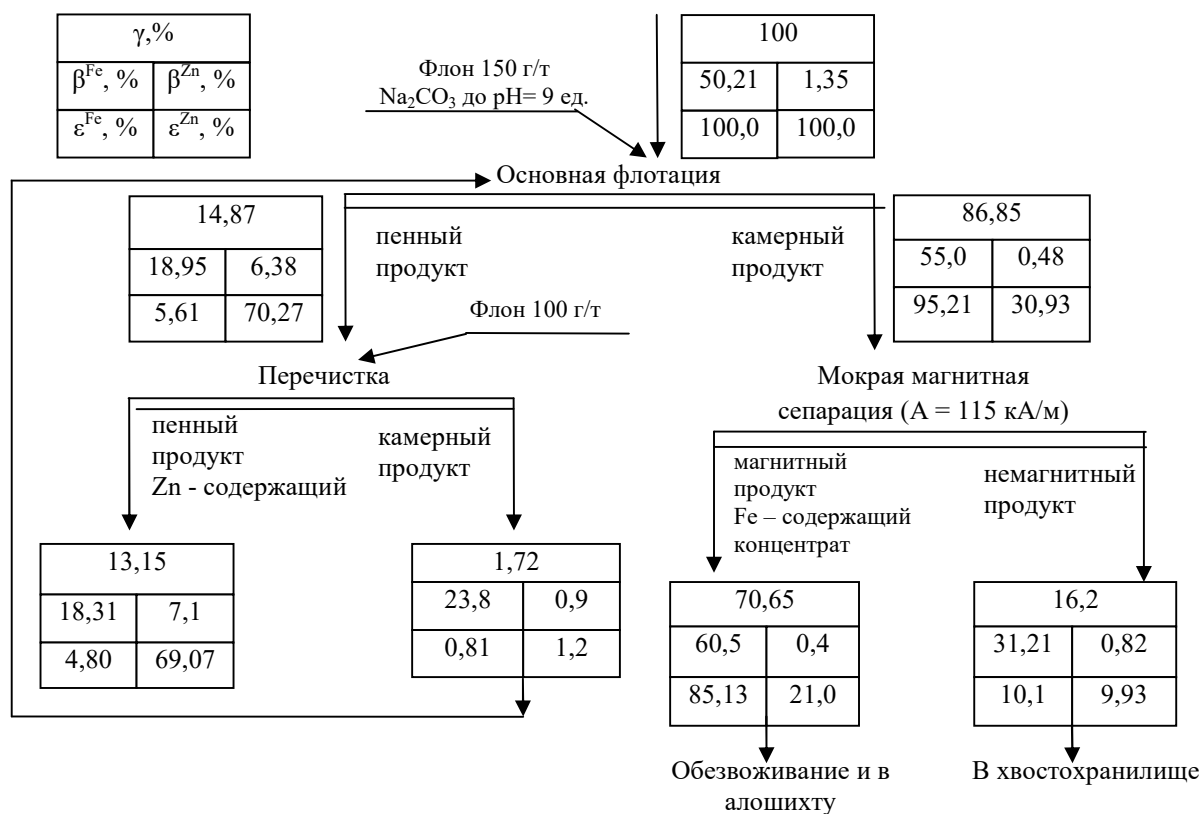


Рисунок 5.19 – Принципиальная технологическая схема и показатели комплексной переработки железосодержащих шламов доменного производства

По данной схеме получены цинксодержащий промпродукт для использования на предприятиях цветной металлургии с массовой долей цинка 7,1%, железа – 18,31%; железный концентрат с массовой долей железа 60,5%, цинка – 0,4% для использования в шихте агломерационного производства. Немагнитный продукт с массовой долей железа 30-31%, выход которого небольшой, может направляться в хвостохранилище совместно с хвостами Дробильно-обогащительной фабрики №5 или перерабатываться на недавно введенной в эксплуатацию установке по переработке шламов из шламохранилища №2.

Результаты опытно-промышленных испытаний технологии комплексной переработки доменных шламов в ПАО «ММК» приведены в Приложении 5.

Расчет экономического эффекта комплексной переработки железозинксодержащих доменных шламов представлен в Приложении 6. Увеличение стоимости товарной продукции будет получено за счет выпуска дополнительно цинксодержащего промпродукта и составит 79,7 млн руб в год, а экономическая выгода от реализации ресурсовоспроизводящей технологии комплексной переработки до-

менных шламов при небольших капитальных и эксплуатационных затратах – 53,1 млн руб. в год.

### **Выводы по главе 5**

1. Шламы, образующиеся в высокотемпературных процессах металлургического производства и улавливаемые в газоочистных системах доменных и сталеплавильных печей, являются ценным железосодержащим сырьем техногенного происхождения, отличающимся по составу, физическим и физико-химическим свойствам от свойств исходных железорудных материалов. Технология утилизации железоцинксодержащих шламов и пылей должна быть комплексной с получением кондиционных материалов для черной металлургии и одновременным выделением примесей цветных металлов в продукт, пригодный для дальнейшего использования на предприятиях цветной металлургии.
2. Изучение процессов образования, вещественного состава шламов металлургических производств, минеральных форм нахождения вредных примесей в шламах показало, что металлургические доменные шламы представляют собой микроагрегат оксидов железа, с обломками вмещающей породы и дисперсными выделениями Zn–содержащих фаз. В шламах газоочисток доменных печей основное количество цинка присутствует в виде минерала цинкита ( $ZnO$ ) и сложных трудновосстановимых соединений ферритов цинка  $ZnFe_2O_4$ , реже в форме сульфида цинка. Селективное выделение из шламов железо- и цинксодержащих техногенных минералов требует проведения комплекса технологических приемов.
3. Установлено, что шламы, образующиеся в газоочистных системах доменных печей Магнитогорского металлургического комбината, характеризуются высокой массовой долей в них железа (48-50%) и повышенной массовой долей цинка (0,93-2,73%). Шламы являются тонкодисперсным материалом, на 80-90% представленным классом  $-0,071$  мм, с преобладанием цинка в самых тонких классах менее  $0,040$  мм. По магнитным свойствам шламы относятся к материалам с высокой магнитной восприимчивостью. Комплексом современных аналитических методов анализа в доменных шламах были идентифицированы основные минеральные фазы железа (гематит, магнетит) и цинка (цинкит, франклинит).
4. Магнитная сепарация исходных шламов не обеспечивает существенного снижения массовой доли цинка в магнитной продукте. Одновременно наблюда-



ются значительные потери железа с немагнитными фракциями (25-26%) ввиду особенностей минерального состава шламов и нахождения части железа в форме слабомагнитных разностей.

5. При разделении шламов в гравитационных процессах концентрации на столах и центробежной сепарации селективного концентрирования железо- и цинксодержащих компонентов шламов в разноименных продуктах не происходит ввиду близких значений плотностей магнетита, гематита, франклинита. Плотностные характеристики не могут служить разделительным признаком для обесцинкования доменных шламов.

6. Флотационное обогащение доменных шламов с целью их обесцинкования возможно в режимах прямой анионной, обратной анионной и обратной катионной флотации. Установлено, что прямая анионная флотация тонкодисперсных материалов с высоким содержанием железосодержащих минералов таких, как доменные шламы, мало эффективна ввиду большого выхода пенного продукта, малой избирательности и трудной регулируемости процесса, значительного расхода реагентов. В режиме прямой анионной флотации шламов с использованием оксигидрильного собирателя при большом выходе пенного продукта 72-78% снижение в нем массовой доли цинка незначительное – с 2,73 до 2,48-2,64%.

7. При разработке способа флотационного обесцинкования доменных шламов в режиме обратной катионной флотации принятые за основу схемы и реагентные режимы флотационной доводки магнетитовых концентратов были адаптированы применительно к техногенному сырью – тонкодисперсным вторичным материалам черной металлургии. При обогащении проб доменных шламов с различными содержаниями железа и цинка при использовании катионных собирателей Флон и АНП получены аналогичные закономерности разделения. Примеси, в том числе и соединения цинка, в составе шламов флотировались катионными собирателями на основе аминов в пенный продукт, выход которого был небольшим. Извлечение цинка в пенный продукт флотации составляло 65-70%. Железосодержащие минералы преимущественно оставались в камерном продукте флотации, извлечение железа в который было стабильно высоким – 85-90%. Массовая доля железа в камерном продукте флотации повышалась на 4-9% и составляла 52-57%, а массовая

доля цинка снижалась в 2-3 раза по сравнению с исходными шламами и составляла 0,45-0,7%.

8. Разработана комбинированная флотационно-магнитная технология комплексной переработки доменных шламов и обоснованы ее параметры. По данной схеме получают пенный продукт флотации с массовой долей цинка свыше 7% при извлечении цинка на уровне 67-69%, для использования на предприятиях цветной металлургии качестве цинксодержащего промпродукта и магнитный продукт сепарации с массовой долей железа более 60% при извлечении свыше 85%, цинка – менее 0,5% в качестве железного концентрата для использования в шихте агломерационного производства.

9. Реализация технологии обесцинкования доменных шламов в условиях вакуум-фильтрационной установки ММК обеспечит увеличение стоимости товарной продукции на 79,7 млн руб. в год за счет выпуска дополнительно цинксодержащего промпродукта. Экономическая выгода от реализации ресурсовоспроизводящей технологии комплексной переработки доменных шламов составит 53,1 млн руб. в год.

10. Всестороннее изучение особенностей минерального состава, технологических свойств железозинксодержащих мелкодисперсных отходов, образующихся в высокотемпературных процессах доменного производства, технологическое тестирование поведения железо- и цинксодержащих компонентов шламов в различных обогатительных процессах дало возможность адаптировать некоторые традиционные, используемые для переработки первичных руд, обогатительные процессы к свойствам вторичных металлсодержащих ресурсов черной металлургии. Было установлено, что разделительными признаками при обесцинковании доменных шламов могут быть фракционирование по минеральным фазам выделения ценных компонентов и вредных примесей и по магнитной восприимчивости. Это предопределило разработку инновационной, экологически безопасной, низкзатратной комбинированной флотационно-магнитной технологии комплексной переработки доменных шламов с получением востребованной в смежных отраслях черной и цветной металлургия дополнительной продукции.

## **Глава 6 Обоснование параметров селективной дезинтеграции и разработка технологических схем переработки структурно неоднородного техногенного металлсодержащего сырья**

### **6.1 Исследование особенностей минерального состава, структуры и физико-механических свойств металлургических шлаков**

Опыт введения в промышленную эксплуатацию сырьевых объектов металлургических шлаков показал, что переработка такого нового для большинства металлургических и обогатительных предприятий сырья сталкивается с технологическими трудностями еще на стадии рудоподготовки. Металлургические шлаки являются структурно-неоднородными техногенными образованиями и трудности их глубокой переработки связаны с недооценкой характерных особенностей их физико-механических свойств, фазового состава и сложности структуры, обусловленных отличными от природных неравновесными специфическими условиями их образования, и с несовершенством применяемых схем переработки и оборудования [198, 181, 14]. Используемое в операциях дробления и измельчения стандартное горнорудное оборудование имеет низкую селективность дезинтеграции при высоких энергетических затратах, не обеспечивает стабильности работы из-за частых поломок и простоев, что снижает технико-экономические показатели переработки шлаков и инвестиционную привлекательность этого вида техногенного сырья [198]. Процессы дезинтеграции, схемы дробления и измельчения металлургических шлаков должны быть адаптированы, то есть в максимальной степени «приспособлены» к его структурным особенностям и физико-механическим свойствам для достижения максимальной селективности раскрытия техногенных фаз с минимальными энергозатратами еще на стадии рудоподготовки и наиболее полного извлечения полезных металлов и минералов в последующих переделах обогащения [309, 198].

При построении технологической схемы и прогнозировании показателей переработки минералогическая информация дает наиболее полные, объективные, достоверные сведения о реальном составе, строении, морфоструктурных характеристиках, технологических свойствах шлаков [14, 183, 305, 379, 386]. На инструментальном уровне исследований проведено изучение фазового состава, структурных особенностей шлаков различного генезиса: сталеплавильных шлаков

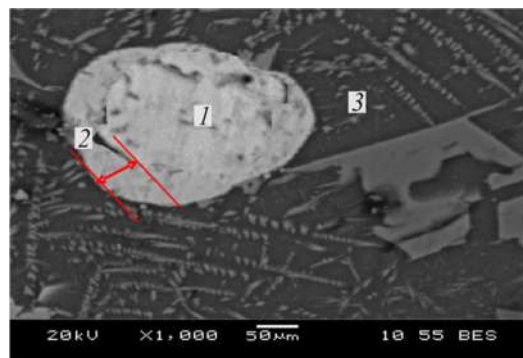
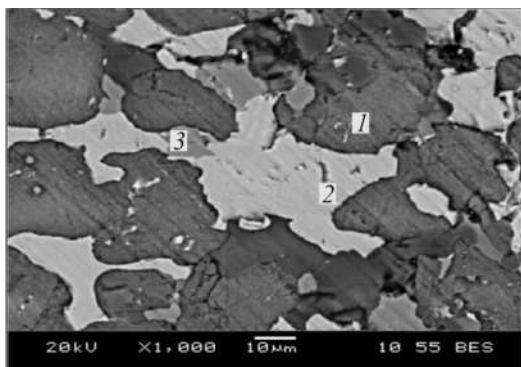
Магнитогорского металлургического комбината (ММК), медных шлаков «Карабашмедь», никелевых шлаков комбинатов «Североникель» и «Печенганикель», ванадиевого шлака Нижнетагильского металлургического комбината (НТМК), и нескольких фракций некондиционных металлоконцентратов, полученных при переработке доменных и мартеновских шлаков АО «Уральская Сталь».

Изучение проводилось комплексом минералого-аналитических методов: минералого-петрографическим, рентгенофазовым и электронно-микроскопическим с микронзондовым анализом. Электронно-микроскопическое изучение шлаков ММК, «Карабашмедь», комбинатов «Североникель» и «Печенганикель» проведено в «Центре изучения вещества» (ИПКОН РАН, г. Москва) на сканирующем электронном микроскопе Leo 1420 VP, качественный элементный состав образцов определялся с помощью установленного на микроскопе рентгеновского энергодисперсионного спектрометра INCA – 300 (Oxford Instruments, Великобритания).

Специфические условия образования шлаков обуславливают их силикатный состав и присутствие необычных техногенных фаз, которые не встречаются в природе [198]. Сталеплавильные шлаки ММК (23-25% Fe) сформированы ортосиликатами и алюмосиликатами преимущественно кальция, среди которых преобладает алит ( $3\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ ), в подчиненном количестве присутствует мелилит  $\text{Ca}_2\text{Al}(\text{AlSiO})$ , представленные выделениями неправильной формы со сглаженными очертаниями (рис. 6.1 а) [198, 196]. В сталеплавильных шлаках оксидная фаза имеет сложный состав с преобладанием RO-фазы, преимущественно состава (Fe, Mn, Mg)O, иногда с небольшим количеством примесей Cr. Присутствуют шпинелиды – это оксидная фаза состава  $\text{FeAl}_2\text{O}_4\cdot\text{Fe}_3\text{O}_4$ , которые образуют изометричные зерна, реже октаэдры и располагаются между зернами ортосиликатов [55]. Ферритная фаза в шлаках может быть представлена однокальциевым –  $\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$  и двукальциевым  $2\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$  ферритами.

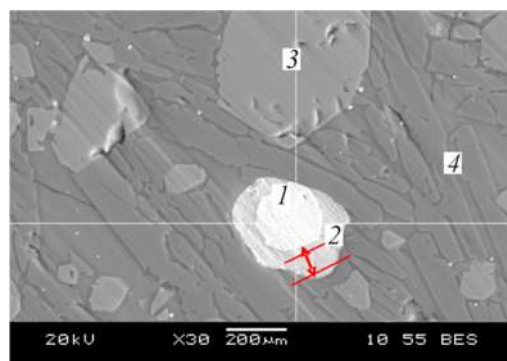
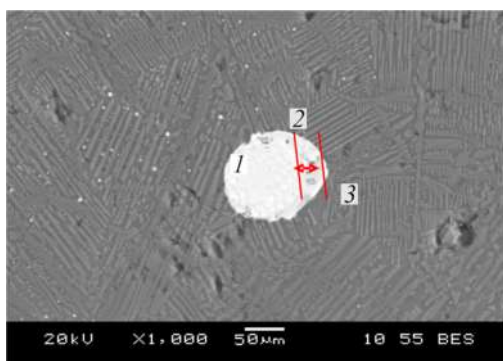
Более поздней фазой в шлаках, вероятно, является кордиерит  $(\text{Mg, Fe})_2\text{Al}_3(\text{AlSi}_5\text{O}_{18})$ , образовавшийся по ослабленным зонам (границам "зерен"), за счет чего имеет неправильную, заливообразную форму. Размер выделений кордиерита достигает 15 мкм. Иногда создается ложное впечатление, что кордиерит частично "обтекает" выделения алита. В шлакообразующей массе отмечаются немногочисленные рудные фазы каплевидной или близкой к ней формы в виде еди-

ничных вкрапленников размером 1 – 2 мкм, приуроченные в основном к алитовой составляющей.



а – сталеплавильный шлак ММК: 1 – матрица – алит  $3\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ ; 2 – включения – мелилит  $\text{Ca}_2\text{Al}(\text{AlSiO}_7)$ ; 3 – перешейки замещения – кордиерит  $(\text{Mg}, \text{Fe})_2\text{Al}_3(\text{AlSi}_5\text{O}_{18})$

б – отвальный никелевый шлак комбината «Североникель»: 1 – никеленосный пирротин; 2 – реакционная каемка цинковая шпинель  $\text{ZnO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 3 – матрица – алюмосиликат  $\text{CaO}\cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3\cdot\text{SiO}_2$  с примесями Zn, Cr, Al



в – гранулированный никелевый шлак комбината «Печенганикель»: 1 – никеленосный пирротин; 2 – реакционная каемка — цинковая шпинель  $\text{ZnO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 3 – матрица – алюмосиликат  $\text{CaO}\cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3\cdot\text{SiO}_2$  с примесями Zn, Cr, Al

г – медный шлак «Карабашмедь»: 1 – металлическая медь; 2 – цинковая шпинель  $\text{ZnO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 3 – матрица – фаялит  $\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$  с примесями  $2\text{ZnO}\cdot\text{SiO}_2$ ; 4 – вюстит  $\text{FeO}$  с примесями Zn, Cr, Al

Рисунок 6.2 –Микрофотографии и фазовый состав шлаков

В шлаках комбината «Североникель» (0,2-0,3% Ni) (рис. 6.1 б) матрица представлена алюмосиликатом кальция  $\text{CaO}\cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3\cdot\text{SiO}_2$ , четко фиксируются эвтектические колонии – структуры, состоящие из двух фаз, растущих совместно при их определенном кристаллоориентационном соответствии. Техногенные рудные фазы выполнены пирротинном, в структуру которого входит никель  $(\text{Fe},\text{Ni})_9\text{S}_8$ , и цинковой шпинелью – ганитом  $\text{ZnO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$ . Пирротин присутствует в виде индивидуализированных округлых и эллипсоидальных выделений разного размера, вокруг которых в виде каймы образуется ганит [196, 198].

Гранулированный никельсодержащий шлак комбината «Печенганикель» представляет собой стекловидное вещество, в различной степени насыщенное рудными техногенными фазами [196, 198]. Основной шлакообразующей фазой является цеолитоподобный алюмосиликат  $\text{CaO} \cdot 2\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$  (рис. 6.1 в). Наблюдается формирование ориентированной эвтектической структуры. Рудная фаза представлена пирротинном округлой формы разного размера, вокруг крупных выделений которого иногда отмечается прерывистая кайма ганита.

Металлургические шлаки комбината «Карабашмедь» (5-6,5% Cu) сформированы фаялитом  $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ , в структуру которого, возможно, изоморфно входит цинк [198]. Четко фиксируется техногенная структура фаялитовой матрицы, наблюдаются таблитчатые и пластинчатые зерна фаялита и панидиоморфные зерна вюстита (рис. 6.1 г). Шлаки отличаются значительным количеством рудных фаз, распределенных неравномерно и имеющих разные размеры. Медь присутствует в виде самородной меди и сульфидных минералов (халькопирит  $\text{CuFeS}_2$ , борнит  $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ). Самородная медь имеет кубооктаэдрическую форму, размер выделений достигает 200 мкм в диаметре, нередко вокруг отмечаются ганитовые каемки. На долю сульфидных минералов приходится до 20 % меди от всего металла в шлаке. Они присутствуют в виде зерен практически идиоморфной или округлой формы размером 1 мкм и менее.

Изучение фазового состава некоторых видов шлаков черной и цветной металлургии и особенностей их строения показало, что они сформированы силикатными и алюмосиликатными фазами, содержащими петрогенные компоненты: кальций, магний, железо, хром [198]. Сталеплавильные шлаки являются крепкими, плотными, малопористыми силикатными образованиями с корольками металлического железа. Металлическое железо находится как в свободном состоянии, чаще всего в виде зерен округлой формы размерами от долей мм до 5-10 мм, так и в сростках с оксидной и силикатной фазами размером от десятков микрон до нескольких миллиметров [55]. В сталеплавильных шлаках матрица отличается более сложным составом и в ней фиксируется более поздняя фаза, представленная кордиеритом [198].

В шлаках цветной металлургии матрица может быть представлена как алюмосиликатными фазами переменного состава, так и железосодержащим оливином –

фаялитом. Отличительной особенностью шлаков переработки цветных металлов является наличие эвтектических структур и присутствие ганита [198]. Наличие индивидуализированных рудных фаз с четкими границами будет благоприятно влиять на их высвобождение из шлакообразующей матрицы при дезинтеграции.

Морфоструктурные параметры рудных минералов шлаков были изучены оптико-геометрическим методом с использованием системы анализа изображений «SI-AMS-600». При этом определялся фактор формы рудных минералов и их средний размер (табл. 6.1). Рудные выделения в шлаках имеют фактор формы 0,7 - 0,92, то есть близкий к 1, что свидетельствует об их изометричной (округлой) форме с четкими ровными границами. В шлаках не обнаружено сложных, в том числе эмульсионных, сростаний рудных минералов со шлакообразующей матрицей, снижающих эффективность обогащения. Размер (массовый гранулярный состав) рудных фаз варьирует от 60 до 352 мкм, неметаллические (шлаковообразующие) выделения имеют размер менее 500 мкм. Соотношение рудных и шлаковообразующих фаз по средним размерам равно 0,2–0,6. Средний размер рудных зерен соответствует приемлемой крупности для современных гравитационных, флотационных и магнитных обогатительных аппаратов.

Таблица 6.1 – Морфоструктурные параметры шлаков [198]

Параметры	Сталеплавильный шлак «ММК»	Никелевый шлак комбината «Североникель»	Никелевый шлак комбината «Печенганикель»	Медный шлак «Карабашмедь»
Фактор формы рудных минералов CF	0.74	0.89	0.81	0.92
Средний размер рудных минералов, мкм	84	63	127	352

Результаты определения микротвердости и микрохрупкости шлаков (микротвердомер Buehler Micromet 5103 Buehler) приведены в таблице 6.2. Микротвердость силикатной матрицы шлаков находится в пределах 293–474 кг/мм<sup>2</sup> и значительно выше микротвердости рудных фаз – 128–148 кг/мм<sup>2</sup>. Оксидные фазы в шлаках обладают более высокой микротвердостью по сравнению с силикатными. Пониженная микротвердость фаялита в шлаках комбината «Карабашмедь» составила 293 кг/мм<sup>2</sup>, что возможно объясняется длительным нахождением данных шлаков в отвалах и связанными с этим процессами гипергенеза, а также наличием

ZnO в его составе. Микротвердость вюстита составила 265 кг/мм<sup>2</sup>, что также объясняется особенностями техногенного состава данного минерала.

Таблица 6.2 – Микротвердость и микрохрупкость основных фаз шлаков [198]

Вид шлака, фаза	Суммарный балл хрупкости	Микротвердость, кг/мм <sup>2</sup>
Сталеплавильный шлак «ММК»:		
корольки металла	27	128
алит	45	512
кордиерит	101	805
мелилит	40	474
Никелевый шлак комбината «Североникель»:		
никеленосный пирротин	23	155
алюмосиликат с примесями Zn, Cr, Al	47	293
цинковая шпинель	106	778
оксиды Fe, Mn, Mg	34	365
Никелевый шлак комбината «Печенганикель»:		
никеленосный пирротин	22	142
алюмосиликат с примесями Zn, Cr, Al	42	326
цинковая шпинель	102	754
оксиды Fe, Mn, Mg	43	596
Медный шлак комбината «Карабашмедь»:		
металлическая медь	19	148
фаялит с примесями 2ZnO·SiO <sub>2</sub>	35	293
цинковая шпинель	102	754
вюстит с примесями Zn, Cr, Al	39	265

Силикатные минералы шлаковых фаз обладают повышенной хрупкостью (табл. 6.2), для них суммарный балл хрупкости находится в пределах 35÷47, что гораздо выше суммарного балла хрупкости рудных минералов – 19÷27. Это объясняется тем, что металлы обладают большей зоной пластической деформации, предшествующей разрушению, по сравнению со шлакообразующими нерудными фазами, и не склонны к хрупкому разрушению. Так, для никеленосного пирротина шлаков комбинатов «Североникель» и «Печенганикель» суммарный балл хрупкости составил 23 и 22 соответственно, а матрицы, представленной алюмосиликатом, – 47 и 42.

Наименее хрупкой металлической (рудной) фазой является фаза металлической меди в медных шлаках комбината «Карабашмедь», суммарный балл хрупкости этой фазы составил 19, а наибольшей хрупкостью в исследуемых шлаках обладают фазы ганитовых каемок, суммарный балл хрупкости которых лежит в пре-



делах 100÷106. Хрупкость ганитовых каемок на периферии зерен рудных включений позволяет предположить, что при дезинтеграции первоначально будет разрушаться именно эта фаза [198].

Объектом проводимых исследований по обоснованию рационального способа дезинтеграции шлаков также послужил конвертерный ванадиевый шлак Нижнетагильского металлургического комбината (НТМК). При переработке железованадиевых концентратов Качканарского горно-обогатительного комбината (62-63% Fe, 0,6-0,7% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) на НТМК по специальным технологиям в конвертерном переделе при деванадации чугуна получают ванадиевый шлак и конвертерную сталь, природно-легированную ванадием. Конвертерный шлак (14-24% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) является сырьём для получения пентаоксида ванадия на предприятии ОАО «Ванадий-Тула» по сложной гидрометаллургической технологии [326]. Ванадиевые шлаки являются основным техногенным сырьевым материалом для производства всего ассортимента ванадиевых соединений и сплавов. Содержание главных компонентов в шлаках НТМК варьируется в пределах [262], %: Fe<sub>общ</sub> – 21,4-30,3; V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>– 18,7-26,8; MnO – 9,5-15,0; TiO<sub>2</sub> – 6,0-9,5; Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 2,5-4,9; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 1,3-3,5; SiO<sub>2</sub>– 9,9-14,7. Объем образования ванадиевого конвертерного шлака на НТМК составляет около 50 тыс. т/год.

Исследования проводились на пробе кускового ванадиевого шлака фракции 0-200 мм. Химический состав пробы приведен в таблице 6.3. Количество металловключений в пробе шлака было определено по ТУ 14-11-178-86 [336] и составило 35,8%, что значительно превысило установленное ТУ значение не более 15% для марки ШВд.

Таблица 6.3 – Химический состав ванадиевого шлака (% масс.)

Компонент	Fe <sub>общ.</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaO	MgO	MnO	SiO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P
Значение	32,4	24,3	1,8	1,8	13,8	12,3	8,4	4,1	0,019



Рисунок 6.2– Общий вид ванадиевого шлака

При макроскопическом анализе аншлифов шлака (рис. 6.2) визуально выделены силикатная шлаковая и металлическая фазы. Визуально видимые макровключения металлической фазы имеют преимущественный размер от 0,5 до 10 мм. Исследования микроструктуры шлака выполнены на растровом электронном микроскопе JSM-6490LV JEOL с системой микроанализа INCA Energy 450 x-MAX 50 Premium в

НИИ Наносталей МГТУ им. Г.И. Носова. Исследованиями установлено, что среднее содержание основных фаз в ванадиевых шлаках составляет % об.: ванадиевый шпинелид – 55-60, силикатная фаза – 40-50, металлическая ( $\alpha$ -Fe) – 1-3. В расчет принималось только дисперсное железо с размером включений металлической фазы не более 0,1 мм.

Качественным фазовым анализом поверхности (рис. 6.3) установлено, что основными фазами шлака являются рудная в виде ванадиевого шпинелида, силикатная и металлическая. Силикатная часть представлена орто-, метасиликатами и стеклофазой (аморфный метасиликат).

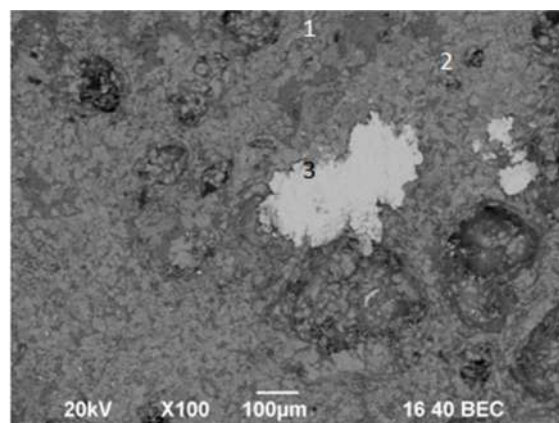
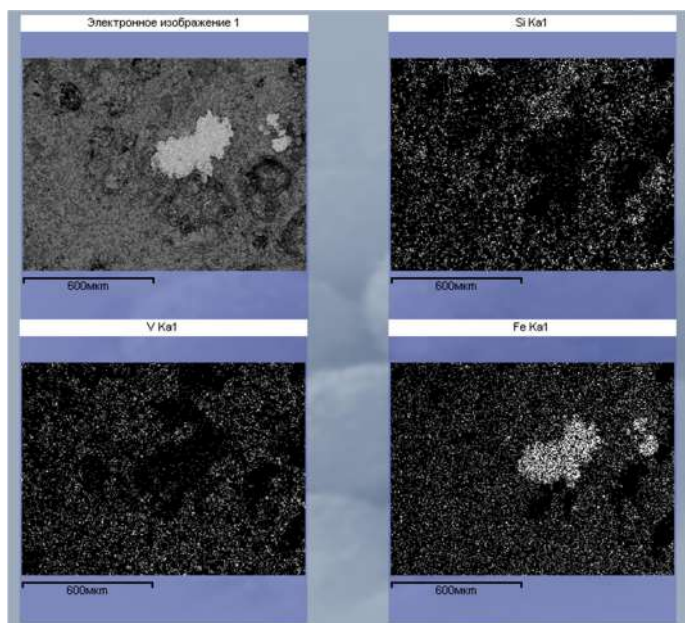


Рисунок 6.3 – Топографический анализ поверхности и качественный фазовый состав ванадиевого шлака: 1 – силикатная фаза; 2 – рудная фаза; 3 – металлическая фаза

Микрофотографии и спектрограммы основных фаз шлака приведены на рисунке 6.4, их элементный состав – в таблице 6.4.

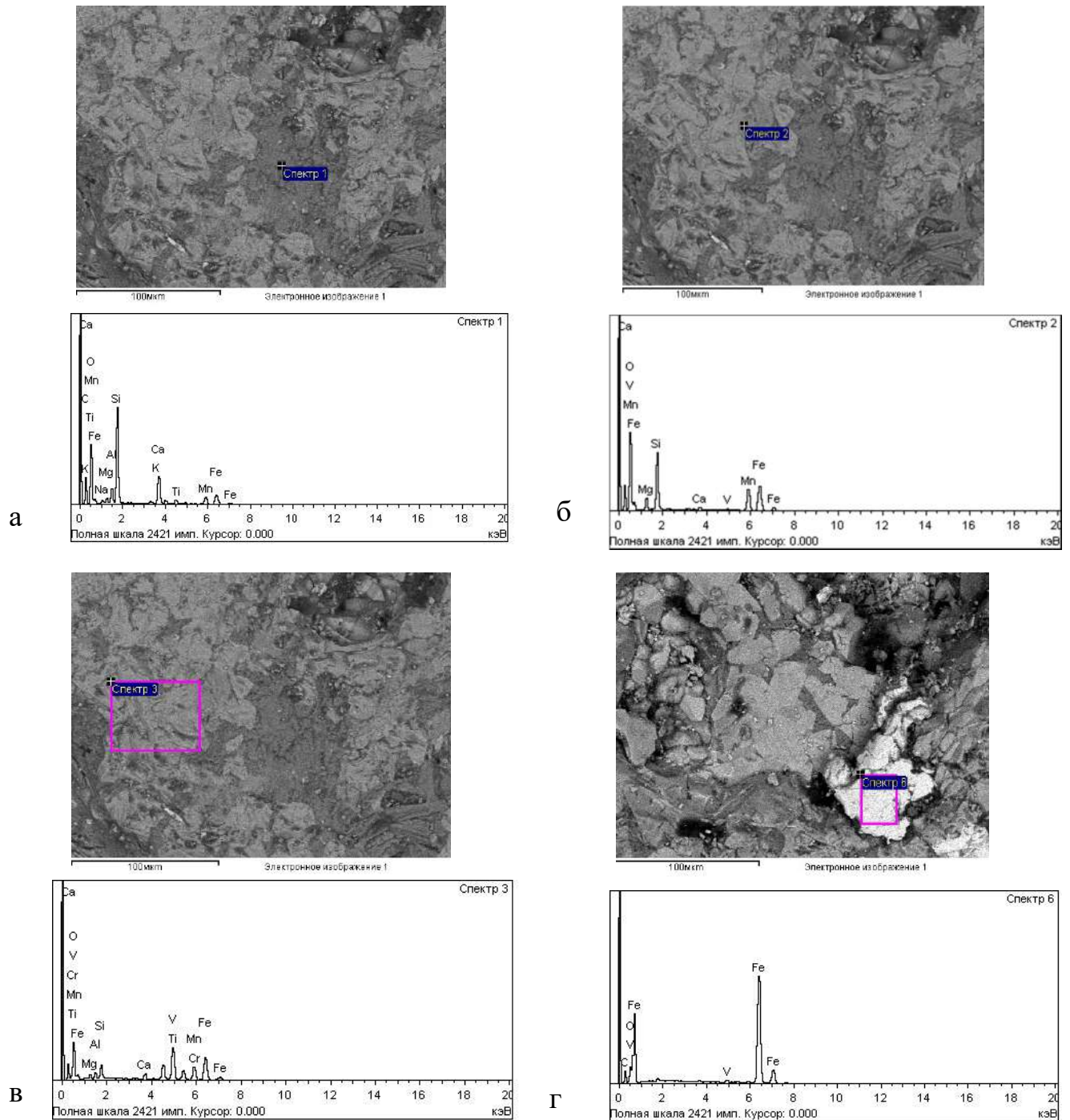


Рисунок 6.4 – Электронное изображение микроструктуры и спектры основных фаз шлака: а – силикатная (фаялит); б – силикатная (пироксен); в – рудная (шпенелидная); г – металлическая

Наиболее распространенным является ортосиликат – фаялит  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$  с изоморфными примесями  $\text{MnO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{CaO}$  (рис. 6.4 а). Другой силикатной составляющей являются пироксен или пироксен со стеклофазой в виде соединений  $\text{CaSiO}_3$ ,  $\text{CaV}_2\text{SiO}_6$  и др. (рис. 6.4 б). Шлаки имеют основную кристаллическую фазу – титанванадийсодержащую шпинель  $(\text{Fe}, \text{Mg}, \text{Mn})\text{O} \cdot (\text{V}, \text{Fe}, \text{Cr}, \text{Ti}, \text{Al})_2\text{O}_3$  (рис. 6.5 в) и металлическую фазу (рис. 6.4 г).

Таблица 6.4 – Элементный состав основных фаз ванадиевого шлака (к рис. 6.4)

Номер спектра	Состав, %	O	C	Mg	Al	Si	K	Ca	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Итого
1	Весовой	48.58	-	1.22	2.99	20.03	1,72	9.26	1.82	-	-	5.85	8.56	100,0
	Атомный	67.45	-	1.11	2.46	15.84	1,39	5.13	0.84	-	-	2.36	3.40	
2	Весовой	39,66	-	3,94	-	14,39	-	1,17	-	0,87	-	17,49	22,49	100,0
	Атомный	66,23	-	4,14	-	13,07	-	0,74	-	0,43	-	8,12	10,27	
3	Весовой	36.06	-	1.56	1.66	3.27	-	1.57	6.59	15.65	3.30	10.04	20.30	100,0
	Атомный	62.79		1.79	1.72	3.24		1.09	3.83	8.56	1.77	5.09	10.12	
6	Весовой	7.15	16.91	-	-	-	-	-	-	0.93	-	-	75.02	100,0
	Атомный	13.89	43.78	-	-	-	-	-	-	0.56	-	-	41.77	

Более половины площади микроструктуры шлака составляют изометричные кристаллы ванадиевого шпенелида, размер которых изменяется от 10 до 100 мкм [52, 326]. Дискретные кристаллы шпенелида сцементированы непрерывной силикатной матрицей. Двухфазная силикатная матрица встречается чаще и представляет сросток фаялита и стеклофазы, трехфазная – фаялита, пироксена и стеклофазы. Кристаллы шпинелида имеют идиоморфную форму, иногда неправильную корродированную. В трехфазных структурах кристаллические фазы представлены несовершенными скелетными и дендритовыми образованиями. Размеры включений металлической фазы (железо) – от нескольких сотен микрометров (рис. 6.4 г) до нескольких миллиметров (рис. 6.2).

При определении микротвердости фаз шлака по Виккерсу (микротвердомер Buehler Micromet 5103 Buehler) установлено, что микротвердость рудной (шпинелидной) фазы гораздо выше микротвердости остальных фаз. Основные фазы шлака имеют существенные различия в плотности и магнитной восприимчивости (табл. 6.5).

Таблица 6.5 – Физические свойства основных фаз ванадиевого шлака

Фаза	Химическая формула	Цвет	Плотность, г/см <sup>3</sup>	Микротвердость, МПа	Твердость по шкале Мооса или	Хрупкость	Удельная магнитная восприимчивость, $\chi \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$
Металлическая	$\alpha\text{-Fe}$	очень ярко-белый	7,86	2500	4,0	ковкое	ферро-магнетик
Ванадиевый шпинелид	$(\text{Fe, Mg, Mn})\text{O} \cdot (\text{V, Fe, Cr, Ti, Al})_2\text{O}_3$	светло-серый	4,7	6500	7,5-8,5	хрупкий	13-50, парамагнетик

Продолжение табл. 6.5

Фаялит (ортосиликатная фаза)	(Fe, Mn, Mg) <sub>2</sub> [SiO <sub>4</sub> ]	темно-серый	3,7	4500	6,5-7,0	хрупкий	18, парамагнетик
Пироксен (металлосиликатная фаза)	(Fe, Mn, Ca, Mg)(Al, Ti, V)[SiO <sub>3</sub> ] <sub>2</sub>	темно-серый	3,3	не опр.	5,0-6,0	хрупкий	41-56 в завис. от сод. Fe, парамагнетик

Для повышения глубины переработки металлосодержащих техногенных продуктов за счет селективного раскрытия фаз в процессе дезинтеграции и в целом совершенствования существующих технологий переработки шлаков были изучены минералогические особенности металлосодержащих продуктов, получаемых при первичной переработке отвальных шлаков АО «Уральская Сталь». При разработке шлаковых отвалов доменного и мартеновского производств на нескольких шлакоперерабатывающих установках производится извлечение скрапа и металлоконцентратов, предназначенных для использования в качестве металлической шихты при выплавке чугуна и стали [186]. Технология переработки текущих и лежалых шлаков забойной крупности (0 – 300 мм) заключается в экскавации шлака и отделении негабаритного доменного присада. В результате рассева шлака и магнитной сепарации продуктов грохочения на сепараторах барабанного и подвесного типа получают металлоконцентраты нескольких фракций и шлаковый щебень для дорожного строительства.

По массовой доле железа (табл. 6.6) получаемые классифицируются как полуфабрикаты или некондиционные металлоконцентраты. Повысить их ценность в качестве оборотных продуктов при производстве чугуна и стали можно при повышении массовой долей железа до 65-70%.

Более крупные фракции 0-65 и 8-50 мм характеризуются достаточно высокой массовой долей железа. В мелких фракциях массовая доля железа оказалась даже меньше, чем установлено соответствующими ТУ на металлопродукцию, возможно по причине того, что крупные включения металла были выделены на предыдущих стадиях переработки, и вследствие высокой зашлакованности этих продуктов [327]. Поэтому повышение качества мелких фракций шлаков и некондиционных металлоконцентратов представляет более сложную задачу [47, 116, 256, 257].

Таблица 6.6 – Характеристика исходного материала и требования к продуктам переработки

Маркировка проб	Исходный материал				Продукты переработки	
	Происхождение исходного шлака	Фракция, мм	$\beta_{Fe}$ , % (по акту отбора)	$\beta_{Fe}$ , % (определена по ТУ)	Фракция, мм	$\beta_{Fe}$ , %
Ш1	Доменный шлак лежалый	0-20	30-40	28,8	0-10	75
					10-20	65
Ш2	Доменный шлак текущий	0-65	30-50	51,5	0-10	75
					10-60	70
Ш3	Мартеновский шлак текущий	0-20	40-50	26,1	0-10	75
					10-20	65
Ш4	Доменный шлак лежалый	0-8	35-58	23,3	0-8	65
Ш5	Доменный шлак, текущий и лежалый	8-50	45-50	60,7	0-10	70
					10-50	70
Ш6	Мартеновский шлак текущий	0-5	30-45	36,6	0-5	65

Фазовый состав материалов определен в ФГБУ «ВИМС» на рентгеновском дифрактометре X Pert PRO MPD [методические указания НСОММИ №191 «Рентгенографический количественный фазовый анализ (РКФА) с использованием метода внутреннего стандарта»], электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8100 фирмы Jeol, оснащенный волновыми спектрометрами и энергодисперсионной приставкой Link Pentafel. Химический состав проб был определен рентгенофлуоресцентным методом на рентгеновском энергодисперсионном спектрометре ARL QUANT`X компании Thermo Scientific (ФГБУ «ВИМС»).

Исходный материал фракции 0-65 мм из доменного шлака (проба Ш2) имеет пористую текстуру (рис. 6.5). Размер пор варьирует от 0,5 до 7 мм.



Рисунок 6.5 – Внешний вид шлака фракции 0-65 мм

Поры полые, на стенках наблюдаются кристаллы акерманита. В массе шлака наблюдаются металлические включения, на поверхности которых развиты гидроксиды железа (гетит). Цвет шлака изменяется от светло-серого до серого. Строение шлака от скрытокристаллического до порфириовидного, интерсертального, спинифекс и сферолитового. Вкрапленники, представленные крупными и хорошо окристаллизованными тонкопластинчатыми зёрнами акерманита и ранки-



нита. Строение основной массы шлака, локализующейся в интерстициях между вкрапленниками, представленными минеральными агрегатами псевдоволластонита и скелетными образованиями ольдгамита, полнокристаллическое. В светлых шлаках встречаются корольки металла размером до 15 мм.

Основные шлакообразующие минералы: акерманит (28%), псевдоволластонит (26%), ранкинит (18%). Рудные минералы представлены фазами металлического железа (9%), гетита (1-2%), ольдгамита (<1%). На стекло приходится 18%.

Акерманит слагает основную часть шлака. В шлифах наблюдаются лейсты или короткопризматические кристаллы акерманита, с изометричным и прямоугольным сечениями (рис. 6.6 а). Участками встречаются крестообразные выделения акерманита. Размер сечений кристаллов варьирует от 0,3 до 2 мм по длинной оси, с преобладанием 0,8 – 1,5 мм. В центральной части индивидов акерманита отмечаются включения псевдоволластонита и мельчайшие каплевидные выделения металлического железа (размером не более 10 мкм).

Ранкинит второй по распространенности минерал силикатной массы. Он образует длинностолбчатые кристаллы и дендриты в форме позвонков (рис.6.6 б). Размер кристаллов ранкинита по длинной оси от 1,5 до 8 мм, с преобладанием 3 – 5 мм, коэффициентом удлинения равен 10 – 15. Часто кристаллы псевдоволластонита перпендикулярно или под определенным углом нарастают на грани акерманита (рис. 6.9 в).

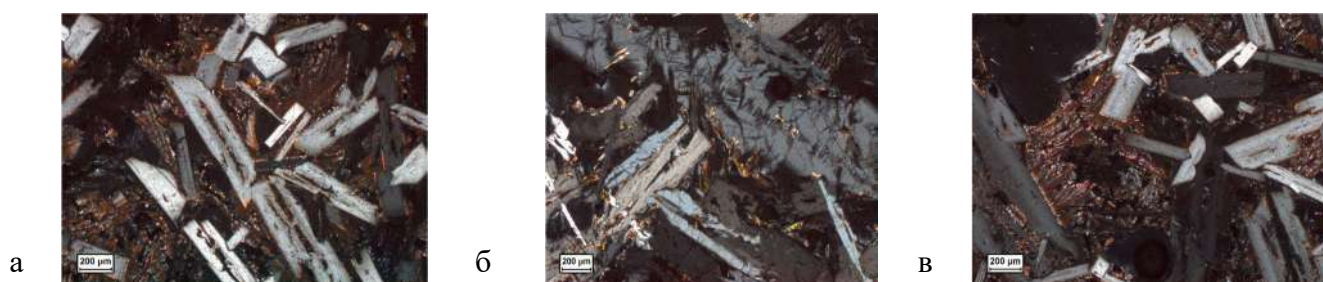
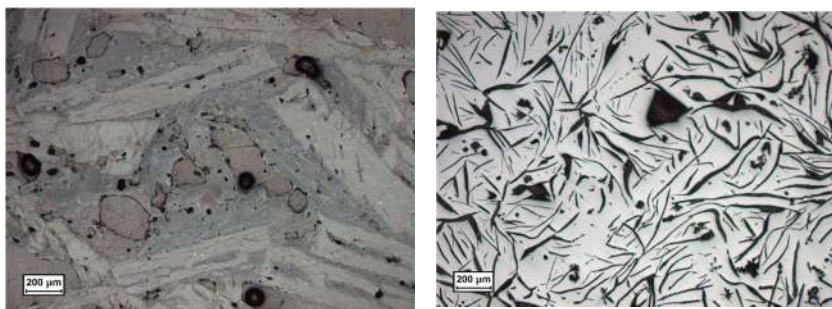


Рисунок 6.6 – Морфология акерманита (а), ранкинита (б) и нарастание псевдоволластонита (яркое) на кристаллы акерманита (серое) (г). Проходящий свет, николи скрещены

Металлическое железо образует округлые выделения размером до 10 мм. В центральных или периферийных частях кристаллов акерманита размер зерен железа достигает доли миллиметров (рис. 6.7 а). Поверхность металлической фазы железа неоднородная, проявляется трещиноватость (рис. 6.10 б).



а) тонкие образования фазы (белое) в кристаллах акерманита

б) поверхность фазы

Рисунок 6.7 – Морфологические особенности фазы металлического железа. Отраженный свет, николи параллельны

Полости трещин выполнены оксидами и гидроксидами железа. Границы ровные, четкие. Кристаллические фазы цементируются тончайшими плёнками стеклофазы. В стекле наблюдаются выделения CaS в виде дендритных, скелетных форм размером от 4 до 20 мкм.

Исходный материал фракций 8-50 и 0-8 мм из доменного шлака (пробы Ш5, Ш4) имеет пористую текстуру и скрытокристаллическую структуру. Шлакообразующие минералы представлены мелилитом (17%), псевдоволластонитом (12%), ранкинитом (4%), кварцем (2%), кальцитом (1%), гипсом (<1%). Стекло (16%). Основные рудные минералы – металлическое железо (46%), гидроксиды железа (7%), сульфиды (<1%).

На поверхности шлака наблюдаются светло-серые образования портландита и с бурыми натеками гидроксидов железа вокруг металлических образований. На свежем сколе шлак темно-серого цвета. Сложение неоднородное, пористое. Поры закрытые и открытые, размер пор достигает 5 мм. Строение шлака от скрытокристаллического до спинифекс, порфириовидного.

Исследованные образцы шлака имеют сложной многофазный состав, силикатная часть которого представлена ларнитом, псевдоволластонит и минеральными фазами группы мелилита, рудная – металлическое железо, гидроксиды железа. В подчиненном количестве встречается кварц.



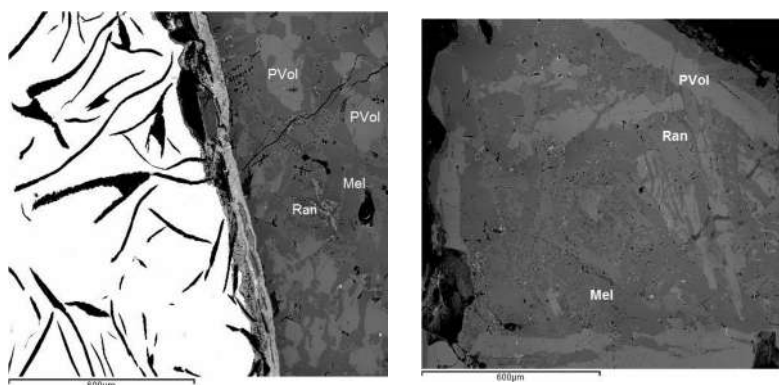


Рисунок 6.8 – Шлакообразующие минералы: PVol – псевдоволластонит, Mel – мелилит, Ran – ранкинит. РСМА

Мелилит составляет основную часть шлака, его содержание достигает 17%. Он характеризуется переменным составом, образует непрерывный твердый раствор акерманита с геленитом. В шлифах наблюдаются лейсты или короткопризматические кристаллы акерманита, с изометричным и прямоугольным сечениями (рис. 6.8). Размер сечений кристаллов по длинной оси достигает 0,3 мм. Ранкинит в шлаке наблюдается в виде выделений призматической формы и ксеноморфных образований (рис. 6.8). Размер зерен варьирует от 0,006 до 0,1 мм по длинной оси.

Псевдоволластонит образует удлиненно-призматические кристаллы и ксеноморфные образования. Размер зёрен по длинной оси достигает 0,7 мм. Кварц встречается в подчиненном количестве в виде ксеноморфных зерен размером до 0,25 мм, которые локализуются вокруг металлического железа.

Металлическое железо образует крупные зернистые агрегаты размером до 10-15 мм. Их строение очень сложное, наблюдается несколько стадий формирования агрегатов металлического железа от дендритных образований до сплошных выделений. Дендриты металлического железа образуют сноповидные агрегаты (рис. 6.9). Поверхность металлической фазы железа неоднородная, проявляется трещиноватость. Полости трещин выполнены оксидами железа. По периферии зернистых агрегатов развивается кайма оксидов железа и тонкие выделения сульфидов.

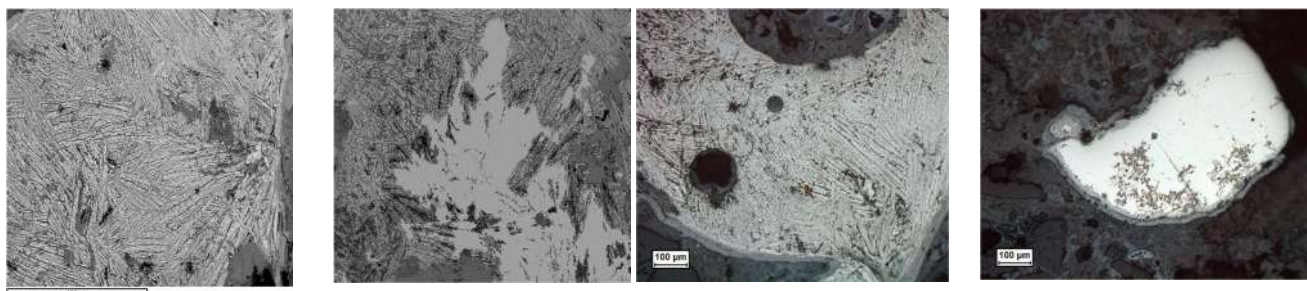


Рисунок 6.9 – Морфологические особенности металлического железа. РСМА

Ольдгамит в шлаках образует скелетно-дендритные реберно-вершинные кристаллы с ветвями разных порядков. Размеры субиндивидов, слагающих скелетно-дендритные кристаллы, не превышают 5 мкм.

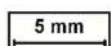


Рисунок 6.10 – Внешний вид  
шлака фракции 0-20 мм

Исходный материал фракции 0-20 из доменных шлаков (проба Ш 1) имеет пористое сложение, наблюдаются открытые и закрытые поры размером до 6 мм (рис. 6.10). На стенках открытых пор встречаются неравномерно расположенные минеральные образования гипса и портландита, а стенки закрытых пор покрыты белым или красноватым минеральным веществом. Строение шлака скрытокристаллическое, в основной массе встречаются овальные включения светлого минерала и шаровидные образования черного цвета. Внешняя поверхность шлака покрыта продуктами разрушения коричневатого-серого цвета, на свежем сколе шлак серовато-черного цвета.

Шлакообразующие минералы: монтичеллит (13%), ранкинит (7%), ларнит (10%), минералы группы мелилита (6%), кальцит (<1%), портландит (<1%), гипс (<1%). Стекло 12%. Среди рудных минералов выделяются ожелезненный периклаз, магнезиовюстит, магнезиоферрит (48%); браунмиллерит (12%), хромшпинелид (<1%).

Исследованные образцы шлака имеют сложной поликомпонентный состав, силикатная часть которого представлена ларнитом, монтичеллитом и минеральными фазами группы мелилита, рудная – браунмиллеритом, ожелезненным периклазом с серией твердых растворов магнезиовюстита, магнезиоферрита и ферритов кальция. В подчиненном количестве встречаются кальцит, металлическое железо, хромшпинелид и портландит.

Исследованные образцы шлака имеют сложной поликомпонентный состав, силикатная часть которого представлена ларнитом, монтичеллитом и минеральными фазами группы мелилита, рудная – браунмиллеритом, ожелезненным периклазом с серией твердых растворов магнезиовюстита, магнезиоферрита и ферритов кальция. В подчиненном количестве встречаются кальцит, металлическое железо, хромшпинелид и портландит.

Силикатную массу шлака составляет ларнит, его содержание достигает 10%. В состав ларнита, вероятно, входят в виде твердого раствора железо, алюминий, магний и фосфор. Двукальциевый силикат в шлаке встречается в виде порфирированных выделений изометричной формы, а также в виде ксеноморфных образований (рис. 6.11). Размер ларнита варьирует в широких пределах от 0,07 до 0,5 мм.

Монтichelлит является одной из наиболее распространенных минеральных фаз шлака и составляет в среднем 13% (рис. 6.12). Форма зерен изменяется от идиоморфной с прямоугольными и квадратными сечениями до ксеноморфной. Размер зерен 0,3 мм по длинной оси. Минеральные фазы группы мелилита встречаются в подчиненном количестве (6%). Форма зерен изменяется от идиоморфной с прямоугольными сечениями до ксеноморфной. Размер зерен достигает 0,3 мм по длинной оси (рис. 6.15). Монтichelлит и минеральные фазы группы мелилита «пропитаны» ферритами (рис. 6.17).

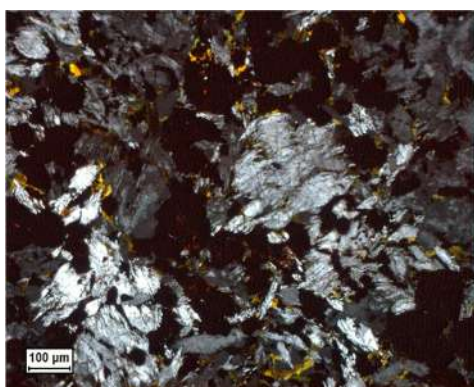


Рисунок 6.11 – Идиоморфные выделения ларнита (темно-серое). Проходящий свет, николи скрещены

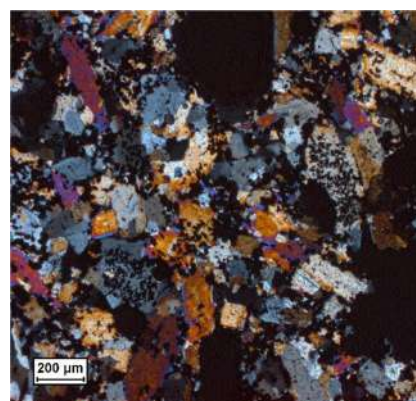


Рисунок 6.12 – Зернистые агрегаты минералов группы мелилита (серое) и монтichelлита (от желтого до фиолетового). Проходящий свет, николи скрещены

Ожелезненный периклаз – магнезиовюстит является основной железосодержащей фазой в пробе. В высокотемпературной силикатной массе наблюдаются порфиривидные выделения минеральных фаз твердого раствора  $MgO \cdot FeO$ . Форма выделений – полигональная, изометричная или овальная. Центральная часть зерен сложена ожелезненным периклазом и характеризуется светло-коричневым цветом в проходящем свете. Периферийная часть крупных зерен более насыщена оксидами железа и представляет собой кайму магнезиовюстита, имеющего более темную окраску (рис. 6.13). Размер зерен достигает 0,3 мм. Границы зерен четкие, их поверхность изменяется от ровной до бухтообразной.



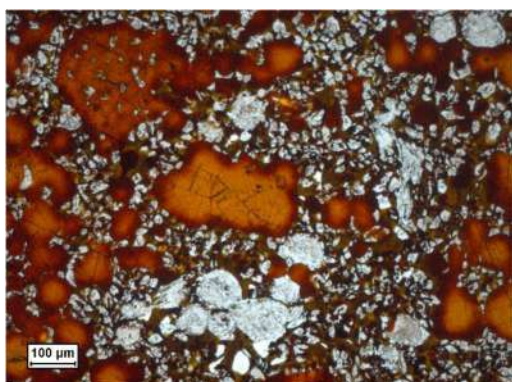


Рисунок 6.13 – Ожелезненный периклаз – магнезиовюстит. Проходящий свет, николи параллельны

Магнезиоферриты – основная железосодержащая минеральная фаза, вероятно, присутствует не в чистом виде, а образуют непрерывные серии твердых растворов с ферритами марганца, хрома, железа и кальция. Локализуются в интерстициях между зернами силикатов (мелилита, монтичеллита), участками наблюдаются монтичеллит «пропитанный» зернами феррита (рис. 6.14).

Браунмиллерит – низкотемпературная ферритная фаза, представленная твердым раствором  $4CaO \cdot Al_2O_3 \cdot Fe_2O_3$ . Состав браунмиллерита сильно отклоняется от теоретического  $Ca_2AlFeO_5$  за счет высоких концентраций примесей  $MgO$ ,  $MnO$ ,  $SiO_2$ ,  $TiO_2$ ,  $Cr_2O_3$ ,  $V_2O_5$ .

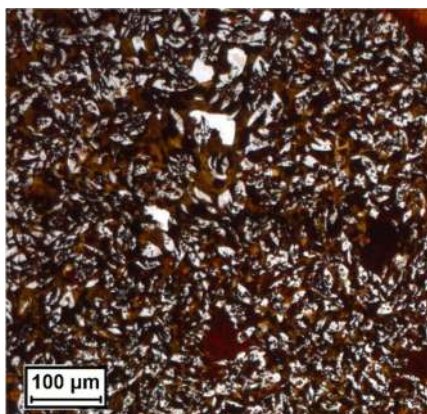


Рисунок 6.15 – Зернистые агрегаты браунмиллерита. Проходящий свет, николи параллельны

В шлаках легкоплавкая ферритовая фаза является наиболее распространенной, ее содержание составляет около 12%. Минерал развивается между зернами магнезиоферрита и ларнита, образуя ксеноморфные выделения размером от 2 мкм до 25 мкм (рис. 6.15). Ферриты кальция изредка проявляются по периферии ожелезненного периклаза.

Металлическое железо образует тонкие округлые выделения размером иногда до 0,04 мм (рис. 6.16).

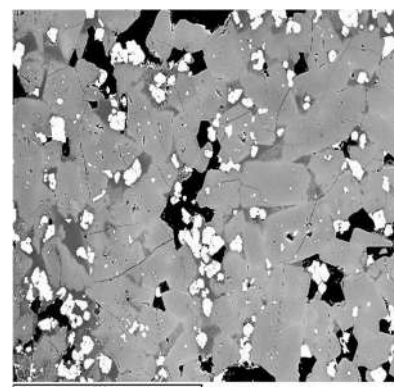
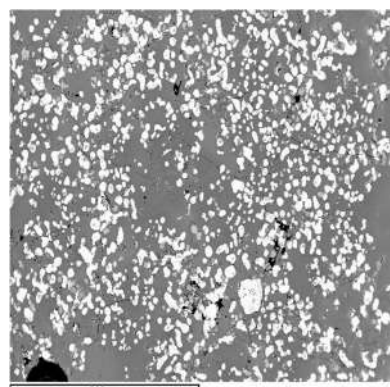
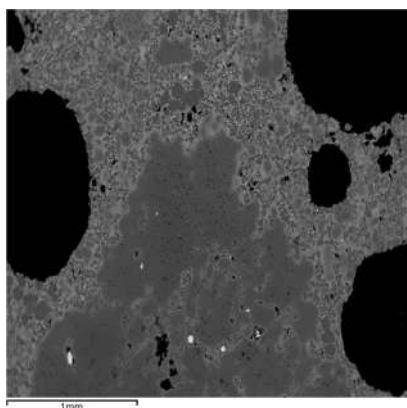
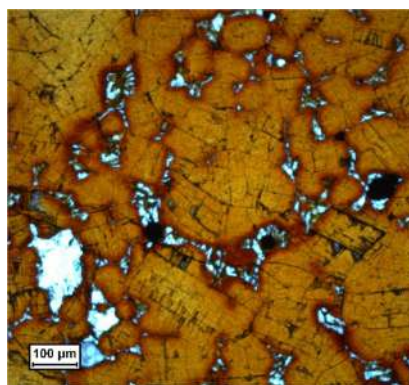


Рисунок 6.14 – Монтичеллит, пропитанный ферритом (а), и феррит в интерстициях между зернами монтичеллита (б). РСМА



а



б

Рисунок 6.16 – Фаза металлического железа в зернах ожелезненного периклаза – магнезиовюститита (белое (а), черное (б)): а – РСМА, б – проходящий свет, николи параллельны

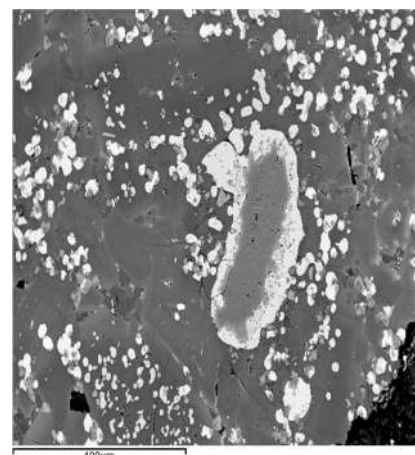


Рисунок 6.17 – Зерно хромшпинелида. РСМА

Хромшпинелиды – встречаются в виде единичных обособленных зерен (рис. 6.17). Форма выделений – овальная, треугольная. Размер зерен достигает 0,036 мм по длинной оси.

Исходный материал фракции 0-20 мм из мартеновских шлаков (проба ШЗ) имеет пористую текстуру и скрытокристаллическую структуру. Шлакообразующие минералы представлены псевдоволластонитом (10%), монтichelлитом (6%), ранкинитом (5%), кварцем (<1%). Стекло 20%. Среди рудных минералов преобладают магнетит (44%); ожелезненный периклаз и магнезиовюститит (2%), магнезиоферрит (12%), сульфиды (<1%).

Цвет шлака изменяется от светло-серого до тёмно-серого. Поверхность шлака сильно изменена, наблюдаются пятна ржавого цвета размером до 6 мм в диаметре. На свежем сколе цвет шлака темно-серый.

Сложение шлака пористое. Поры полые, форма разнообразная. Участками на стенках пор наблюдается развитие минералов белого и ржавого цвета. Строение шлака скрытокристаллическое, в основной массе встречаются шаровидные образования.

Исследованные образцы шлака имеют сложной многофазный состав, силикатная часть которого представлена ларнитом, монтichelлитом, ранкинитом и кварцем, рудная – браунмиллеритом, периклазом с серией твердых растворов

магнезиовюстита, магнезиоферрита и ферритов кальция. В подчиненном количестве встречаются кальцит, металлическое железо и хромшпинелид.

Псевдоволластонит слагает силикатную массу шлака, его морфология многообразна: от удлинённых кристаллов до скелетных форм выделений (рис.6.18). Размер кристаллов по длинной оси достигают 0,1 мм. Кристаллы псевдоволластонита образуют включения в магнетите, локализуются между зёрнами магнетита, формируя крупные скопления в виде гнезд.

Монтichelлит является одной из наиболее распространённых минеральных фаз шлака, содержание составляет 6%. Минеральная фаза образует ксеноморфные выделения (рис. 6.19), выполняя интерстиции между зёрнами псевдоволластонита и наблюдается в виде включений в кристаллах магнетита. Размер образований монтichelлита достигает 0,05 мкм.

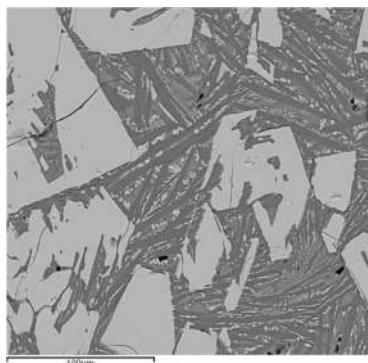


Рисунок 6.18 – Удлиненные кристаллы псевдоволластонита (темно-серое). РСМА

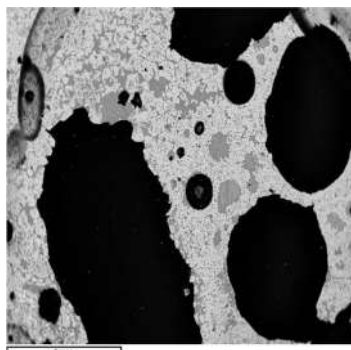
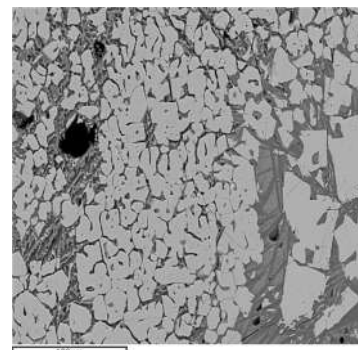


Рисунок 6.19 – Ксеноморфные выделения монтichelлита (светло-серое). РСМА



Ранкинит встречается в подчиненном количестве, его содержание достигает 5%. Образует ксеноморфные выделения, цементируемые магнезиоферритами. Размер зёрен ранкинита варьирует от 0,03 до 0,1 мм.

Периклаз – магнезиовюстит – железосодержащие фазы. В силикатной массе наблюдаются зернистые агрегаты минеральных фаз твёрдого раствора  $MgO \cdot FeO$ , содержание которых составляет 2%. Форма зёрен – полигональная, зернистых агрегатов – овальная (рис. 6.20). Центральная часть зернистых агрегатов сложена периклазом, периферийная часть представляет собой каемку магнезиовюстита. Размер зернистых агрегатов достигает 0,6 мм. Кайма магнезиовюстита постепенно переходит в магнезиоферрит.



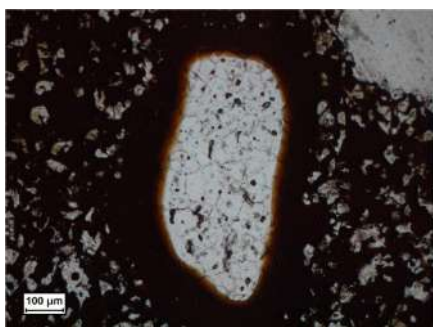
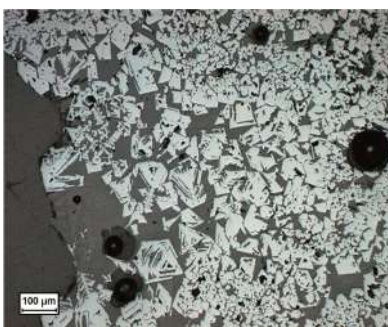


Рисунок 6.20 – Зернистый агрегат периклаз-магнезиовюститового состава. Проходящий свет, николи параллельны



а

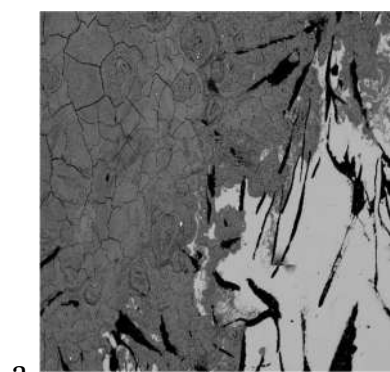


б

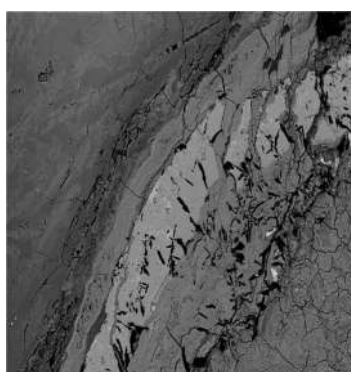
Рисунок 6.21 – Скелетные кристаллы магнетита. Отраженный свет, николи параллельны

Магнезиоферриты – основная железосодержащая минеральная фаза (12%), образует непрерывные серии твердых растворов с ферритами марганца, хрома, железа и кальция. В шлаке минеральная фаза встречается в виде ксеноморфных выделений размером до 0,04 мм. Локализуются в интерстициях между зернами ранкинита.

Магнетит является самой распространенной железорудной минеральной фазой данных шлаков. В шлифах выделяется магнетит с разными морфологическими особенностями: первый магнетит образует крупные кристаллы от скелетных, футляровидных до хорошо ограненных (рис. 6.21 а); второй – тонкие скелетно-дендритные формы в силикатной массе (рис. 6.21 б).



а



б

Рисунок 6.22 – Металлическое железо (а). Кайма гидроксидов железа (б). Отраженный свет, николи параллельны

Металлическое железо образует округлые выделения размером до 1-2 мм. Поверхность железа неоднородная, проявляется трещиноватость (рис. 6.22 а). Полости трещин выполнены оксидами железа. По периферии зерен развиваются гидроксиды железа (рис. 6.22 б).

Изучение фазового состава и морфоструктурных характеристик металлосодержащей продукции, полученной при переработке отвальных шлаков доменного и мартеновского производств, показало, что все исследованные образцы имеют

многофазный состав и характеризуются наличием сложных структур срастания рудных и шлаковых фаз. Повышение качества продуктов переработки может быть достигнуто только после селективного вскрытия металловключений и высвобождения их от шлаковых фаз с использованием современной инновационной техники дезинтеграции.

Проведенные минералогические исследования позволили выявить особенности фазового состава и физических свойств металлургических шлаков, наиболее важные с точки зрения их селективной дезинтеграции и переработки:

- исследованные шлаки имеют многофазный состав и характеризуются наличием сложных структур срастания рудных и шлаковых фаз;
- основными шлакообразующими минералами в зависимости от происхождения являются: в сталеплавильных шлаках – алит, мелилит, кордиерит; в ванадиевых шлаках – фаялит, пироксен; в некондиционной металлосодержащей продукции переработки доменных и мартеновских шлаков – акерманит, ларнит, псевдоволластонит, минеральные фазы группы мелилита, ранкинит, монтичеллит;
- железо в шлаках черной металлургии представлено металлическим железом, магнетитом и железосодержащими фазами с серией твердых растворов;
- металлическое железо присутствует в виде обособленной фазы с четкими ровными границами, крупность металловключений колеблется в диапазоне от 0,1 до 15 мм;
- металлическое железо может быть в виде крупных зернистых агрегатов сложного строения, тонких образований в центральных или периферийных частях кристаллов акерманита и в зернах магнезиовюстита;
- в мелких фракциях металлосодержащих промпродуктов происходит усложнение текстурно-структурного рисунка: в высокотемпературной силикатной массе наблюдаются зернистые агрегаты, порфирировидные выделения минеральных фаз твердого раствора;
- в мелких фракциях железосодержащие фазы представлены браунмиллеритом, ожелезненным периклазом с серией твердых растворов магнезиовюстита, магнезиоферрита и ферритов кальция;



- в ванадиевых шлаках металлическая фаза присутствует в виде крупных включений размером от 0,5 до 10 мм и в виде дисперсного железа размером менее 0,1 мм;
- основная рудная фаза в ванадиевых шлаках – ванадиевый шпенелид с размерами зерен шпинели от 10 до 100 мкм;
- в шлаках цветной металлургии матрица представлена алюмосиликатными фазами переменного состава и железосодержащим оливином – фаялитом;
- отличительной особенностью шлаков переработки цветных металлов является наличие эвтектических структур и присутствие ганита в виде каймы вокруг рудных выделений;
- самородная медь в шлаках цветной металлургии имеет кубооктаэдрическую форму, размер выделений достигает 200 мкм в диаметре;
- металлические фазы и шлаковообразующая матрица в шлаках различного генезиса имеют существенные различия в физико-механических свойствах: микротвердость металлических фаз меньше микротвердости силикатных шлаковообразующих минералов, наибольшей микротвердостью обладают фазы шпинелей, силикатные минералы шлаковых фаз обладают повышенной хрупкостью.

Неоднородное строение и поликомпонентный состав исследуемых шлаков различного генезиса и некондиционных металлоконцентратах, получаемых из шлаков, существенное различие форм и размеров зерен рудных минералов и силикатной матрицы, сложные взаимоотношения минеральных и техногенных фаз, в том числе наличие эвтектических колоний, структур распада твердых растворов, присутствие структур замещения элементов в кристаллической структуре минералов в виде каемок на периферии рудных зерен, различная твердость и хрупкость отдельных фаз шлаков свидетельствуют, с одной стороны, о неравновесных условиях их формирования в высокотемпературных металлургических процессах и о возможных изменениях состава и свойств фаз в последующих процессах охлаждения шлаков, их длительного хранения на воздухе. С другой стороны, такая уже сформированная структурная неоднородность шлаков и в то же время индивидуализированная форма выделений рудных и металлических фаз создают предпосылки разрушения их именно по границам срастания разнопрочностных

фаз, то есть наиболее селективно, если использовать адекватный способ механического воздействия.

## **6.2 Механизм селективной дезинтеграции металлургических шлаков в аппаратах центробежно-ударного дробления**

Основная задача дезинтеграции природного и техногенного минерального сырья при подготовке к разделительным процессам состоит в том, чтобы разрушить объект преимущественно по границам срастания минеральных зерен без переизмельчения кристаллов при наименьших энергозатратах для последующего эффективного разделения минералов [243]. В этом случае разрушение будет считаться селективным или избирательным. Используемое сегодня в операциях дробления и измельчения горнорудное оборудование реализует разрушение минералов в основном за счет раздавливания, раскалывания, удара, а также сочетание этих способов с разламыванием и истиранием, путем многократного уменьшения размеров кусков до крупности наименьшего размера минерального зерна, при которой происходит наиболее полное освобождение минералов, то есть их раскрытие [160, 302, 115, 319, 132].

Физический смысл перехода к селективной дезинтеграции по В.И. Ревнивцеву [243] 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. При такой физической реализации процесса это позволит разрушить многофазный продукт так, чтобы максимально высвободить фазы при их минимальном разрушении, не допуская переизмельчения, и с минимальными энергозатратами. При статических силах (раздавливание, сдвиг, истирание), используемых в щековых, конусных дробилках, шаровых и стержневых мельницах, принцип селективного раскрытия минералов практически не реализуем. Для большинства аппаратов дробления и измельчения характерно локальное нагружение, при котором создается одна-две цепи локальных перенапряжений в слабых элементах структуры, как правило, по оси приложения местной нагрузки [37, 231]. Вне этой оси очагов локального перенапряжения не возникает, поэтому разрушение следует ожидать только вблизи оси с образованием 2–3 осколков.

Сочетание циклических нагрузжений на границе раздела минералов характерно для воздействия ударных волн, распространяющихся в разрушаемом объеме при динамическом нагружении, что реализовано в аппаратах центробежно-ударного дробления [124]. В момент удара возникает сложное поле напряжений и деформаций в телах под воздействием продольной, поперечной, поверхностной и отраженной волн. На межфазных границах минералов происходит поглощение ударных волн и возникновение множественных цепей локальных напряжений в элементах структуры по всему объему разрушаемого куска материала [124], образование микротрещин, приводящее к последующему интеркристаллитному разрушению.

Для обеспечения избирательного раскрытия минералов, минеральных агрегатов при дезинтеграции природного и техногенного сырья необходимо, чтобы режим нагружения, то есть вид создаваемых деформаций, характер самого нагружения – одноосный, многоосный, жесткий, мягкий и т. п., был адекватен структуре и свойствам разрушаемого элемента. Для этого следует выделить структурный элемент с наибольшей вероятностью раскрытия, так называемый структурный элемент раскрытия [302], для которого и должны быть сформированы условия нагружения. В шлаках таким элементом раскрытия, на наш взгляд, в первую очередь являются включения металлов и рудных минералов в основной шлаковообразующей матрице. Границы срастания металлических включений и шлаковых минералов, металлических включений и окаймляющих их по периферии оксидных фаз, рудных минералов и шлаковых фаз, вследствие несоответствия параметров их кристаллических решеток, приводящего к появлению неизбежных дислокаций, являются именно теми дефектными зонами, созданными самими условиями образования шлаков, для концентрации напряжений, зарождения микротрещин, развития и объединения их в магистральную макротрещину и, наконец, образования поверхности разрушения. Поэтому, если подобрать условия нагружения таким образом, чтобы разрушение шло преимущественно по гетерофазным границам срастания прочностных фаз, то процесс дезинтеграции шлаков будет происходить с раскрытием структурного элемента, то есть с «высвобождением» металлических включений или рудных минералов из шлаковой матрицы. Соответственно в последующем разделительном процессе вскрытые структурные элементы могут быть бо-

лее избирательно сконцентрированы в одном из продуктов разделения. Таким образом, структурные элементы раскрытия [302], в свою очередь, становятся структурными элементами разделения следующего цикла [302], в соответствии с иерархическим принципом организации селективной рудоподготовки по Э.А. Хопунову до полного раскрытия минералов и извлечения всех минеральных составляющих.

Характер разрушения техногенного сырья и, в частности, металлургических шлаков определяется прочностными характеристиками контактирующих зерен и границ их срастания. Как показали проведенные макроскопические исследования, основные составляющие элементы структуры шлаков представляют собой плотно прилегающие друг к другу кристаллы [249] техногенных минералов, форма, размеры, ориентация, физико-механические свойства и содержание которых определяются параметрами техногенных процессов их образования и последующего хранения. Зерна кристаллических фаз в шлаках имеют сложные границы срастания, прочность которых во многом определяет характер разрушения и, соответственно, раскрытия минеральных фаз. Под межзеренными границами в данном случае будем понимать поверхность раздела, которая выделяет кристаллит или, в общем случае, зерно, отличающееся от окружающих его зерен ориентацией кристаллической решетки или структурой и/или химическим составом [249]. Межзеренные границы являются дефектами кристаллической структуры, содержат в себе максимальное количество дефектов различного рода и, при резко пониженной в результате адсорбции примесных атомов прочности, границы зерен в условиях хрупкого разрушения являются наиболее ослабленными местами в кристаллических телах [249].

Непосредственная оценка прочности связей на границе срастания минералов по классическим схемам определения прочности твердых тел (например, при растяжении или сдвиге) для большинства техногенных материалов невозможна ввиду их структурных особенностей [302]. Твердость, как универсальная интегральная характеристика физико-механических свойств минералов [249], может служить косвенной характеристикой прочности связи минералов по границам зерен, так как твердость определяется энергией слабейшей связи между атомами [249]. Поэтому воспользовались методом определения микротвердости приграничных

зон в сталеплавильном шлаке, который, хотя и не позволяет получать численные значения прочности связей на межзеренной границе, но дает общее представление о прочности границ срастания и о возможном характере их разрушения [302].

Исследования микроструктуры с определением микротвердости фаз сталеплавильных шлаков ОАО «ММК» проведены на растровом электронном микроскопе JSM-6490LV JEOL с системой микроанализа INCA Energy 450 x-MAX 50 Premium) (рис. 6.23 и табл. 6.7).

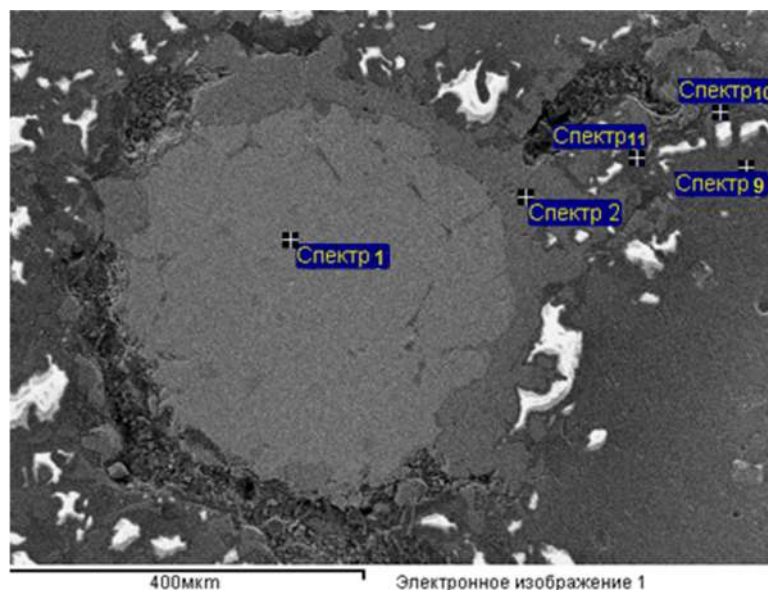


Рисунок 6.23 – Электронное изображение микроструктуры шлака

Таблица 6.7 – Элементный состав фаз шлака (к рис. 6.23)

Номер спектра	Состав, %	O	Mg	Mn	Fe	Cr	Ca	Si	P	Итого
1	Весовой				100,0					100,0
	Атомный				100,0					
2	Весовой	30,62	4,41	3,04	60,93					100,0
	Атомный	58,71	5,57	1,70	34,02					
9	Весовой	36,92	31,55	9,46	20,19	1,88				100,0
	Атомный	55,27	31,08	4,12	8,66	0,87				
10	Весовой	55,09					29,11	15,04	1,18	100,0
	Атомный	72,82					15,36	12,23	0,81	
11	Весовой	45,76					38,31	15,04	0,90	100,0
	Атомный	65,29					21,82	12,23	0,66	

Наиболее характерными границами срастания фаз в шлаке являются: границы включений металла (спектр 1 на рис. 6.23) и окаймляющих их во многих случаях

оксидных фаз (Fe,Mn,Mg)O, так называемых RO-фаз (спектр 2 на рис. 6.23), далее граничащих со шлаковыми фазами (спектр 11 на рис. 6.23); границы срастания RO-фазы и шлаковой фазы (спектры 9 и 10 на рис. 6.23); границы срастания двух шлаковых фаз (спектры 10 и 11 на рис. 6.23).

Измерения микротвердости велись микротвердомером Buehler Micromet 5103 Buehler в статических условиях при постоянной нагрузке 10 г по методике, изложенной в [302]. Изменения упругих свойств от объема зерен к границе срастания характеризуются диаграммами микротвердости. Выявлены несколько типов изменения микротвердости, обусловленных разным характером границ между шлаковыми фазами, а также между металловключениями, каемками, образующимися на границе зерен металлов, и шлаковыми фазами.

Изменение микротвердости при приближении от объема округлого зерна металла к его границе с (Fe, Mn, Mg)O-фазой показано на рисунке 6.24. Установлено, что микротвердость металлической фазы (975÷1232 МПа) гораздо меньше микротвердости всех остальных фаз. Однако, металлы имеют бóльший диапазон пластических деформаций по сравнению с фазами шлака и не склонны к хрупкому разрушению. При приближении к границе зерна металла микротвердость незначительно повышается, а микротвердость Fe, Mg оксида – резко снижается на границе с металлом. Из чего можно предположить, что разрушение, вероятнее всего, произойдет по границе металл – RO-фаза как по ослабленному участку.



Рисунок 6.24 – Изменение микротвердости на границах срастания металл (яркое) – RO-фаза (серое) – шлаковая фаза (темно-серое)

При приближении к межзеренной границе срастания оксидной и силикатной фаз (рис. 6.24) наблюдается увеличение их микротвердостей. Самое высокое значение микротвердости у силикатных шлаковых фаз –  $7200 \div 7500$  МПа, для граничащей с ними RO-фазы характерно меньшее значение –  $4800 \div 5300$  МПа (рис. 6.25).

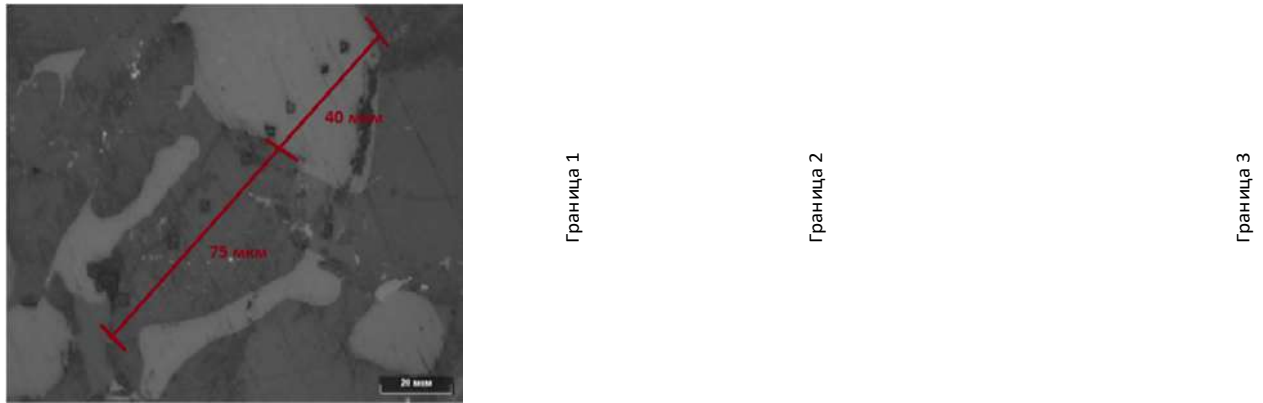


Рисунок 6.25 – Изменение микротвердости на границе срастания оксидной (светло-серое) и шлаковой (серое) фаз

Таким образом, в поликристаллических телах, каковыми являются металлургические шлаки, металлические включения, оксидные, силикатные шлаковые фазы и межзеренные границы, их разделяющие, обладают существенными различиями прочностных характеристик. На границах срастания происходит резкий скачок свойств контактирующих фаз, поэтому геометрические параметры границ раздела минеральных фаз в шлаках, соотношение свойств на границах, которое определяет напряженное состояние, распределение напряжений между зернами различных минералов [302], будут являться одними из главных факторов в формировании селективного разрушения. Межзеренные границы [249] статистически являются наиболее вероятными элементами структуры, по которым развивается разрушение и происходит раскрытие минеральных фаз.

С точки зрения раскрытия металлических включений при дезинтеграции шлаков селективное разрушение будет происходить при разрыве связей преимущественно по гетерофазным границам, разделяющим металл и шлаковую матрицу или металл и RO-фазу. Для реализации такого раскрытия техническими средствами без переизмельчения необходимо адаптировать параметры процесса дезинтеграции.

Анализ способов дезинтеграции показал, что при разрушении на основе удара свободнолетающего с большой скоростью куска о статичную поверхность происходит разрушение с высокой избирательностью разнопрочностных фаз гетерогенных материалов, обладающих различным сопротивлением удару (хрупкостью и твердостью) [179, 378]. При ударном воздействии на минералы разрушение происходит в основном вдоль линий естественного разлома, по микротрещинам, по ослабленным направлениям, каковыми являются плоскости срастания минералов, по границам спаянности между ценными минералами и породой, обладающими различным сопротивлением удару [325], за счет чего возникают сдвиговые и растягивающие напряжения на интеркристаллитных поверхностях раздела раскрываемых минералов [16, 201]. Создаются условия наиболее полного раскрытия сложных минеральных комплексов по границам срастания разнопрочностных фаз и достигается цель любого процесса раскрытия – получение высокой доли мономинеральных частиц при минимальном количестве сростков. Это предопределяет наиболее полное извлечение свободных зерен ценных компонентов в дальнейших разделительных процессах и качество получаемых концентратов [232].

Такой способ разрушения реализован в аппаратах с вертикальной осью вращения (дробилках, мельницах), называемых центробежными или отражательными. В этих аппаратах частицы исходного материала разгоняются центробежными силами, попадая на вращающийся с большой скоростью (85-120 м/с) ускоритель, и, получив необходимую окружную скорость, выбрасываются в камеру дробления [367]. Полученная высокая кинетическая энергия частиц обеспечивает их разрушение при ударе о футеровку дробилки, которая может быть выполнена в виде отбойных элементов специального профиля или в виде самофутеровки, когда разрушаемый материал заполняет специальную нишу камеры дробления и создает слой самофутеровки. Дробленный продукт осыпается по специальным течкам вниз дробилки для разгрузки готового продукта [253].

Принцип разрушения в центробежно-ударной мельнице аналогичен разрушению материалов в дробилке, происходит в итерационном режиме «измельчение – отделение готового продукта» за счет встроенного воздушного классификатора работа мельницы [253]. Это обеспечивает непрерывное выведение из процесса готового по крупности продукта сразу после разрушения, позволяет избежать пере-



измельчения материала и снизить удельную энергоемкость, а тонкая регулировка работы классификатора позволяет получать заданные узкие классы крупности материалов [325, 253]. Материал измельчается в основном за счет свободного удара при столкновении с отбойными элементами, однако, возможно и истирание, взаимное соударение частиц в воздушном потоке при их движении в ускорителе мельницы и от ускорителя к отбойным плитам [30, 242].

Современная теория удара доказывает контактно-волновую природу этого способа разрушения [201]. Энергия удара расходуется на измельчение в контактной зоне и распространение волны напряжений по материалу куска [124]. Поэтому при разрушении крупных кусков не требуется высокая скорость удара, так как основная часть энергии идет на переизмельчение в контактной зоне, а время ударного воздействия так мало, что микротрещины не успевают соединиться между собой во всем объеме куска. Проведенными экспериментами по исследованию разрушения свободным ударом на кафедре горных машин УГГГА было показано, что факторами, определяющими крупность продукта, являются масса куска  $m_1$ , скорость удара  $\bar{v}_\alpha$ , угол  $\alpha$  между вектором скорости и поверхностью удара, соотношение масс дробимого куска  $m_1$  и дробящего органа  $m_2$ , жесткость  $c$  (податливость) рабочего органа и упругопластические свойства дробимого материала (рис. 6.26) [201, 202].

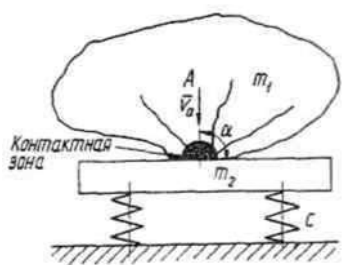


Рисунок 6.26 – Схема разрушения куска свободным ударом

Наибольшая степень дробления достигается при прямом ударе, когда угол между вектором скорости и поверхностью отбойной плиты равен  $90^\circ$ .

Основным регулируемым параметром работы центробежно-ударных дробилок является угловая скорость вращения ротора, от которой напрямую зависит скорость удара куска материала об отбойную плиту в камере дробления [124]. По данным работы [201] оптимальная скорость удара в дробилках этого типа подбирается опытным путем в зависимости от вида, крупности, физико-механических свойств материала. Была составлена математическая модель движения куска материала в рабочем пространстве центро-

бежно-ударного аппарата, для чего была использована кинематика разрушения куска материала в машинах данного класса [160, 367, 201].

Уравнение динамики, описывающее движение куска по поверхности ротора (ускорителя) радиально направляющего ребра (рисунок 6.27 а), имеет вид [160]:

$$m_1 \ddot{r} = P_c - F_1 - F_2, \quad (6.1)$$

где  $m_1, \ddot{r}$  – соответственно масса и ускорение куска;  $F_1$  – сила трения куска о поверхность ротора;  $F_2$  – сила трения куска о направляющее ребро,  $P_c$  – центробежная сила.

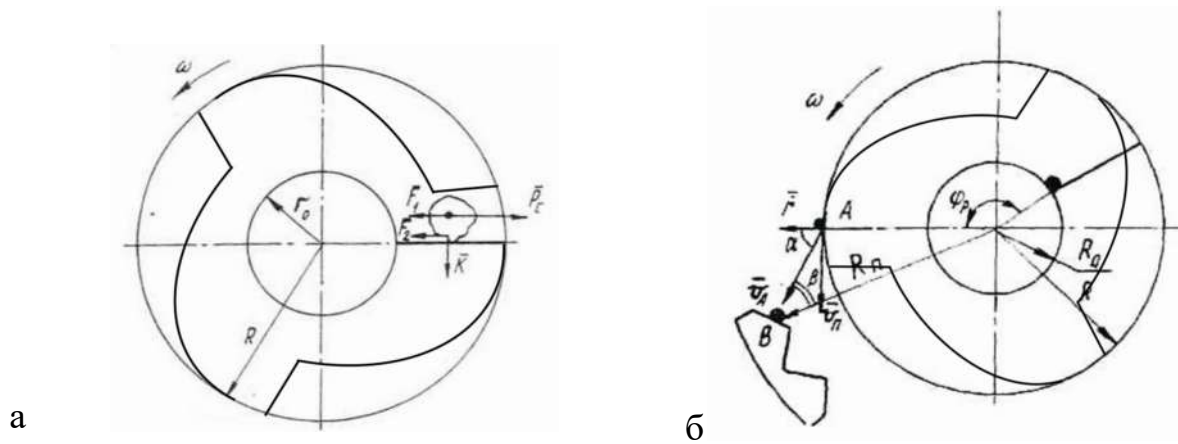


Рисунок 6.27 – Схема действия сил на кусок материала при движении его по поверхности ротора (а) и ударе о поверхность отбойной плиты (б)

Центробежная сила определяется выражением:

$$P_c = m_1 \omega^2 r, \quad (6.2)$$

где  $\omega$  – угловая скорость вращения ротора;  $r$  – радиус-вектор центра тяжести куска, определяющий его положение на диске ротора.

Сила трения куска о поверхность ротора  $F_1$  определяется как [160]:

$$F_1 = f m_1 g, \quad (6.3)$$

где  $f$  – коэффициент трения дробимого материала о поверхность ротора;  $g$  – ускорение свободного падения.

Сила трения куска о направляющее ребро  $F_2$  возникает в результате действия кориолисовой силы [160]:

$$K = 2m_1 \omega \dot{r}, \quad (6.4)$$

где  $\dot{r}$  – относительная скорость движения куска.

Сила трения куска о направляющее ребро определяется как:

$$F_2 = fK = 2fm_1\omega\ddot{r}. \quad (6.5)$$

Представленное уравнение, описывающее движение материала в рабочем пространстве центробежно-ударной дробилки, позволяет проанализировать взаимовлияние конструктивных и технологических параметров аппарата и свойств дробимого материала.

При дроблении материала в дробилке ударного действия результат разрушения зависит от кинетической энергии куска, которая в момент его схода с диска ротора равна [201]:

$$W = 0.5m_1 \cdot v_a^2, \quad (6.6)$$

где  $v_a$  – абсолютная скорость куска в момент его схода с диска ротора (рис. 6.27 б), которая напрямую зависит от скорости вращения ускорителя центробежно-ударной дробилки [160].

$$v_\alpha = (v_n^2 + \dot{r}_a^2)^{0.5}, \quad (6.7)$$

$v_n$  – переносная скорость движения куска,  $v_n = \omega R$ ,  $R$  – радиус диска ротора.

Относительная скорость движения куска:

$$\dot{r}_a = \omega^{-1}(K_1 + K_2)^{-1}(\omega^2 r_0 - \mu g) \cdot [\exp(K_1 \varphi_\alpha) + \exp(-K_2 \varphi_\alpha)], \quad (6.8)$$

$$K_1 = (\mu^2 + 1)^{0.5} - \mu$$

$$K_2 = (\mu^2 + 1)^{0.5} + \mu$$

$\varphi_\alpha$  – угол поворота ротора во время разгона куска,  $r_0$  – радиус направляющего конуса.

Угол  $\alpha$ , указывающий направление абсолютной скорости  $v_\alpha$  (фактически скорость удара), определяется зависимостью [201]:

$$\alpha = \arcsin(\omega R v_a^{-1}) \quad (6.9)$$

При проектировании отбойных плит необходимо рассчитать угол  $\beta$ :

$$\beta = \arcsin(\omega R^2 / R_n v_a) \quad (6.10)$$

где  $R_n$  – расстояние от оси вращения до точки удара куска об отбойную плиту.

Выражения 6.1-6.10 фактически дают математическую модель отражательной дробилки, из которой следует, что угловая скорость вращения ускорителя определяет абсолютную скорость ударного разрушения. Эти исследования были развиты в работах [331, 332, 160]. При этом исходили из следующих положений.

Величина кинетической энергии удара куска материала об отбойную плиту центробежно-ударной дробилки равна работе  $A_y$ , которую осуществляет сила динамического взаимодействия  $P_D$  на перемещении  $\varepsilon$  – величине сжатия куска при ударе [160]. Величина  $\varepsilon$  равна смещению центра инерции куска. В конце удара значения силы  $P_D$  и величины  $\varepsilon$  максимальны:

$$A_y = \int_0^{\varepsilon_{\max}} P_D d\varepsilon = \frac{m_1 v_a^2}{2}. \quad (6.11)$$

Для определения взаимосвязи параметров работы дробилки, а именно скорости вращения ускорителя и физико-механических свойств разрушаемого материала, необходимо определить максимальные значения силы  $P_D$  и величины  $\varepsilon$  [160]. Для расчета использована зависимость между силой  $P_D$  и величиной  $\varepsilon$ , выведенная Герцем в теории соударяющихся тел для статического сжатия [129]. Так как продолжительность удара значительно превосходит период низких частот собственных колебаний соударяющихся тел, то предположили, что она сохраняется и при динамическом взаимодействии тел.

Исходное уравнение теории Герца имеет вид:

$$-P_D = m \frac{d^2 \varepsilon}{dt^2}. \quad (6.12)$$

Знак «-» учитывает снижение ускорения при увеличении силы  $P_D$ .

По исследованиям Герца величина приближения (сжатия)  $\varepsilon$  шара к плите связана с силой  $P_D$  взаимодействия шара и плиты следующим уравнением [160]:

$$P_D = K_1 \varepsilon^{3/2} \quad (6.13)$$

где  $K_1$  – коэффициент, зависящий от свойств разрушаемого материала,

$K_1 = \frac{4}{3} \cdot \frac{E}{1-\mu^2} \cdot \sqrt{R_m}$ ,  $E$  – модуль упругости дробимого материала;  $\mu$  – коэффициент Пуассона;  $R_m$  – радиус шара, м.

Приравнивая правые части выражений 6.12 и 6.13, получим

$$\frac{d^2 \varepsilon}{dt^2} = \frac{1}{m} \cdot \frac{4}{3} \cdot \frac{E}{1-\mu^2} \cdot \sqrt{R_m} \cdot \varepsilon^{3/2}.$$

Учитывая, что  $\frac{d^2\varepsilon}{dt^2} = \frac{dv}{dt} = \frac{v dv}{d\varepsilon}$ , и умножив обе части на  $d\varepsilon$ , получим  $v dv = K_1 K_2 \varepsilon^{3/2} d\varepsilon$ , где  $v$  – скорость куска, м/с;  $K_1, K_2$  – коэффициенты, зависящие от свойств разрушаемого материала,  $K_2 = \frac{1}{m}$ .

Интегрируем полученное уравнение (левую часть в пределах от  $v$  до  $v'$ , правую – от 0 до  $\varepsilon$ ):

$$\int_v^{v'} v dv = -K_1 K_2 \int_0^\varepsilon \varepsilon^{3/2} d\varepsilon,$$

$$\frac{1}{2}(v'^2 - v^2) = K_1 K_2 \frac{2}{5} \varepsilon^{5/2}.$$

При решении уравнения относительно  $\varepsilon$ , и полагая, что скорость в конце удара  $v'$  равна нулю [160], получим выражение для определения максимального значения  $\varepsilon$ :

$$\varepsilon_{\max} = \left( \frac{5}{K_1 K_2} \right)^{2/5} \left( \frac{v}{2} \right)^{4/5}.$$

Максимальная сила взаимодействия куска материала с отбойной плитой при подстановке в 6.13  $\varepsilon_{\max}$  будет определяться выражением:

$$P_{D\max} = K_1 \left( \left( \frac{5}{K_1 K_2} \right)^{3/5} \cdot \left( \frac{v}{2} \right)^{6/5} \right). \quad (6.14)$$

Выразив в  $K_2$  массу куска через плотность и объем, и подставив  $K_1$  и  $K_2$  в 6.14, получим:

$$P_{D\max} = 3.02 \frac{R_{\text{ш}}^2 \rho^{3/5} v^{6/5} E^{2/5}}{1 - \mu^{4/5}}. \quad (6.15)$$

Таким образом, сила динамического взаимодействия соударяющихся тел, в нашем случае куска материала и отбойной плиты дробилки, зависит от свойств разрушаемого материала – модуля упругости  $E$ , коэффициента Пуассона  $\mu$ , плотности  $\rho$ , его размеров  $R_{\text{ш}}$  и скорости удара  $v$ , которая в свою очередь определяется скоростью вращения ускорителя центробежно-ударной дробилки.

Анализ этой зависимости позволил сделать вывод, что структурно-неоднородные материалы, к которым относятся металлургические шлаки, обладающие различием физико-механических свойств отдельных структурных эле-

ментов, будут разрушаться в центробежно-ударных аппаратах наиболее селективно по границам срастания разнопрочностных фаз [160].

При ударе куска материала, в нашем случае шлака, о поверхность камеры центробежно-ударной дробилки в нем возникают силы инерции, обусловленные резким торможением куска на поверхности камеры дробления и направленные к поверхности камеры [331, 160, 225]. Если представить структуру шлака в виде совокупности плотно прилегающих друг к другу фрагментов постоянного объема и плотности, то величины элементарных сил инерции, приложенных к центрам масс этих отдельных фрагментов, определяются как [160, 325]:

$$F_i^{\text{ин}} = V_i \cdot \rho_i \cdot a_{\text{ост}} \quad (6.17)$$

где  $V_i$ — объем  $i$ -го фрагмента,  $\text{м}^3$ ;  $\rho_i$ — плотность  $i$ -го фрагмента,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $a_{\text{ост}}$ — ускорение при торможении,  $\text{м}/\text{с}^2$ .

То есть, чем больше различия в плотности и объеме отдельных фаз в разрушаемом материале, тем больше различие сил инерции, возникающих в фазах. Силы инерции, возникающие в металлических включениях, будут в несколько раз больше, чем силы инерции, возникающие в шлаковообразующей силикатной матрице, например, в фаялите. Такое различие величин сил инерции и распределенный характер этих сил способствуют тому, что в процессе центробежно-ударного дробления в куске шлака возникают как нормальные напряжения, обусловленные сжатием  $\sigma_{\text{сж}}$ , так и нормальные напряжения, вызванные изгибом  $\sigma_{\text{из}}$ , при этом интенсивность последних превышает  $\sigma_{\text{сж}}$  [160, 325]. Зона действия напряжений значительно расширяется, по сравнению с локальным нагружением, и, следовательно, вероятность разрушения по трещинам, находящимся в этой зоне, повышается [160, 325].

Селективность разрушения металлургических шлаков в инерционных аппаратах будет определяться также геометрией зерен отдельных фаз и морфологическими параметрами поверхностей контакта зерен. В случае простых гладких поверхностей срастания разрушение по межзеренным границам будет происходить при более низких напряжениях, чем в случае сложных извилистых границ. В зерне величина изгибающих напряжений уменьшается при увеличении значения фактора круглой формы. Металлические включения в изученных шлаках имеют фактор формы, близкий к единице (0.7–0.92), свидетельствующий об изометрич-

ной (округлой) их форме с четкими ровными границами, а в структуре фаялитовой матрицы шлаков медной плавки наблюдаются таблитчатые и пластинчатые зерна фаялита и панидиоморфные зерна вюстита [160]. Следовательно, при дезинтеграции шлаков в центробежно-ударных аппаратах [160] в первую очередь будет происходить разрушение призматических и игольчатых зерен фаялита, железомagneзиевого оксида и зерен неправильной формы мелилита, а разрушение металлических включений будет носить только характер сколов [160].

Различие физико-механических свойств и морфометрических параметров отдельных фаз шлаков [160, 325], с одной стороны, характер нагружения куска шлака в камере центробежно-ударной дробилки и возможность регулирования величины прикладываемой динамической нагрузки, с другой стороны, способствуют селективности процесса дезинтеграции металлургических шлаков в дробилках ударного действия и позволяют раскрывать металлические включения еще на стадии дробления при более низких значениях ускорений, а, следовательно, и при меньших энергетических затратах, которые могут быть уменьшены на 10-15%.

#### **6.4 Разработка и опытно-промышленная апробация эффективных ресурсосберегающих технологий переработки металлургических шлаков**

В ванадиевых шлаках, являющиеся исходным сырьём для производства пентаоксида ванадия и феррованадия, присутствующее железо является вредной примесью при производстве из них ванадиевых порошков. Необходимо было разработать технологию переработки ванадиевого шлака для получения обезжелезненного молотого ванадиевого порошка с массовой долей железа дисперсного не более 1,5%, пентаоксида ванадия – не менее 20%, и отвечающего требованиям по фракционному составу: крупность 0 – 0,16 мм при содержании зерен размером 0 – 0,1 мм не менее 95,0% и содержании зерен размером 0 – 0,07 мм не менее 50,0% [324, 325, 226, 52].

Изучение фазового состава, структуры и физико-механических свойств основных фаз шлака (см. п. 6.1) показало, что имеются предпосылки селективного раскрытия хорошо раскристаллизованной фазы ванадиевого шпинелида и вскрытия металлической фазы в виде индивидуализированных металловключений, достигающих размеров 10-15 мм, в процессе дезинтеграции. Микротвердость металлических включений в 1,8 раза меньше микротвердости

силикатной фазы и в 2,6 раза – рудной шпенелидной. Разработанная технологическая схема переработки ванадиевого шлака (рис. 6.28) является стадийной и позволяет получать молотый ванадиевый порошок с массовой долей железа дисперсного 1,28% после первой стадии обогащения, с массовой долей железа дисперсного 0,61% после второй стадии обогащения и металлоконцентрат.

Схема дробления шлаков включает две стадии дробления исходного кускового товарного шлака фракции 0-200 мм в щековых дробилках до крупности 0-20 мм и третью стадию мелкого дробления в центробежно-ударной дробилке ДЦ-0,36 с футеровкой из дробимого материала, работающей в замкнутом цикле с грохотом с размером отверстий сита 5 мм. Была установлена рациональная скорость вращения ускорителя дробилки, которая составила 70 м/с. При этой скорости происходило накопление в классе 5-20 мм недробимых металлических включений при небольшой зашлакованности 3,1%.

Дробленный до крупности 5 мм шлак подвергался магнитной сепарации на сепараторе ПБС. Установлено, что при напряженности магнитного поля 2200 Э, окружной скорости барабана 1 м/с и производительности 500 кг/ч достигается наименьшая массовая доля железа 1,28% в немагнитном продукте при достаточно высоком его выходе 63,1%. Это свидетельствует о том, что при крупности дробленого материала 0-5 мм происходило достаточно полное раскрытие металловключений в процессе центробежно-ударного дробления шлака и последующее эффективное его обезжелезнение.

Закономерности более «тонкого» разрушения ванадиевого шлака для его глубокого обезжелезнения изучались при измельчении его в центробежно-ударной мельнице. Для этого немагнитная фракция сепаратора ПБС крупностью 0–5 мм подавалась в измельчительный комплекс КИ, состоящий из центробежно-ударной мельницы МЦ-1,25 со встроенным воздушным классификатором, группы циклонов и рукавного фильтра. Параметры работы измельчительного комплекса КИ-0,36 были подобраны из условия получения наименьшей массовой доли железа в "мелком" продукте воздушного классификатора при содержании в нем зерен размером 0-0,1 мм не менее 95,0%.



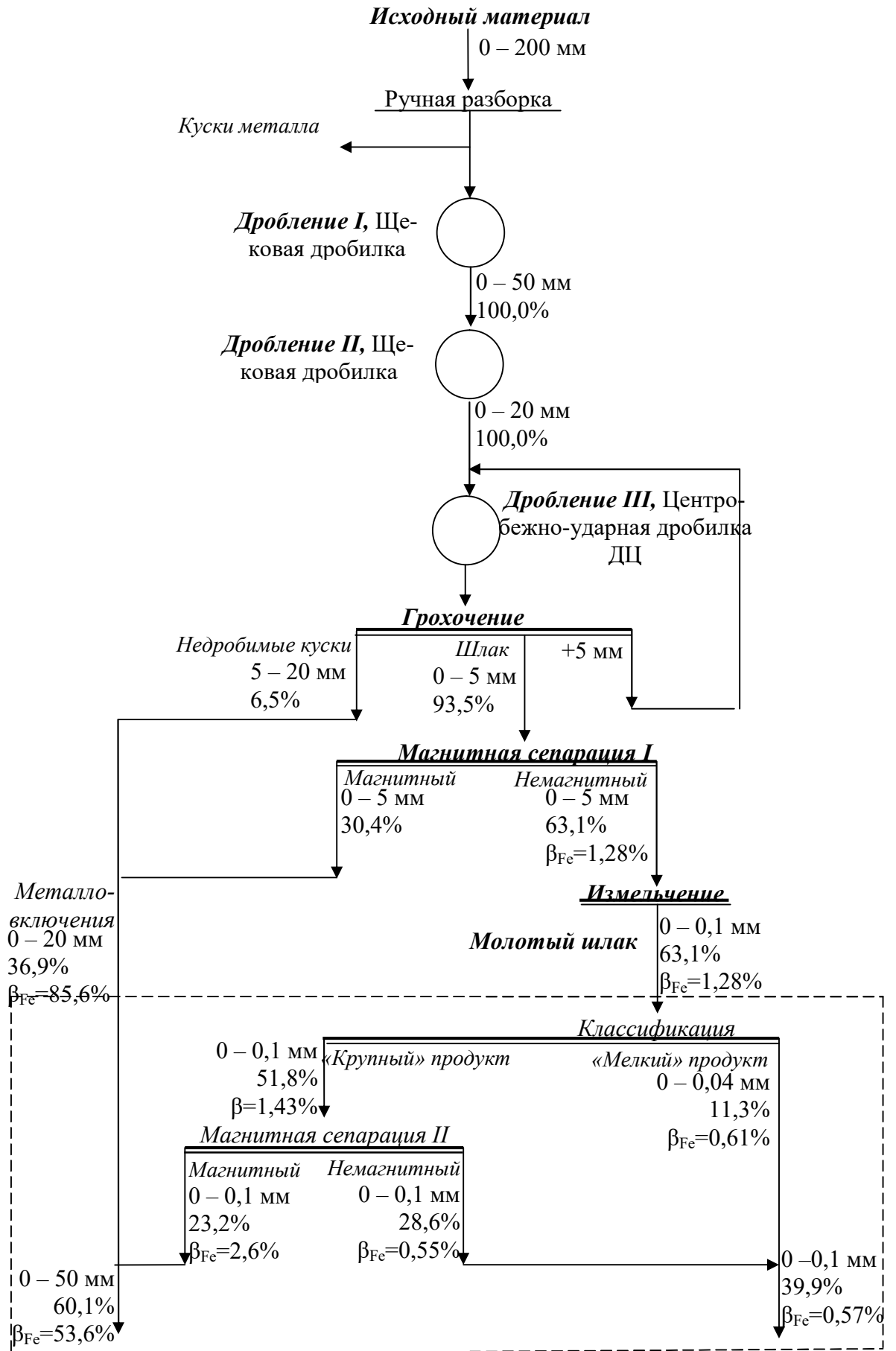


Рисунок 6.28 – Технологическая схема переработки ванадиевого шлака

Оптимальная линейная скорость вращения ускорителя мельницы составила 96 м/с, расход воздуха 1500 м<sup>3</sup>/ч. Частота вращения корзины воздушного классификатора составляла 1260 об/мин, угол наклона лопаток – 45 град. Гранулометрический состав измельченного продукта может регулироваться положением воздушных лопаток. Применение комплекса КИ в заданных технологических параметрах обеспечило измельчение шлака до содержание частиц менее 0,16 мм 100,0% при производительности 0,16 т/ч. При классификации измельченного шлака в воздушно-динамическом классификаторе получались два продукта: "крупный" продукт классификатора фракции 0,040-0,1 мм, который содержал 1,43% железа, и "мелкий" продукт группы циклонов фракции 0-0,040 мм с массовой долей железа дисперсного 0,61%. Таким образом, раскрытые в процессе измельчения металлические частицы были сконцентрированы в продукте с более узким зерновым составом.

Крупный продукт измельчения и классификации был подвергнут магнитной сепарации на сепараторе ЭВС при напряженности магнитного поля 3000 Э, что позволило снизить массовую долю железа в немагнитном продукте до 0,55%. Но при этом с магнитным продуктом теряется до 23% готового по крупности молотого шлака. При объединении "мелкого" продукта классификации с немагнитным продуктом второй стадии сепарации был получен молотый шлак крупностью 0-0,1 мм с массовой долей железа 0,57% [325, 326].

Таким образом, построение технологической схемы переработки шлака зависит от его минералогических и морфологических особенностей, текстурно-структурных характеристик, физико-механических свойств отдельных фаз, требований к конечной продукции и решаемых задач. По схеме, включающей три стадии дробления, одну стадию сухой магнитной сепарации и сухое измельчение обезжелезненного шлака, возможно получение ванадиевого шлака тонкого помола для производства пентаоксида ванадия крупностью 98,8% класса 0-0,1 мм с массовой долей железа 1,28%, пентаоксида ванадия – 30,2%, при выходе молотого шлака 63,1%. Выход металловключений для последующей утилизации в качестве оборотного продукта в металлургическом производстве при этом составил 36,9% при зашлакованности 3,1% [325]. Для более глубокого обезжелезнения шлака и получения порошка с массовой долей железа дисперсного до 0,5-0,6% необходи-

мо включение в технологическую схему переработки классификации измельченного продукта и второй стадии сухого магнитного обогащения при большей напряженности магнитного поля [232]. Разработанная технология переработки ванадиевого шлака обеспечивает наиболее комплексное его использование, поскольку получаемые продукты в виде молотого обезжелезненного ванадиевого порошка и металлоконцентрата будут востребованными в соответствующих производствах.

Сталеплавильные шлаки содержат железа 22-24% и более, в том числе 11 – 15% в виде корольков металла, поэтому основными путями их утилизации является извлечение металла для оборотного использования в агломерационном и доменном производствах [55]. Для разработки технологии получения высококачественных концентратов из металлоконцентратов, являющихся продуктами первичной переработки отвальных металлургических шлаков АО «Уральская Сталь», было изучено распределение металла по классам крупности [327]. Для этого исходные металлоконцентраты были фракционированы на узкие классы крупности с определением в каждом из них содержания магнитных частиц. В качестве примера приведено распределение металла во фракции 8 – 50 мм (рис. 6.29 а) и в наиболее мелкой фракции 0 – 5 мм (рис. 6.29 б).

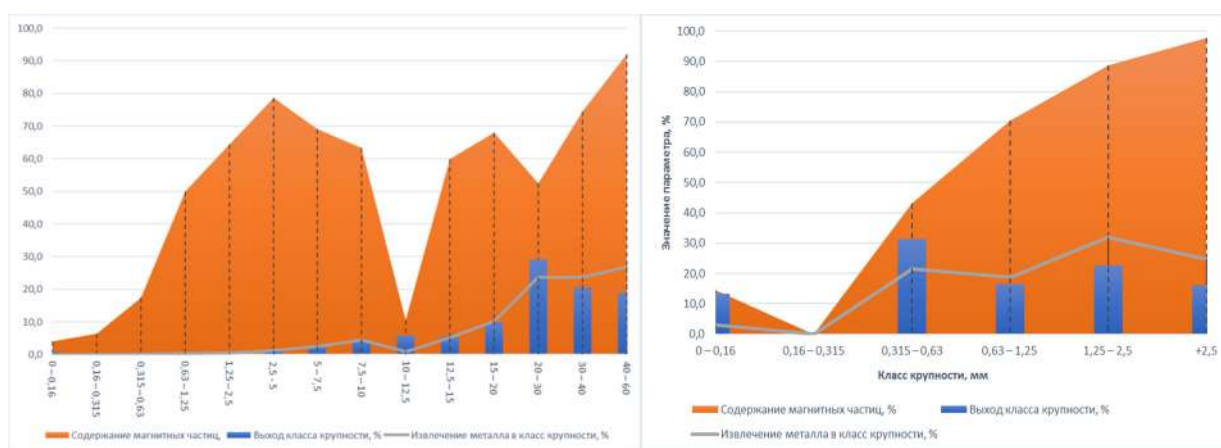


Рисунок 6.29 – Распределение металла по классам крупности в металлоконцентратах: а) фракции 8 – 50 мм; б) фракции 0 – 5 мм

В металлоконцентрате фракции 8-50 мм основное количество магнитных включений сосредоточено в классах крупности более 15 мм. В самых крупных классах 30-40 мм и 40-60 мм содержание магнитных частиц высокое и составляло 92,1 и 74,6% соответственно, что говорит о целесообразности извлечение круп-

ных металловключений в самостоятельный продукт с высокой массовой долей железа в начале технологической цепочки [327].

В материале крупностью менее 20 мм выход магнитной фракции снижается, что согласуется с установленным минералогическим анализом усложнением текстурно-структурных характеристик сростков железосодержащих и шлаковых фаз при уменьшении крупности исходного материала. Следовательно, для вскрытия зашлакованных металловключений необходимо дробление материала с последующей магнитной сепарацией. Некондиционный металлоконцентрат фракции 0-8 мм содержал 42,8% материала мельче 1,25 мм. Содержание магнитной фракции в данном классе составляло только 11,4%, что обусловлено зашлакованностью металловключений. В металлоконцентрате фракции 0-5 мм основное количество магнитных частиц равномерно распределено в материале крупнее 0,315 мм, а в более мелких фракциях их содержание резко снижается.

Результаты распределения металловключений по классам крупности показали, что при переработке мелких фракций 0-8 и 0-5 мм для получения концентратов с массовой долей железа более 60% целесообразно включение в технологическую схему их дообогащения операций дробления исходного материала для вскрытия зашлакованных металловключений с последующей воздушной классификации и сухой магнитной сепарацией в слабом поле. Операция воздушной классификации по границам 0,315-0,63 мм позволит увеличить массовую долю ценного компонента в материале, поступающем на обогащение, и повысить эффективность магнитной сепарации за счет переработки более узкофракционированного материала.

В ходе технологических испытаний установлено, что при дроблении некондиционных металлоконцентратов в центробежно-ударной дробилке ДЦ-0,36 (с металлической отбойной плитой) при пониженной скорости вращения ускорителя дробилки 40 м/с частицы металла, обладающие большей прочностью по сравнению со шлаковыми компонентами, практически не разрушаются и при последующем грохочении дробленого материала по классу 10 мм могут быть выделены в надрешетный продукт, не требующий дальнейшего обогащения. Таким образом, переработке путем воздушной классификации и сухой магнитной сепарации бу-

дет подвергаться только класс 0 – 10 мм, что повысит селективность разделения мелких классов и существенно снизит энерго- и материалоемкость схемы.

При классификации дробленого материала в каскадно-гравитационном классификаторе КГ более тяжелые металловключения концентрируются преимущественно в крупном продукте, а в отделяемую тонкую "пылевую" фракцию переходят в основном измельченные шлаковые составляющие. Скорость воздушного потока в классификаторе может варьироваться в пределах от 2 до 6 м/с. При изменении скорости воздушного потока в классификаторе можно регулировать класс крупности отделяемой фракции в диапазоне от 0,16 до 1,25 мм и получать "мелкий" продукт с отвальным содержанием железа. Последующую магнитную сепарацию "крупного" продукта классификации необходимо проводить в магнитном поле напряженностью 3000÷4000 Э на сепараторах типа ПБС, что позволяет выделить раскрытые и обесшламленные металловключения в концентрат высокого качества.

Разработанная технологическая схема и показатели переработки металлоконцентрата фракции 0-65 мм приведены на рисунке 6.30. Как следует из представленных данных, были получены готовые продукты высокого качества: фракция 10-60 мм с массовой долей железа 83,75% и 0-10 мм с массовой долей железа 76,9%. Хвостами переработки являются "мелкий" продукт классификации и немагнитный продукт сепарации с суммарным извлечением железа в них только 4,4%.

При переработке фракции 8-50 мм (проба Ш5) по аналогичной схеме выделенный негабаритный металл крупностью более 50 мм объединялся с надрешетным продуктом грохочения крупностью 10-20 мм в готовый металлоконцентрат 10-50 мм с высокой массовой долей железа в нем 70,7% при извлечении 43,2%. Полученный в результате магнитной сепарации металлоконцентрат 0-10 мм также характеризовался достаточно высокой массовой долей железа – 62% при извлечении железа 46,6%. С хвостами переработки в виде объединенных "мелкого" продукта классификации и немагнитного продукта сепарации при этом терялось только 10,2% железа при невысокой массовой доле железа 12,7%.

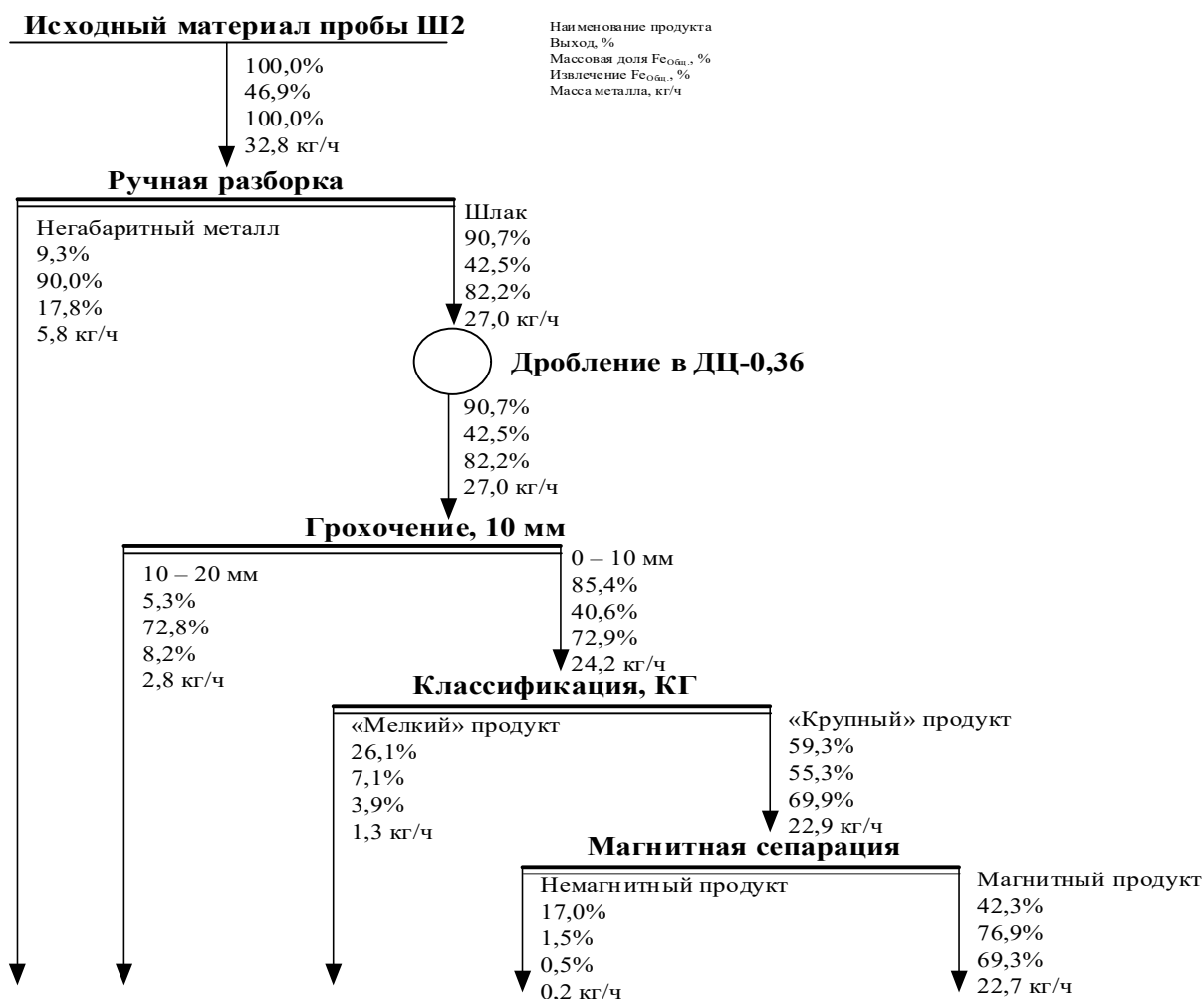


Рисунок 6.30 - Качественно-количественная схема переработки пробы Ш2

Проведено сравнение показателей переработки фракций 0-20 мм, полученных из доменных (проба Ш1) и мартеновских (проба Ш3) шлаков, по схемам без операции додробливания и с додробливанием исходных некондиционных металлоконцентратов в дробилке ДЦ-0,36. При переработке материала пробы Ш3 по схеме без додробливания исходного материала (рис. 6.31 а), несмотря на высокое (94,5%) суммарное извлечение железа в надрешетный продукт 10-20 мм и в магнитный продукт сепарации, качество этих продуктов было невысоким – 44,9 и 54,5% соответственно. Распределение магнитных включений в "крупном" продукте классификации по данным магнитного анализа (табл. 6.6) свидетельствует, что основное их количество находилось в классах крупнее 1,25 мм.

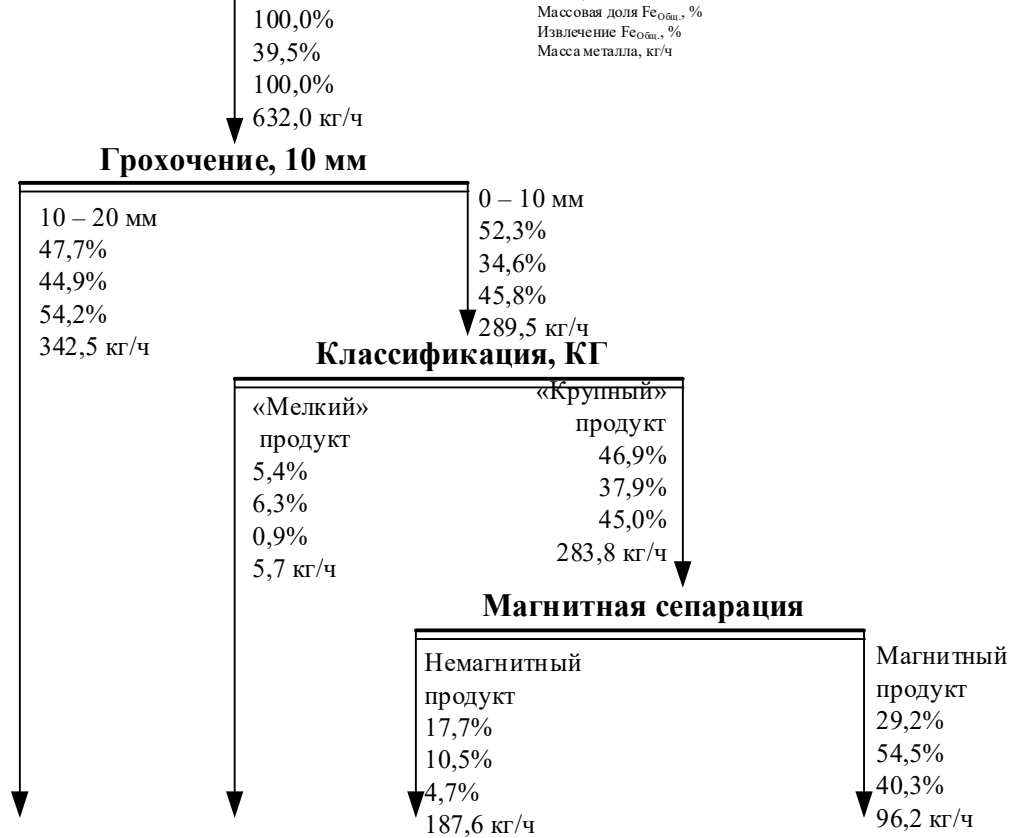
Таблица 6.6 – Распределение магнитных включений  
в "крупном" продукте классификации

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание магнитных частиц, %	Распределение магнитных частиц, %
+2,5	68,3	85,9	86,8
1,25 – 2,5	9,9	56,8	8,3
0,63 – 1,25	7,1	30,6	3,2
0,315 – 0,63	10,2	8,8	1,3
0,16 – 0,315	3,8	5,9	0,4
0 – 0,16	0,7	0,0	0,0
Итого:	100,0	67,6	100,0

Согласно результатам минералогического анализа, ввиду сложного вещественного состава данной пробы (см. п. 6.1), для вскрытия содержащихся крупных включений металла и уменьшения их зашлакованности, для раскрытия железосодержащих фаз в виде магнезиовюстита, магнезиоферритов и магнетита требуется селективная дезинтеграция исходного металлоконцентрата. Поэтому при переработке пробы ШЗ с додрабливанием исходного материала (рис. 6.31 б) за счет вскрытия зашлакованных металловключений в последующей операции грохочения по классу 10 мм был получен надрешетный продукт с достаточно высокой массовой долей железа 56,7%. Также повышается качество магнитного продукта сепарации – с 54,5% в схеме без додрабливания, до 68,9% – в схеме с додрабливанием. Суммарное извлечение железа в надрешетный продукт 10-20 мм и в магнитный продукт, таким образом составило 86,6%.

## Исходный материал пробы ШЗ

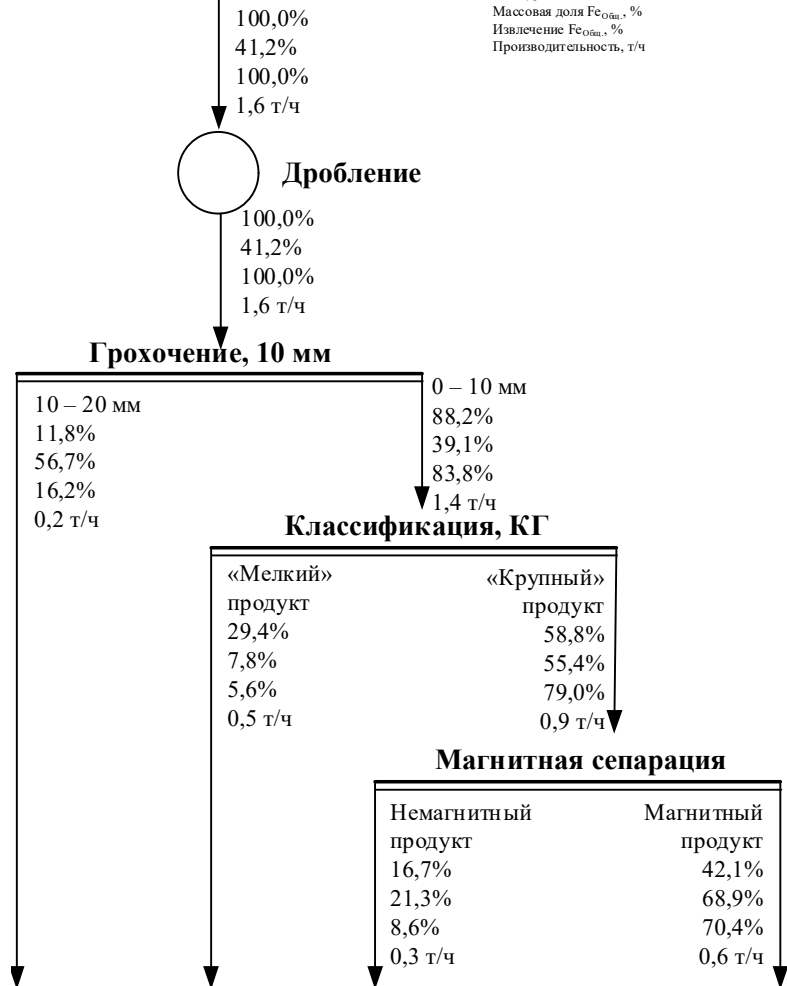
Наименование продукта  
Выход, %  
Массовая доля  $Fe_{общ.}$ , %  
Извлечение  $Fe_{общ.}$ , %  
Масса металла, кг/ч



а

## Исходный материал пробы ШЗ

Наименование продукта  
Выход, %  
Массовая доля  $Fe_{общ.}$ , %  
Извлечение  $Fe_{общ.}$ , %  
Производительность, т/ч



б

Рисунок 6.31 – Качественно-количественная схема переработки пробы ШЗ: а – без додрабливания, б – с додрабливанием



Показатели переработки пробы Ш1 по аналогичным схемам, приведенные в таблице 6.7, также свидетельствуют об эффективности операции дезинтеграции исходных некондиционных металлоконцентратов перед их разделением.

Таблица 6.7 – Показатели переработки фракции 0-20 мм (проба Ш1) по схемам с додраблыванием и без додраблывания исходного материала

Наименование продук- тов	Без додраблывания			С додраблыванием		
	Выход, %	Массовая доля Fe <sub>общ.</sub> , %	Извлечение Fe <sub>общ.</sub> , %	Выход, %	Массовая доля Fe <sub>общ.</sub> , %	Извлечение Fe <sub>общ.</sub> , %
<i>Исходный материал</i>						
Некондиционный ме- таллоконцентрат	100,0	38,6	100,0	100,0	37,3	100,0
<i>Продукты переработки</i>						
Надрешетный продукт 10-20 мм	9,2	52,2	12,4	-	-	-
Мелкий продукт клас- сификации	8,6	15,4	3,4	30,5	12,4	10,1
Магнитный продукт	47,3	62,4	76,5	40,8	69,0	75,5
Немагнитный продукт	34,9	8,5	7,7	28,7	18,7	14,4

Анализ распределения магнитных включений в "крупном" продукте классификации (табл. 6.8) при переработке пробы Ш1 без додраблывания указывает на нахождение основного количества магнитных частиц в более крупных классах и на целесообразность дробления исходного материала и классификации его по граничному классу 1,25 мм для повышения массовой доли железа в магнитном продукте.

Таблица 6.8 – Распределение магнитных включений в крупном продукте классификации пробы Ш1

Класс круп- ности, мм	Выход класса, %	Содержание магнитных частиц, %	Распределение магнитных частиц, %
+2,5	52,3	68,5	61,1
1,25 – 2,5	17,3	58,4	17,2
0,63 – 1,25	11,1	50,8	9,6
0,315 – 0,63	11,5	34,3	6,7
0,16 – 0,315	6,3	40,5	4,5
0 – 0,16	1,5	33,3	0,9
Итого:	100,0	58,6	100,0

При переработке мелких фракций металлоконцентратов 0-5 (проба Ш6) и 0-8 мм (проба Ш4) важную роль играет операция воздушной классификации по установленному граничному классу крупности и ее место в технологической схеме. Поэтому пробы были переработаны по двум схемам: «дробление-воздушная классификация-магнитная сепарация» (схема 1) и «воздушная классификация-дробление-магнитная сепарация» (схема 2). На рисунке 6.32 приведены показатели разделения пробы Ш4 по различным схемам. Для оценки распределения металловключений в продукте дробления по схеме 1 он был подвергнут магнитному анализу по классам крупности (табл. 6.9).

Таблица 6.9 – Распределение магнитных включений в дробленом продукте

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание магнитных частиц, %	Распределение магнитных частиц, %
+2,5	27,4	88,4	47,40
1,25 – 2,5	18,3	72,2	25,85
0,63 – 1,25	15,7	42,7	13,10
0,315 – 0,63	19,8	16,6	6,43
0,16 – 0,315	10,3	11,1	2,23
0 – 0,16	8,5	30,0	4,99
Итого:	100,0	51,1	100,0

Основное количество магнитных частиц 86,35% сосредоточено в материале крупнее 0,63 мм, что свидетельствует о селективном разрушении более хрупкой шлаковой фазы при дроблении в центробежно-ударной дробилке и накоплении ее в мелких классах. Поэтому был изменен порядок операций в схеме переработки мелких фракций и классификации по граничному классу 0,63 мм подвергался уже дробленый продукт (схема 2 на рис. 6.32), что обеспечило повышение извлечения железа в магнитный продукт.

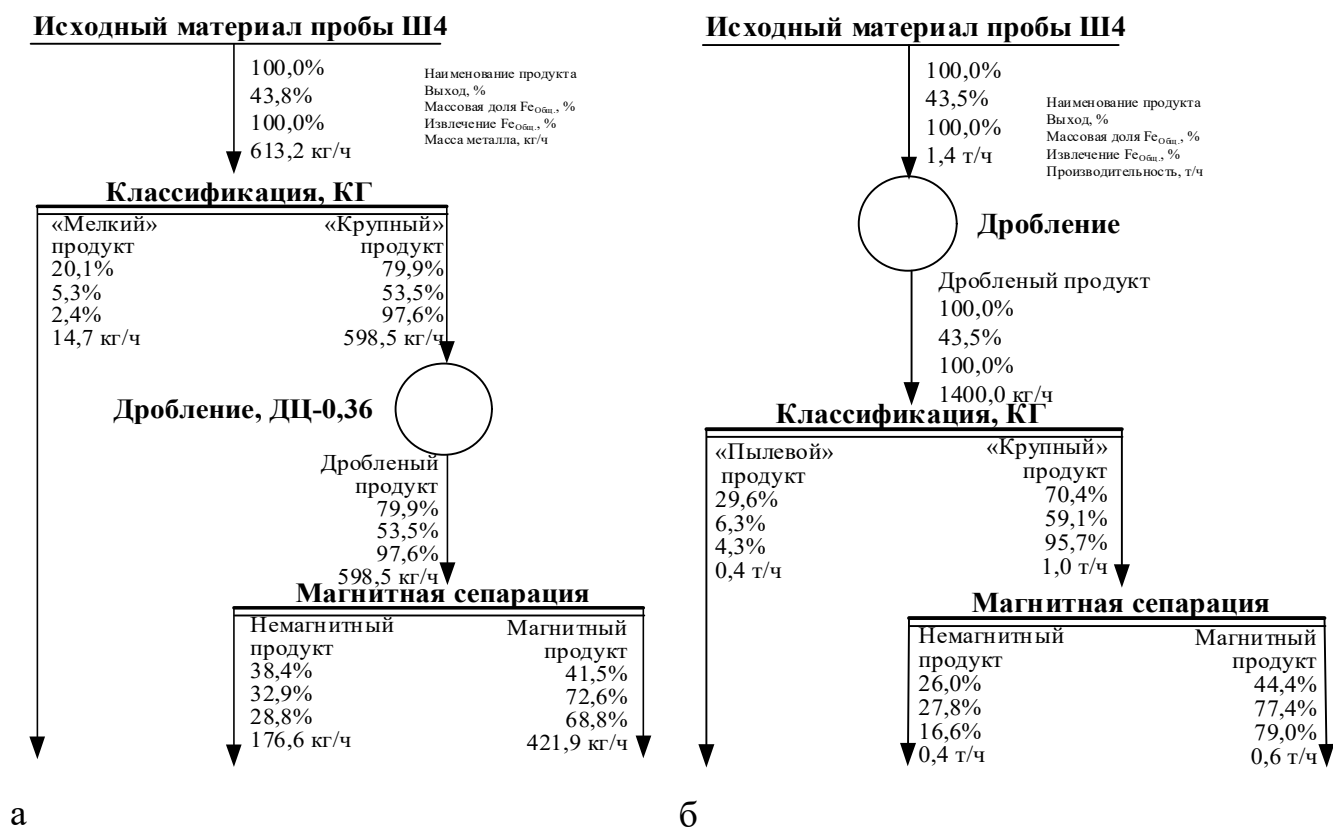


Рисунок 6.32 – Качественно-количественные показатели переработки пробы Ш4:  
а – по схеме 1, б – по схеме 2

При оценке влияния скорости вращения ускорителя дробилки на гранулометрический состав дробленого продукта и распределение магнитных частиц по классам крупности было установлено, что с увеличением скорости с 40 до 90 м/с возрастает содержание тонких классов менее 0,63 мм (рис. 6.33 а) бедных по содержанию магнитных частиц (рис. 6.33 б) за счет переизмельчения шлаковой составляющей при больших скоростях вращения ускорителя.

При содержании магнитной фракции в исходном шлаке 43,5% при увеличении скорости вращения ускорителя дробилки возрастает содержание магнитных частиц в классах крупности +2,5 и 1,25-2,5 мм (рис. 6.33 б), что также свидетельствует о преимущественном разрушении шлаковых фаз и высвобождении металлических. При скоростях ускорителя 50-70 м/с распределение магнитных частиц в эти классы было максимальным и составляло суммарно 78,94% при скорости 50 м/с и 79,77% при скорости 70 м/с, а при скорости 90 м/с снижалось до 72,47%.

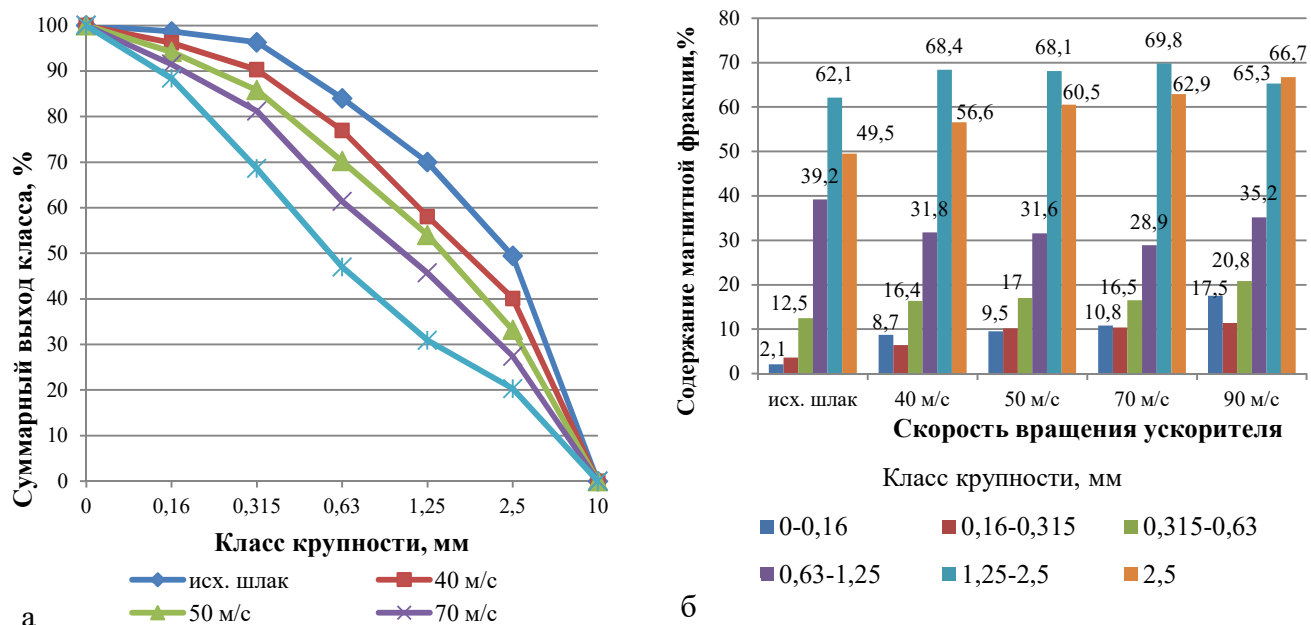


Рисунок 6.33 – Влияние скорости вращения ускорителя:

а – на гранулометрический состав дробленого продукта, б – на содержание магнитной фракции в классах крупности

Показатели переработки пробы Ш6 по аналогичным схемам приведены в таблице 6.10. Граничным классом, по которому необходимо производить классификацию данной пробы, был класс 0,315 мм.

Сравнение показателей переработки проб некондиционных металлоконцентратов фракций 0-8 и 0-5 мм по схемам, в которых операции классификации предшествует дроблению в дробилке ДЦ или следует за операцией дробления показывает, что во втором случае существенно возрастает выход "мелкого" продукта классификации, в который переходят преимущественно переизмельченные шлаковые фазы. Додрабмливание даже такого мелкого исходного материала для разрушения шлаковых фаз и обесшламливание по граничному классу крупности способствуют более избирательному протеканию сухой магнитной сепарации. Показатели переработки по схеме переработки «дробление-воздушная классификация-магнитная сепарация» (схема 1) выше, чем по схеме «воздушная классификация-дробление-магнитная сепарация» (схема 2). При обогащении фракции 0-8 мм 77,4% против 72,6%, при обогащении фракции 0-5 мм 71,8 против 64,3% при сопоставимых извлечениях железа в магнитный продукт.

Таблица 6.10 – Показатели переработки фракции 0-5 мм (проба Ш6) по различным схемам

Наименование продук- тов	По схеме 1			По схеме 2		
	Выход, %	Массовая доля Fe <sub>общ.</sub> , %	Извлечение Fe <sub>общ.</sub> , %	Выход, %	Массовая доля Fe <sub>общ.</sub> , %	Извлечение Fe <sub>общ.</sub> , %
<i>Исходный материал</i>						
Некондиционный ме- таллоконцентрат	100,0	44,3	100,0	100,0	43,7	100,0
<i>Продукты переработки</i>						
Концентрат	54,9	64,3	79,7	48,3	71,8	79,4
Немагнитный продукт	29,4	21,7	14,4	14,2	27,8	9,0
Мелкий продукт клас- сификации	15,7	16,6	5,9	37,5	13,5	11,6

Эффективным способом обогащения мелких классов шлаков может служить способ сепарации во взвешенном состоянии в электромагнитном поле с переменной и уменьшающейся по ходу напряженностью поля, за счет чего в одной операции обеспечивается несколько приемов магнитной сепарации [47, 110, 256]. При этом происходит многократное притяжение частиц с различной скоростью к магнитной системе, расположенной под определенным углом над транспортирующим материал конвейером, их эффективная очистка от налипших мелких частиц и повышение качества магнитного продукта [55]. При опытно-промышленных испытаниях способа за счет более полного раскрытия металлических включений в мелких классах сталеплавильных шлаков крупностью 10-0 мм и высокой избирательности процесса, возможности оперативного регулирования конструктивных и технологических параметров установки массовая доля железа повышалась с 27-28% в исходных шлаках до 57-58% при извлечении железа 30-45% от операции [257, 320, 321].

Повышение качества некондиционных металлоконцентратов при переработке по разработанным технологическим схемам обеспечивалась за счет избирательного вскрытия зашлакованных металловключений при их дроблении в дробилках ударного действия, селективного удаления измельченных шлаковообразующих минералов в процессе воздушной классификации и более эффективного извлечения металловключений при сухой магнитной сепарации узкофракционированного материала. В результате глубокой переработки мелких фракций 0-5 и 0-8 мм массовая доля железа в металлоконцентратах повысилась с 43% до 71-77%. При пе-



Оценка экономической эффективности разработанных технологических решений по получению высококачественных концентратов из некондиционных металлосодержащих промпродуктов приведена в Приложении 7.

Результаты полупромышленных испытаний переработки металлосодержащих промпродуктов в ЗАО «Урал-Омега» приведены в Приложении 8. Заключение о возможности применения полученных по разработанным технологиям высококачественных металлоконцентратов в ООО «Южно-уральская Горно-перерабатывающая Компания», в доменном и агломерационном производствах АО «Уральская Сталь» представлено в Приложении 9.

### **6.5 Разработка технологических рекомендаций по построению модульных линий переработки бедного природного и техногенного сырья с использованием центробежно-ударного способа дезинтеграции**

Проектирование современных технологических линий по переработке отходов производства должно осуществляться на основании модульного подхода [222, 255]. При этом технологическая линия представляет собой совокупность отдельных модулей технологических операций, направленных на решение функциональной задачи, – вскрытие ценного компонента, выделение части материала с отвальным содержанием, выделение крупнокускового готового продукта, обеспыливание, разделение материала на концентрат и хвосты по наиболее контрастному признаку и т.п. Осуществление такого подхода невозможно без разработки достаточного количества модулей, учитывающих структурные свойства, морфометрические параметры, особенности вещественного состава техногенного сырья [222]. Не менее важны конструктивные особенности оборудования, настраиваемые параметры и режимы его работы, место расположения модулей в схемах переработки. Учитывая ограниченную номенклатуру модулей и возможность их повторяемости, необходимо в каждой технологической операции обеспечивать оптимальные параметры разрушения или разделения, адекватные структуре и свойствам сырья.

Использование центробежно-ударного способа разрушения и соответствующей техники актуально для переработки металлургических шлаков и для других видов бедного природного и техногенного минерального сырья, особенно при организации мобильных технологических линий и сухих технологий переработки.

На основании обобщения опыта использования центробежно-ударных аппаратов, проводимых ЗАО «УралОмега» в течение последнего десятилетия, и результатов совместных исследований [232, 196, 163, 52, 326, 160, 378, 225, 250, 41, 251, 222, 12, 112, 199, 325, 376, 174, 306], были составлены технологические рекомендации по построению модульных технологических линий (табл. 6.11).

Как следует из представленных данных, технологические схемы и линии переработки столь разнообразных объектов включали два основных цикла – рудоподготовительный и собственно обогатительный (в общем случае разделительный). На первом этапе, в цикле рудоподготовки необходимо было произвести дезинтеграцию минерального вещества на фазы с разным содержанием полезного компонента, а на следующем этапе – сконцентрировать компонент в соответствующем продукте переработки в соответствии с наиболее контрастным разделительным признаком. При этом разделительным признаком могли служить: особенности минерального и фазового состава сырья, различия физических, физико-механических свойств, структурно-текстурных, морфометрических параметров минералов и т.п. Это обеспечивало правильный выбор модулей для построения технологической схемы, селективное вскрытие минеральных комплексов в процессах дробления и/или измельчения, разделение по наиболее контрастному технологическому свойству в последующем обогатительном процессе, при необходимости селективное удаление частиц пустой породы и, в конечном итоге, получение продуктов разделения с заданными или приемлемыми показателями качества.

Для выбора наиболее рационального с точки зрения селективности и энергоемкости способа разрушения особенно важны были такие характеристики сырья как крупность и форма выделений рудных минералов и металлов, степень их неоднородности, характер излома, границ срастания, разница в механических свойствах между рудными и находящимися с ними в контакте нерудными минералами (твердость, хрупкость, абразивность, склонность к ошламованию). Это предопределяет степень высвобождения минералов из сростков, конечную крупность измельчения, концентрацию и перераспределение ценных минералов и металлов в продуктах дезинтеграции, стадийность обогатительных процессов, характер и структуру потерь ценных компонентов.



Таблица 6.11 – Рекомендации по построению технологических линий переработки бедного природного и техногенного сырья с использованием центробежно-ударной техники

Виды сырья	Вид сырья, характеристика	Разделительный признак	Модуль	Технологические операции	Получаемая продукция
Бедные руды	<p><b>Марганцевые руды (оксидные)</b></p> <p>Руды характеризуются сложным структурно- текстурным рисунком. Структура скрытокристаллическая. Текстура прожилково-пятнистая.</p>	<p>1. Различие микротвердости слагающих руду минералов (кварц, хлорит и псиломелан, пиролюзит).</p> <p>2. Контрастность магнитных свойств породных и рудных минералов.</p>	<p>1. Селективного вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов (крупностью менее 0,074 мм).</p> <p>2. Выделение кварца/обесшламливание.</p> <p>3.Разделение контрастных минералов в магнитном поле.</p>	<p>- измельчение в КИ<sup>2</sup>;</p> <p>- воздушная классификация в КЦ<sup>4</sup>;</p> <p>-высокоградиентная магнитная сепарация</p>	<p>Марганцевый концентрат с массовой долей Mn более 40%. Тонкодисперсные наполнители для шпаклёвочных смесей на цементной основе.</p>
	<p><b>Хромовые руды</b></p> <p>Зерна хромшпинелида отличаются степенью метаморфизации и содержанием хрома от 22,6до 41,7%. Бедные зерна шпинели имеют множество дефектов и трещин, заполненных вторичными минералами.</p>	<p>1. Частичная разрушенность зерен шпинели.</p> <p>2. Наличие вторичной минерализации по границам зерен и в дефектах.</p> <p>3. Различие микротвердости породной и рудной части (серпентинита и хромшпинелида).</p>	<p>1. Селективного вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов (крупностью до 0,315 мм).</p> <p>2. Обесшламливание и удаление с пылевидным продуктом части хвостов с отвальным содержанием.</p> <p>3.Разделение контрастных минералов в магнитном поле.</p>	<p>- измельчение в КИ;</p> <p>- воздушная классификация в КЦ;</p> <p>-высокоградиентная магнитная сепарация</p>	<p>Хромовый концентрат с массовой долей Cr более 40%. Тонкодисперсные наполнители для шпаклёвочных смесей на цементной основе.</p>
	<p><b>Золотосодержащие руды</b></p> <p>Руды кварц-сульфидного состава с содержанием золота до 1 г/т. Содержание углеродистого вещества до 5 %. Включенное в пирит золото имеет размер от 5 до 40 мкм, располагается как в центре зерен пирита, так и в краевой части.</p>	<p>1. Различие микрохрупкости золота и минералов породы.</p> <p>2. Различие плотности золотосодержащих фаз и вмещающих пород.</p>	<p>1. Селективное вскрытие золотосодержащих (при крупности 5 – 15 мм) с образованием широкой сети микротрещин и дефектов в минералах породы.</p> <p>2. Выделение сульфидной части материала и части хвостов с отвальным содержанием при гравитационной классификации.</p> <p>3. Гидрометаллургическая переработка.</p>	<p>- дробление в ДЦ<sup>1</sup> в режиме «самофутеровки»;</p> <p>- классификация в классификаторе КГ<sup>3</sup>;</p> <p>- выщелачивание</p>	<p>Золотосодержащий раствор</p>

<sup>1</sup>ДЦ – дробилка центробежно-ударная; <sup>2</sup>КИ – измельчительный комплекс с центробежно-ударной мельницей сухого помола; <sup>3</sup>КГ – классификатор воздушный каскадно-гравитационный; <sup>4</sup>КЦ – классификатор воздушно-динамический (центробежный); <sup>5</sup>ГИ – грохот инерционный

Продолжение табл. 6.11

Виды сырья	Вид сырья, характеристика	Разделительный признак	Модуль	Технологические операции	Получаемая продукция
Техногенное сырье	<p><b>Шлаки черной металлургии и некондиционные продукты их переработки</b></p> <p>Доменные и сталеплавильные шлаки содержат в качестве ценного компонента включения металлического железа в виде корольков крупностью от 50 мм до 0,1 мм. Сложные текстурно-структурные характеристики и сложный фазовый состав, повышенная абразивность.</p>	<ol style="list-style-type: none"> <li>1. Различие микротвердости и микрохрупкости основных фаз шлаков.</li> <li>2. Наличие крупных (до 50 мм) металловключений, не разрушающихся в аппаратах дезинтеграции.</li> <li>3. Различие плотности металлической и шлаковой фаз.</li> <li>4. Повышенная абразивность.</li> </ol>	<ol style="list-style-type: none"> <li>1. Стадиальное вскрытие недобимых металловключений и выведение их из процесса.</li> <li>2. Выделение мелкодисперсной обедненной по содержанию металловключений части при гравитационной классификации.</li> <li>3. Магнитное обогащение дробленых, обеспыленных шлаков.</li> <li>4. Селективное вскрытие тонкодисперсных минеральных комплексов (крупн. до 0,5 мм).</li> <li>5. Разделение контрастных минералов в центробежном поле.</li> <li>6. Разделение контрастных минералов в магнитном поле.</li> </ol>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- дробление в ДЦ в режиме «самофутеровки»;</li> <li>- грохочение на ГИ<sup>5</sup>;</li> <li>- классификация в КГ класса - 5 мм;</li> <li>- магнитная сепарация в аппаратах, работающих на постоянных магнитах.</li> <li>- измельчение в КИ;</li> <li>- классификация в КЦ по заданной границе разделения.</li> <li>- магнитная сепарация в электросепараторах</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Металлсодержащие продукты различных фракций (с массовой долей Fe<sub>общ</sub> 50 – 70%) для возврата в металлургический передел</li> <li>- Силикатный материал для цементной промышленности</li> </ul>
	<p><b>Шлаки цветной металлургии</b></p> <p>Шлаки от выплавки меди, отвалы и гранулированные, содержащие до 5% меди в обособленной фазе и в виде соединений. Сложные текстурно-структурные характеристики и сложный фазовый состав, повышенная абразивность.</p>	<ol style="list-style-type: none"> <li>1. Различие микротвердости и микрохрупкости основных фаз шлаков.</li> <li>2. Округлая форма выделений металлической фазы крупн. от 0,05 мм до 0,35 мм.</li> <li>3. Наличие реакционной каемки, окружающей частицы металлической меди и представленной шпинелью.</li> <li>4. Повышенная абразивность.</li> </ol>	<ol style="list-style-type: none"> <li>1. Селективная дезинтеграция шлаков до крупности -5 мм.</li> <li>2. Селективное вскрытие тонкодисперсных минеральных комплексов (крупн. до 0,05 мм).</li> <li>5. Разделение контрастных минералов в центробежном поле.</li> <li>6. Флотация.</li> </ol>	<ul style="list-style-type: none"> <li>- дробление в ДЦ в режиме «самофутеровки».</li> <li>- измельчение в КИ;</li> <li>- классификация в КЦ по заданной границе разделения;</li> <li>- флотация в присутствии сульфгидрильного собирателя.</li> </ul>	<p>Медный концентрат с массовой долей меди до 25%</p>

Продолжение табл. 6.11

Виды сырья		Вид сырья, характеристика	Разделительный признак	Модуль	Технологические операции	Получаемая продукция
Техногенное сырье	Хвосты обогащения	<p><b>Хвосты обогащения марганцевых руд</b></p> <p>Лежалые хвосты обогащения марганцевых руд с массовой долей марганца 9,5%.. Основные рудные минералы – браунит и псиломелан, породные – кварц.</p>	<p>1. Наличие недораскрытых при первичном обогащении сложных сростков.</p> <p>2. Склонность к ошламованию рудных минералов.</p>	<p>1. Селективное вскрытие тонкодисперсных минеральных комплексов (крупн. до 0,05 мм)</p> <p>2. Селективное удаление частиц пустой породы шламовых размеров.</p> <p>3. Разделение контрастных минералов в магнитном поле.</p>	<p>- измельчение в КИ при невысоких скоростях ускорителя;</p> <p>- классификация в КЦ по заданной границе разделения;</p> <p>- магнитная сепарация в электросепараторах</p>	<p>Марганцевый концентрат с массовой долей Mn более 40%. Тонкодисперсные наполнители для шпаклёвочных смесей на цементной основе..</p>
		<p><b>Плавленый периклаз некондиционный</b></p> <p>Выплавленный блок неоднороден по химическому составу, плотности, макро- и микроструктуре. Материал промежуточных зон блока не удовлетворяет требованиям ГОСТ по химическому составу (массовая доля оксида магния менее 95%), может быть использован для производства электротехнических порошков только после обогащения.</p>	<p>1. Силикаты образуют пленки на межкристаллических границах периклаза, обладают определенной пространственной протяженностью, тесно связанной с удельной поверхностью кристаллов периклаза.</p> <p>2. Различие микротвердости и микрохрупкости основных фаз.</p> <p>3. Наличие примесей с магнитными свойствами.</p> <p>4. Требования к отсутствию намола (аппаратного железа) в продуктах переработки (содержание магнитных включений не более 0,02% ).</p>	<p>1. Селективное вскрытие тонкодисперсных минеральных комплексов (крупн. до 0,05 мм)</p> <p>2. Селективное удаление частиц пустой породы шламовых размеров.</p> <p>3. Разделение контрастных минералов в магнитном поле.</p>	<p>- измельчение в КИ при невысоких скоростях ускорителя;</p> <p>- классификация в КЦ по заданной границе разделения;</p> <p>- магнитная сепарация в электросепараторах</p>	<p>Порошки электротехнического периклаза марки ППЭ-2М.</p>
Сырье электротехнической и огнеупорной промышленности						

На втором этапе переработки минерального сырья для разделение высвободившихся в процессах рудоподготовки минеральных фаз в разноименные продукты наиболее важны различия их физических, физико-механических, физико-химических свойств, химического состава.

Для селективной дезинтеграции кускового материала, стадийного вскрытия недробимых металловключений в металлургических шлаках, уменьшения крупности дробленого продукта до 5 мм использовались центробежно-ударные дробилки в режиме «самофутеровки». Как показали проведенные исследования и практика использования центробежно-ударных дробилок и мельниц, способ разрушения свободным ударом хорошо адаптируется к различным видам минерального сырья и решаемым задачам производства благодаря своим конструктивным особенностям, настраиваемым параметрам и режимам работы, возможности различного расположения операции дезинтеграции в схеме переработки. Центробежно-ударная техника хорошо встраивается как в существующие, так и вновь проектируемые технологические линии переработки природного и техногенного сырья благодаря быстрой настройке на новый вид сырья с другими физико-механическими свойствами, на новую крупность питания, не требует массивных оснований, может быть смонтирована на любой отметке производственного здания и характеризуется небольшой энерго- и металлоемкостью, низким уровнем капитальных и эксплуатационных затрат [63].

Селективное раскрытие сложных тонкодисперсных минеральных комплексов природного и техногенного происхождения наиболее успешно производится в измельчительных аппаратах, реализующих ударное разрушение. Это предопределило широкое использование в составе технологических линий измельчительных комплексов с центробежно-ударными мельницами. Результатом явилось наиболее полное извлечение раскрытых свободных зерен ценных компонентов в дальнейших разделительных процессах и требуемое качество получаемых концентратов.

Важную роль в «сухих» схемах переработки техногенного сырья играет операция воздушной классификации. Она может выполнять функцию возврата недоизмельченных зерен в мельницу, может использоваться для селективного удаления частиц пустой породы шламовых размеров и тем самым повышения качества «крупного» продукта по извлекаемому компоненту, для сокращения объема мате-

риала, идущего на следующую стадию обогащения, или нести в себе функцию селективного концентрирования ценного компонента в «мелком» или «крупном» продуктах классификации. Местоположение операции воздушной классификации в технологической схеме определяется вещественным составом, распределением извлекаемых компонентов по крупности и физико-механическими свойствами перерабатываемого сырья и в общем виде решаемыми задачами.

Обогащение подготовленного с использованием центробежно-ударной техники материала также целесообразно производить «сухим» способом. В рассмотренных примерах переработки бедного природного и техногенного сырья использовалась в основном магнитная сепарация, электросепарация, воздушная классификация для разделения материала по наиболее контрастным технологическим свойствам. Однако, центробежно-ударная техника хорошо адаптируется в схемы рудоподготовки золотосодержащих руд к выщелачиванию, шлаков медной плавки – к флотации и т.п. Как показывает практика, создание оптимальных условий наиболее селективного раскрытия зерен минералов в процессах дробления и измельчения с сохранением их геометрической целостности и структурно-химических характеристик обеспечивает повышение извлечения ценных компонентов из минерального сырья в разделительных процессах.

На основании проведенных теоретических, экспериментальных и технологических исследований, сложившейся практики применения центробежно-ударной техники, были сформулированы следующие технологические рекомендации по адаптации рудоподготовительных процессов и построению схем переработки бедного природного и техногенного сырья:

1. Технологические схемы рациональной и комплексной переработки бедного природного и техногенного сырья должна быть построены как последовательность циклов формирования структурных элементов раскрытия и разделения, с получением на каждой последующей стадии структурного элемента раскрытия и разделения меньшего размера, более простой структуры и с большим содержанием ценных компонентов в каждом разделяемом потоке вплоть до получения товарных продуктов.

2. Для каждой группы минеральных потоков с меньшей дисперсией параметров структуры и разделительных признаков должен устанавливаться свой режим

селективного разрушения и выбираться соответствующее устройство (дробилка, мельница) в зависимости от текстурно-структурных характеристик элемента раскрытия и его физико-механических свойств.

3. Избирательное дробление на стадии рудоподготовки рудного и техногенного сырья обеспечивается установкой в стадиях среднего и/или мелкого дробления центробежно-ударных дробилок ДЦ и параметрами разрушения, подобранными в соответствии со структурными и физико-механическими свойствами разрушаемых тел и содержащихся в них ценных компонентов и вредных примесей.

4. Установка центробежно-ударных дробилок на стадии мелкого дробления позволяет снизить крупность питания мельниц до 5–10 мм и тем самым увеличить производительность процесса измельчения на 20–25%, снизить потребление электроэнергии и увеличить срок службы футеровки мельницы.

5. Скорость вращения ускорителя дробилки – основной и регулируемый параметр ее работы, определяющий кинетическую энергию куска в момент схода его с диска ротора и эффективность разрушения. Оптимизация скорости вращения ускорителя центробежно-ударных дробилок должна производиться с учетом крупности, текстурно-структурных и физико-механических характеристик разрушаемого материала и решаемых задач.

6. Селективное вскрытие металловключений в металлургических шлаках целесообразно проводить стадийно при небольших скоростях вращения ускорителя дробилки 40 – 70 м/с, что также позволяет избежать чрезмерного переизмельчения шлаковых фаз.

7. Выбор скорости вращения ускорителя центробежно-ударной мельницы необходимо проводить в пределах 50–100 м/с в зависимости от фазового состава и размера вкрапленности рудных техногенных фаз для того, чтобы раскрывать тонкодисперсные минеральные комплексы крупностью до 0,05 мм и не перевести ценный компонент в шламы, не поддающиеся обогащению.

8. Дезинтеграция металлургических шлаков в аппаратах центробежно-ударного дробления целесообразна в режиме «самофутеровки» («камень о камень») в начальных стадиях дробления шлаков для вскрытия крупных металловключений, и в режиме «камень о броню» – в стадиях мелкого дробления для вскрытия металловключений в классах крупности менее 5 мм.

9. Компоновку узла «вскрытие – воздушная классификация» следует производить с предшествующей операцией дезинтеграции (дробление или измельчение) и с последующей классификацией дробленого/измельченного материала по граничному классу крупности, что будет способствовать концентрированию в «крупном» продукте металлосодержащих или рудных фаз, его обесшламливанию и более избирательному протеканию последующего разделительного процесса.

10. Операция воздушной классификации должна проводиться по граничному классу крупности, установленному по результатам распределения ценных или вредных компонентов по классам крупности исходного продукта, что позволяет провести разделение не только по крупности, но и сконцентрировать этот компонент (металл или минерал) в мелком или крупном продуктах классификации в зависимости от решаемых задач.

### **Выводы по главе 6**

1. Изучение фазового состава и физико-механических свойств некоторых видов шлаков черной и цветной металлургии и некондиционных металлоконcentратах, получаемых из шлаков, показало, что все они имеют поликомпонентный состав, неоднородное строение, существенные различия форм и размеров зерен рудных минералов и силикатной матрицы, сложные взаимоотношения минеральных и техногенных фаз, в том числе наличие эвтектических колоний, структур распада твердых растворов, структур замещения элементов в кристаллической структуре минералов в виде каемок на периферии рудных зерен, различную твердость и хрупкость отдельных фаз шлаков.

2. Шлаки независимо от их генезиса имеют индивидуализированную форму выделений рудных минералов и металлических включений в шлаковообразующей матрице, что создает предпосылки их интергранулярного разрушения по границам срастания разнопрочностных фаз при использовании центробежно-ударного способа разрушения.

3. Обосновано, что различие физико-механических свойств и морфометрических параметров отдельных фаз шлаков с одной стороны, характер нагружения куска шлака в камере центробежно-ударной дробилки и возможность регулирования величины прикладываемой динамической нагрузки с другой стороны, спо-

способствуют селективности процесса дезинтеграции металлургических шлаков в дробилках ударного действия и позволяют раскрывать металлические включения еще на стадии дробления при более низких значениях ускорений, а, следовательно, и меньших энергетических затратах.

4. Уточнена математическая зависимость, которая связывает необходимую для разрушения куска силу динамического взаимодействия соударяющихся куска и отбойной плиты центробежно-ударной дробилки с физико-механическими характеристиками разрушаемого материала, его размерами и со скоростью вращения ускорителя. Она показывает, что сила динамического взаимодействия куска материала и отбойной плиты дробилки напрямую зависит от скорости удара, которая в свою очередь определяется скоростью вращения ускорителя центробежно-ударной дробилки и является основным регулируемым параметром дробилки.

5. Разработана двухстадиальная технология переработки ванадиевого шлака с получением обезжелезненного ванадиевого порошка с массовой долей железа 0,57% для производства пентаоксида ванадия и металлических включений с использованием стадийного избирательного раскрытия металловключений в процессах дробления и измельчения и извлечения их в процессах магнитной сепарации и воздушной классификации, что обеспечило необходимую степень обезжелезнения ванадиевого шлака. Обоснованы рациональные параметры технологических операций раскрытия и разделения шлака.

6. Разработаны технологические схемы получения высококачественных концентратов из некондиционных металлоконцентратов переработки отвальных металлургических шлаков, обоснованные их фазовым составом, текстурно-структурными особенностями, различием физико-механических свойств отдельных шлаковых фаз, распределением металловключений по классам крупности. Повышение качества металлоконцентратов различных фракций обеспечивалась за счет избирательного вскрытия зашлакованных металловключений при их дроблении в дробилках ударного действия, удаления измельченных шлакообразующих минералов в процессе воздушной классификации и более эффективного извлечения металловключений при сухой магнитной сепарации узкофракционированного материала. В результате глубокой переработки некондиционных металлоконцентратов массовая доля железа в них повысилась на 16-37%. Технологиче-



ская линия получения высококачественных металлоконцентратов отличается модульным принципом построения, универсальностью, гибкостью по схемным и компоновочным решениям, невысокой материалоемкостью и энергоемкостью, не превышающей 37 кВт·ч/ т готовой продукции.

7. Разработаны рекомендации по адаптации рудоподготовительных процессов с использованием центробежно-ударного способа дезинтеграции и по построению технологических линий переработки бедного природного и техногенного металлсодержащего сырья. Адаптация рудоподготовки к свойствам техногенного металлсодержащего сырья заключается в выборе самого способа разрушения свободным ударом, в обосновании параметров операций дробления, измельчения, воздушной классификации, таких как скорость вращения ускорителя дробилок и мельниц, скорость воздушного потока в воздушно-динамической и каскадно-гравитационной классификации, крупность материала, поступающего в каждую операцию, а также в компоновочных решениях, определяющих порядок чередования операций раскрытия и разделения в схеме переработки.

8. Организация процесса переработки бедного природного и техногенного сырья путем рационального сочетания модулей технологических операций селективной дезинтеграции многокомпонентных материалов преимущественно по границам срастания техногенных фаз, воздушной классификации и разделения раскрытых минералов по наиболее контрастным разделительным характеристикам при обосновании рациональных параметров операций раскрытия и разделения обеспечивает повышение технико-экономических показателей переработки и получение товарных продуктов для соответствующих отраслей промышленности.

9. Экономический эффект от реализации технологии дообогащения некондиционных металлоконцентратов из металлургических шлаков для фракции 0-65 мм составит свыше 54 млн руб. в год.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, на основании выполненных автором теоретических и экспериментальных исследований дано развитие научно-методологических основ формирования ресурсосберегающих технологий переработки горнопромышленных отходов и разработаны новые научно обоснованные технические и технологические решения по переработке отходов, учитывающие их специфические минеральный состав и свойства, которые выступают критериями выбора способа селективной дезинтеграции и комбинирования нескольких обогатительных или обогатительных и гидрометаллургических процессов, для вовлечения в рентабельную эксплуатацию ранее неиспользуемых ресурсов техногенного происхождения, что вносит значительный вклад в развитие страны.

**Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:**

1. Впервые обоснована идея о том, что минеральные отходы являются сложными многоэлементными структурами техногенного происхождения и одновременно вновь образованным природным исходным сырьем для нового цикла производства, свойства которого формируются в природных и технологических процессах его образования, складирования и хранения. Поэтому методологически технология переработки отхода в теоретическом аспекте должна базироваться на комплексном анализе системы всех имеющихся свойств, выявлении главной связи или отношения свойств отхода, открытии новых связей свойств отхода, а в практическом аспекте – иметь общий алгоритм формирования.
2. В рамках метода восхождения от абстрактного к конкретному предложена авторская дефиниция «минеральный отход». Показано, что минеральный отход, будучи природным ресурсом, образованным путем вовлечения в производственные технологии имеющихся циклов производства, есть полноценное минеральное сырье, свойства которого могут существенно отличаться от свойств аналогичного природного сырья, не прошедшего стадии производства, а рациональная ресурсосберегающая технология переработки минерального отхода есть средство снятия технологических ограничений имеющихся производственных технологий.
3. Дано развитие научно-методологических основ формирования технологии переработки отхода в рамках общей концепции рационального природопользова-

ния и разработана методология создания ресурсосберегающих технологий переработки горнопромышленных отходов, основанная на последовательном осуществлении комплекса теоретических и экспериментальных исследований на соподчиненных информационно-аналитическом, инструментальном, адаптационном, организационно-технологическом и экономико-аналитическом уровнях в итерационном порядке выполнения. Методология включает уровень адаптации традиционных разделительных процессов и технологических решений к особенностям вещественного состава и технологических свойств горнопромышленных отходов для повышения технико-экономической эффективности и экологической безопасности их переработки.

4. Проанализированы с позиций вовлечения отходов в рентабельную переработку характер и степень качественного изменения вещественного состава и технологических свойств минерального сырья в природных и техногенных процессах и разработана классификация отходов черной и цветной металлургии по степени измененности вещественного состава и контрастности технологических свойств, позволяющая производить прогнозную оценку обогатимости, априорный выбор направлений использования техногенного сырья и методов переработки.

5. Теоретически обосновано и экспериментально подтверждено, что технологически эффективная переработка забалансовых медных руд, обусловленная особенностями их вещественного состава и технологических свойств, обеспечивается при создании оптимальных условий извлечения сульфидных и окисленных минералов меди в разных технологических процессах при определенной их последовательности в технологической схеме и рациональных параметрах. Обоснован механизм и разработан новый способ аммонийно-сульфатного выщелачивания окисленных минералов меди при интенсифицирующем механическом и термическом воздействиях. Разработана комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки забалансовой руды из отвала, обеспечивающая получение медного концентрата с массовой долей меди свыше 29%, при извлечении меди не менее 48% при флотации руды с сульфгидрильным собирателем и спиртовым пенообразователем, и катодной меди с массовой долей меди 99,99%, при извлечении меди не менее 38% при переработке продуктивных растворов выщелачивания сорбцией, десорбцией и электролизом.

6. Теоретически обосновано и экспериментально подтверждено, что для наиболее полного освоения запасов золота законсервированного хвостохранилища золотоизвлекательной фабрики, обеспечения технологической эффективности, экономической рентабельности и экологической безопасности переработки целесообразно комбинирование гравитационного доизвлечения золота из участков пляжной зоны и скважинного хлоридного выщелачивания золота в центральной части техногенного массива. При гравитационном обогащении лежалых золото-содержащих песков пляжной зоны с содержанием золота 1,5 г/т по разработанной схеме с учетом проведенной параметрической адаптации конструкции чаши центробежного концентратора достигается извлечение золота в гравитационный концентрат не менее 65%. Разработанная технология скважинного выщелачивания золота в хлоридных системах в центральной обводненной части хвостохранилища, с неравномерным распределением мелкого и тонкого золота по глубине и по простиранию, при рациональной геометрии (прямоугольная ячейка с соотношением сторон  $1:1,5 \div 2,0$ ) и размерах (от  $4,4 \times 6,6$  м до  $3,7 \times 7,3$  м для основной части хвостохранилища с мощностью отложений до 8 м, от  $5,5 \times 8,3$  до  $4,6 \times 9,2$  м для участков с мощностью до 5 м) геотехнологических ячеек выщелачивания, обеспечивает извлечение золота на уровне 75% в золотосодержащий угольный концентрат с содержанием золота 5 кг/т.

7. Впервые для комплексной переработки железоцинкосодержащих доменных шламов обосновано применение методов обогащения полезных ископаемых – флотации и мокрой магнитной сепарации, адаптированных к переработке тонкодисперсных отходов металлургического производства. Разработана комбинированная флотационно-магнитная технология переработки шламов газоочистных систем доменных печей с массовой долей железа 48,02%, массовой долей цинка 1,37%, включающая обратную флотацию шламов с использованием катионного собирателя Флон (150-200 г/т) в слабощелочной (pH 9,5-10) среде, с целью их обесцинкования, и мокрую магнитную сепарацию камерного продукта флотации, при напряженности поля 115 кА/м, для повышения массовой доли железа. При переработке доменных шламов по комбинированной технологии получается обесцинкованный железный концентрат с массовой долей железа свыше 60% и массовой долей цинка менее 0,5%, для использования в шихте агломерационного производства, и цинкосодержащий промпродукт с массовой долей цинка 7-8%, для

использования на предприятиях цветной металлургии, что повышает извлекаемую ценность вторичных металлосодержащих ресурсов.

8. Выявлены наиболее характерные особенности фазового состава, структуры и физико-механических свойств металлургических шлаков, обусловленные неравновесными условиями их образования в высокотемпературных металлургических процессах, и обосновано, что сформированная структурная неоднородность шлаков, индивидуализированная форма выделений рудных фаз и металлических включений, существенные различия физико-механических свойств отдельных фаз шлака создают предпосылки разрушения их по границам срастания разнопрочностных фаз при использовании центробежно-ударного способа разрушения. Доказано, что различие физико-механических свойств и морфометрических параметров отдельных фаз шлаков, возможность регулирования величины прикладываемой динамической нагрузки за счет изменения скорости вращения ускорителя центробежно-ударной дробилки, способствуют селективности процесса дезинтеграции металлургических шлаков и позволяют раскрывать металлические включения на стадии дробления при уменьшении энергетических затрат на 5-10%.

9. Разработаны рекомендации по построению модульных технологических линий с использованием центробежно-ударного способа разрушения и составлены рекомендации по адаптации рудоподготовительных процессов в схемах переработки бедного природного и техногенного сырья. Показано, что адаптации цикла рудоподготовки структурно неоднородного техногенного сырья обеспечивается использованием центробежно-ударного способа разрушения (дробления и/или измельчения), порядком следования в схеме операций раскрытия и разделения, их оптимальными параметрами, что приводит к селективному раскрытию разнопрочностных техногенных фаз, разделению на минеральные агрегаты с разным содержанием полезных компонентов и повышению качественно-количественных показателей переработки, а в некоторых случаях – к получению продукции заданного химического и/или гранулометрического состава.

10. Разработаны технологии переработки шлаков черной металлургии, построенные по принципу рационального сочетания модулей технологических операций селективной дезинтеграции при использовании интергранулярного центробежно-ударного способа разрушения (дробления и измельчения) и разделения раскры-

тых техногенных фаз по наиболее контрастным свойствам в операциях классификации и магнитной сепарации. Технология переработки ванадиевого шлака при стадийном избирательном раскрытии металловключений и извлечении их в операциях магнитной сепарации и воздушной классификации обеспечивала получение продукции заданного качества – обезжелезненного ванадиевого порошка с массовой долей железа менее 0,6% для производства пентаоксида ванадия и металлических включений с массовой долей железа свыше 80% для оборотного использования в металлургическом производстве.

11. Разработаны технологии глубокого обогащения некондиционной металлосодержащей продукции переработки доменных и мартеновских шлаков различных фракций (0-65, 8-50, 0-20, 0-8, 0-5 мм) с избирательным вскрытием зашлакованных металловключений при дроблении в центробежно-ударных дробилках при регулируемой скорости вращения ускорителя 40-70 м/с. Получаемые продукты характеризуются высокой массовой долей железа – 62-77% в зависимости от размера фракции для использования их в аглодоменном процессе. Разработана универсальная технологическая линия переработки некондиционной металлосодержащей продукции производительностью 40 т/ч при невысоких удельных затратах электроэнергии 22-37 кВт·ч на тонну получаемой продукции.

12. Выполненная технико-экономическая оценка эффективности разработанных технологических решений показала, что чистый дисконтированный доход от переработки отвала забалансовых руд месторождения Тасгора по комбинированной технологии составит 977,17 млн руб. за весь период отработки; лежалых хвостов Семеновской ЗИФ по гравитационной и гидрометаллургической технологиям – 570,27 млн руб. Ожидаемый экономический эффект от реализации комбинированной технологии переработки доменных шламов ПАО «ММК» составит 53,1 млн руб. в год за счет дополнительного выпуска цинксодержащего промпродукта, а от реализации технологии дообогащения некондиционных металлоконцентратов АО «Уральская Сталь» из металлургических шлаков – 54 млн руб. в год (для фракции 0-65 мм).

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абдеев М.А. Вельцевание цинк- и свинецсодержащих материалов / М.А. Абдеев, А.В. Колесников, Н.Н. Ушаков. – М.: Metallurgy, 1985. – 120 с.
2. Абрамов А.А. Оптимальные условия сульфидизации и флотации медных руд / А.А. Абрамов, С.Ф. Михайлова // Цветная металлургия. – 1978. – №12. – С. 34-37.
3. Абрамов А.А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов / А. А. Абрамов. – М.: Недра, 1986. – 302 с.
4. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: Учебное пособие для вузов. В 2 кн. / А.А. Абрамов. – М.: Изд-во МГГТУ, 2005. – Кн. 1. Том III. Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды. – 575 с.
5. Авдохин В.М. Обратная катионная флотация тонкодисперсных железорудных концентратов / В.М. Авдохин, С.Л. Губин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2006. – №5. – С.324-331.
6. Авдохин В.М. Современное состояние и основные направления развития процессов глубокого обогащения железных руд / В.М. Авдохин, С.Л. Губин // Горный журнал. – 2007. – №2. –С. 58-64.
7. Автоклавные процессы в цветной металлургии / И.Н. Масленицкий, В.В. Доливо-Добровольский, Г.Н. Доброхотов, С.И. Соболев и др. – М.: Metallurgy, 1969. – 349 с.
8. Агаркова Г.А. Выщелачивание медных окисленных минералов, характерных для месторождений СССР / Г.А. Агаркова // Цветные металлы. – 1950. – №1.– С.35-41.
9. Агошков М.И. Развитие идей и практики комплексного освоения недр / М.И. Агошков. – М.: ИПКОН АН СССР, 1982. – 26 с.
10. Адаптационный подход к процессам комплексной переработки техногенного минерального сырья / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Т.В. Чекушина, К.А. Воробьев // Естественные и технические науки. – 2018. – №11 (125). – С. 285-287.
11. Адаптация методов обогащения для доизвлечения золота из лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик: монография / И.В. Шадрунова, С.А. Провапов, О.Е. Горлова, Н.В. Фадеева. – М.: УРАН ИПКОН РАН, 2009. – 206 с.

12. Адаптация технологий сухой переработки горно-промышленных отходов: монография / И.В. Шадрунова, Е.Г. Ожогина, Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова, Т.В. Чекушина, Е.В. Колодежная, М.С. Стефунько, К.А. Воробьев. – Екатеринбург: Издательские решения, 2018. – 50 с.
13. Амосов Р.А. Экологические последствия разработки золоторудных месторождений (на примере Дарасунского рудника) / Р.А. Амосов, Н.Г. Коренкова, Л.А. Остапенко // Перспективы развития золотодобычи в Забайкалье. – Чита, 2003. – С.31-32.
14. Анализ и выбор способов переработки металлургических шлаков / Е.Г. Ожогина, Е.С. Броницкая, С.И. Ануфриева и др. //Цветные металлы. – 2002. – № 8. – С.26-30.
15. Анисимов В.Н. Безотходная переработка природно-техногенных месторождений мобильными технологическими комплексами /В.Н. Анисимов // Горная промышленность. – №4 (86). – 2009. – С.35-40.
16. Барон Л.И. Контактная прочность горных пород / Л.И. Барон, Л.Б. Глатман. – М.: Недра, 1966. – 228 с.
17. Барский Л.А. Обогащаемость минеральных комплексов / Л.А. Барский, Л.М. Данильченко. М.: «Недра», 1977. – 240 с.
18. Башлыкова Т.В. Технологическое обеспечение рационального недропользования / Т.В. Башлыкова // Недропользование XXI век. – 2006. – №1. – С.56-60.
19. Башлыкова Т.В. Роль технологических инноваций в развитии недропользования / Т.В. Башлыкова // Рациональное освоение недр. – 2011. – №1. – С. 52-60.
20. Башлыкова Т.В. Инновационные технологии извлечения редкоземельных и редких металлов из природных и техногенных источников / Т.В. Башлыкова, Г.А. Пахомова, Е.А. Аширбаева // Разведка и охрана недр. – 2011. – №6. – С.93-96.
21. Безотходная технология извлечения цинка и железа из шламов газоочисток металлургического производства / А.М. Касимов, А.В. Лысюк, В.В. Диптан, В.А. Подойницын, Е.Н. Косцов, В.И. Лысов. // Сталь. – 2000. – №4. – С. 122-125.
22. Беневольский Б.И. О потенциале техногенных россыпей золота Российской Федерации / Б.И. Беневольский, Т.П. Шевцов //Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2000. – №1. – С. 14-18.
23. Поисково-оценочные работы на золото на хвостохранилище Семеновской ЗИФ с целью вовлечения хвостов фабрики в повторную переработку: отчет за 1987-1989 гг. / Бердников П.Г., Трахтман В.П. Уфа, 1989.



24. Березовский П.В. Экономическая оценка вторичных минеральных ресурсов: монография / П.В. Березовский. – СПб: Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова (технический университет), 2006. – 163 с.
25. Богданович А.В. Основные тенденции развития техники и технологии гравитационного обогащения песков и тонковкрапленных руд / А.В. Богданович, К.В. Федотов // Горный журнал. – 2007. – № 2. – С. 51-57.
26. Боков В.Г. Техногенные ресурсы России. Сырье для производства строительных материалов / В.Г. Боков. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 2001. – 91 с.
27. Большенко В.В. Эколого-экономическая оценка использования техногенных месторождений: на примере Восточного Донбасса: автореф. дисс...канд. экон. наук: Большенко Владислав Викторович. – Новочеркасск, 2006. – 26 с.
28. Борисов В.М. Удаление вредных примесей из железосодержащих отходов за рубежом/ В.М. Борисов, А.Я. Кузьмин // Черная металлургия: Бюл. НТИ. – 1981. – №17. – С.15-24.
29. Борисович В.Т. Геолого-экономическая оценка техногенных месторождений / В.Т. Борисович, В.В. Чайников. – сер. Техника геологоразведочных работ. – Т.15. – М.: ВИНТИ, 1991 – 138 с.
30. Бороха Э.Л. Центробежные дробилки и мельницы ударного типа / Э.Л. Бороха, В.В. Воробьев, А.В. Горобец //Центробежная техника – высокие технологии. Минск, 2008. – С.5-16.
31. Бочаров В.А. Технология обогащения полезных ископаемых: В 2 т. Том 2: Обогащение золотосодержащих руд и россыпей, обогащение руд черных металлов, обогащение горно-химического и неметаллического сырья / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина. – М.: Руда и металлы, 2007. – 408 с.
32. Бочаров В.А. Технология переработки золотосодержащего сырья: учебное пособие / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Д.В. Абрютин. – М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. – 328 с.
33. Бочаров В.А. Анализ процессов разделения золотосодержащих продуктов в концентраторах «Knelson» и «Falcon» / В.А. Бочаров, В.А. Гуриков, В.В. Гуриков // Обогащение руд. – 2002. – № 2. – С. 17-21.
34. Бруев В.П. Флотационная доводка магнетитовых концентратов ОАО «Михайловский ГОК» с использованием колонной флотомашин / В.П. Бруев, С.Л. Губин, В.А. Сентемова // Обогащение руд. –2004. –№5. – С. 10-15.

35. Быховский Л.З. Техногенные месторождения и образования редких металлов в России / Л.З. Быховский, С.И. Ануфриева, Л.В. Спорыхина // Рациональное освоение недр. – 2014. – №3. – С. 14-22.
36. Быховский Л.З. Техногенные отходы как резерв пополнения минерально-сырьевой базы – состояние и проблемы освоения / Л.З. Быховский, Л.В. Спорыхина // Минеральные ресурсы России. – 2011. – №4. – С.15-20.
37. Вайсберг Л.А. Современное состояние и основные направления развития процессов рудоподготовки / Л.А. Вайсберг, Л. Ф. Биленко, В.Ф. Баранов // Современные проблемы комплексной переработки природного и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2007): материалы междунар. совещ. – Апатиты: Изд-во Кольского научного центра РАН, 2007. – С. 30–34.
38. Валиев В.Н. Оценка эколого-экономической эффективности использования отходов горных предприятий / В.Н. Валиев, О.В. Косолапов // Известия вузов. Горный журнал. – 2013. – №8. – С. 42-45.
39. Василевская С.П. Критерий эффективности утилизации отходов / С.П. Василевская, В.Б. Полищук // Вестник ОГУ. – 2006. - №5. – С.170-172.
40. Влияние реагентов на основе диалкилдитиофосфатов на флотацию меди из пиритсодержащих шлаков / М.Н. Сабанова, Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова, И.В. Глаголева // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2018.– №.4. – С. 4–14.
41. Влияние способа дезинтеграции руды на извлечение благородных металлов / А.В. Артамонов, Е.В. Колодежная, Д.Д. Ультаракова, Л.С. Болотова, В.Б. Начаров // Золото и технологии. – 2014. – Март №1(23). – С. 28-32.
42. Влияние способа кондиционирования вод на флотацию пиритсодержащих шлаков медной плавки / М.Н. Сабанова, И.В. Шадрунова, Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № S1-4. – С. 50-59.
43. Вольдман Г.М. Теория гидрометаллургических процессов: учеб. пособие для вузов / Г.М. Вольдман, А.Н. Зеликман. – М.: Интермет Инжиниринг, 2003. – 464 с.
44. Воронов Е.Т. Гидрогеологические исследования при подготовке золотоносных россыпей к отработке методом подземного (скважинного выщелачивания) / Е.Т. Воронов, Ю.Н. Резник, С.Н. Тимощенко // Вестник Читинского государственного университета. – 2008. – № 4 (49). – С. 117–121.

45. Воронов Е.Т. О возможности подземного выщелачивания золота из россыпных месторождений / Е.Т. Воронов, С.Н. Тимощенко, М.А. Урунов // Известия вузов. Горный журнал. – 2009. – № 2. – С. 15–21.
46. Высокотемпературные процессы переработки шламов металлургических производств / Н.И. Иванов, В.К. Литвинов, В.Ф. Шутикова и др. // Черная металлургия: Бюл. НТИ. – 1989. – №6. – С. 20- 28.
47. Высокоэффективные технологии обогащения мелких классов сталеплавильных шлаков / В.Б. Чижевский, О.Е. Горлова, И.П. Захаров, Н.В. Сукинова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2002. – №10. – С. 235-237.
48. Гарина И.М. Производство металлизированных окатышей для доменной плавки за рубежом / И.М. Гарина //Черная металлургия: Бюл. НТИ. – 1979. – №18. – С.14-21.
49. Гаррелс Р.М. Растворы, минералы, равновесия / Р.М. Гаррелс, Ч.Л. Крайст. – М.: Изд-во «Мир», 1968. – 367 с.
50. Геохимическая индикация потенциальной ценности и экологичности поликомпонентного угольного и мазутного топлива тепловых электростанций (ТЭС) / Г.Б. Мелентьев, Е.Н. Малинина, С.Б. Самаев, В.П. Букарь, Е.Ю. Степанова // Экология промышленного производства. – 2014. – Вып. 3. – М.: ФГУП ВИМИ. – С. 60–70.
51. Глембоцкий В. А. Флотация железных руд / В.А. Глембоцкий, Г.А. Бехтле. – М.: Недра, 1964. – 224 с.
52. Глубокая и комплексная технология переработки ванадиевого шлака с использованием центробежно-ударной дезинтеграции / И.В. Шадрюнова, Е.В. Колодежная, О.Е. Горлова, А.В. Артамонов, М.С. Гаркави // Современные процессы комплексной и глубокой переработки труднообогатимого минерального сырья (Плаксинские чтения - 2015): материалы междунар. совещ. Иркутск, 21-25 сентября 2015 г. – Иркутск, 2015. – С. 413-416.
53. Глубокая переработка сталеплавильных шлаков / В.Б. Чижевский, О.П. Шавакулева, Е.Ю. Дегодя, Н.А. Сединкина // Сталь. – 2014. – №4. – С.124-126.
54. Глубокое извлечение золота из хвостов обогащения месторождения Акбакай культурой *Acidithiobacillus ferrooxidans* / А.Т. Канаев, З.К. Канаева, И.А. Мырзаханова и др. // Успехи современного естествознания. – 2013. – № 6. – С. 115–120.

55. Гмызина Н.В. Изучение свойств конвертерных шлаков с целью совершенствования технологии их переработки / Н.В. Гмызина, Н.А. Сединкина, О.Е. Горлова // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2019. – Т. 75. – № 5. – С.623-631.
56. Гончаров Л.И. Потенциал техногенного минерального сырья в России и проблемы его рационального использования / Л.И. Гончаров, Ф.Д. Ларичкин, В.Н. Переин // Экономические и социальные перемены: факты, тенденции, прогноз. – 2015. – №5. – С.104-117.
57. Горбатова Е.А. Минералого-технологическая оценка отходов обогащения колчеданных руд Южного Урала: автореф. дисс. ...д-ра геол.-минерал. наук: 25.00.05 / Горбатова Елена Александровна. – Москва, 2013. – 41 с.
58. Горбатова Е.А. Влияние морфоструктурного состава отходов обогащения руд цветных металлов на извлечение ценных компонентов при их гидрометаллургическом переделе / Е.А. Горбатова, Е.Г. Ожогина // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2012. – №3. – С. 5-8.
59. Горлова О.Е. Изыскание путей комплексной переработки шламов доменного производства / О.Е. Горлова, А.Е. Тарасова, О.Г. Ефремова // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2005. – №4. – С.4-6.
60. Горлова О.Е. Адаптационный подход как основание разработки технологий комплексного освоения техногенного минерального сырья и реабилитации нарушенных территорий горнопромышленных регионов // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения - 2017): материалы междунар. науч. конф. Красноярск, 12-15 сентября 2017 г. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. – С. 351-353.
61. Горлова О.Е. Изучение возможности снижения содержания цинка в металлургических шлаках / О.Е. Горлова // Материалы IV Конгресса обогатителей стран СНГ. – М.: Альтекс, 2003. – Т. II. – С. 205-207.
62. Горлова О.Е. Обоснование комбинированных технологий переработки техногенного металлсодержащего минерального сырья / О.Е. Горлова // Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения – 2019): материалы междунар. совещ. Иркутск, 9-14 сентября 2019 г. – Иркутск: Изд-во ООО «Репроцентр А1», 2019. – С. 371-375.
63. Горлова О.Е. Разработка комбинированной схемы переработки тонкодисперсных шламов черной металлургии / О.Е. Горлова // Комбинированные процес-

сы переработки минерального сырья: теория и практика: сб. науч. тр. междунар. науч.-технич. конф. – СПб., 2015. – С. 41-42.

64. Горлова О.Е. Техногенные месторождения полезных ископаемых: учеб. пособие / О.Е. Горлова. – Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2001. – 77 с.

65. Горлова О.Е. Технологические перспективы глубокой и комплексной переработки техногенного металлосодержащего сырья по комбинированным технологиям / О.Е. Горлова // XII Конгресс обогатителей стран СНГ: сб. материалов. – М.: ИТЕЦ, 2019. – С.191-196.

66. Горлова О.Е. Формирование ресурсосберегающих технологий переработки вторичного металлосодержащего сырья на основе принципов адаптации / О.Е. Горлова // Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья (Плаксинские чтения - 2016): материалы междунар. конф. Санкт-Петербург, 26-30 сентября 2016 г.– М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2016. – С. 450-453.

67. Горлова О.Е. Исследование процессов обесцинкования шламов доменного производства / О.Е. Горлова, М.Ю. Елифанцева // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых: материалы 6-ой междунар. школы молодых ученых и специалистов. – М: ИПКОН РАН, 2009. – С.344-345.

68. Горлова О.Е. Разработка флотационной технологии переработки шламов металлургических производств / О.Е. Горлова, О.Г. Ефремова // Молодежь. Наука. Будущее: сб. науч. тр. МГТУ им. Г.И. Носова. – Магнитогорск, 2006. – Вып. 6. – С.312-313.

69. Горлова О.Е. Переработка и использование техногенных ресурсов черной металлургии / О.Е. Горлова, О.И. Клебан // Наука и производство Урала. – 2014. – № 10. – С. 113-115.

70. Горлова О.Е. Исследование обогатимости железосодержащих шламов донных отложений металлургического производства / О.Е. Горлова, С.В. Кречина, О.И. Клебан // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2014. – Т. 1. – С. 3-6.

71. Горлова О.Е. Исследование процессов переработки доменных шламов / О.Е. Горлова, Н.В. Рындина, Т.А. Диденко // Материалы 67-ой науч.-техн. конф. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. – С. 153-156.

72. Горлова О.Е. Возможности и перспективы утилизации железосодержащих отходов Магнитогорского металлургического комбината / О.Е. Горлова, Н.И. Ха-

санов // *Фундаментальные основы технологий переработки и утилизации техногенных отходов: труды Междунар. конгресса «Техноген-2012».* – Екатеринбург, 2012. – С.229-232.

73. Горлова О.Е. Возможности и перспективы утилизации железосодержащих отходов Магнитогорского металлургического комбината / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов // *Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации.* – 2013. – № 2 (1358). – С. 112-117.

74. Горлова О.Е. Эффективная технология обесцинкования шламов доменного производства / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов, М.Ю. Елифанцева // *Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы межрегион. науч.-техн. конф. МГТУ им. Г.И. Носова.* – 2010. – Т.1. – №68. – С. 188-193.

75. Горлова О.Е. Исследование на обогатимость шламов газоочисток доменных печей / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов // *Материалы VII Конгресса обогатителей стран СНГ.* М.: Альтекс, 2009. – Т. I. – С.401-403.

76. Горлова О.Е. Исследование на обогатимость шламов газоочисток доменных печей / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов // *Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы междунар. науч.-техн. конф.* – Екатеринбург, 2011. – С.133-136.

77. Горлова О.Е. Исследование процессов образования, состава шламов металлургического производства и минеральных форм нахождения в них вредных примесей / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов // *Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы междунар. науч.-техн. конф.* – Екатеринбург, 2008. – С.67-71.

78. Горлова О.Е. Комплексная переработка тонкодисперсных железосодержащих отходов металлургического производства с применением методов обогащения / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов // *Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации.* – 2014. – № 3 (1371). – С. 93-96.

79. Горлова О.Е. Обоснование выбора разделительных процессов утилизации тонкодисперсных железосодержащих отходов металлургических производств / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов // *Плаксинские чтения 2012: материалы Междунар. совещ. Петрозаводск 10-14 сентября 2012 г.* – М.: ИПКОН РАН, 2012. – С.308-311.

80. Горлова О.Е. Переработка тонкодисперсных железосодержащих отходов металлургического производства / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов // *Новые техноло-*

гии обогащения и комплексной переработки труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения 2011): материалы междунар. совещ. Верхняя Пышма, 19-24 сентября 2011 г. – М.: ИПКОН РАН, 2011. – С.392-395.

81. Горлова О.Е. Разработка технологии флотационного обогащения шламов доменного производства / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы междунар. науч.-техн. конф. – Екатеринбург, 2009. – С.187-190.

82. Горлова О.Е. Разработка технологических решений комплексной переработки железосодержащих шламов / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов // Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья (Плаксинские чтения 2010): материалы междунар. совещ. Казань, 13-18 сентября 2010 г. – М.: ИПКОН РАН, 2010. – С. 405-408.

83. Горлова О.Е. Возможности комплексной переработки тонкодисперсных железосодержащих отходов черной металлургии / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов, О.И. Клебан // Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований: труды Конгресса с международным участием и элементами школы молодых ученых. – Екатеринбург: УрО РАН, 2014. С. 101-107.

84. Горлова О.Е. Изыскание путей комплексной переработки тонкодисперсных железосодержащих отходов черной металлургии / О.Е. Горлова, Н.И. Хасанов, О.И. Клебан // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2014): материалы междунар. совещ. Алматы, 16-19 сентября 2014 г. – М.: ИПКОН РАН, 2014. – С. 397-400.

85. Горлова О.Е. Разработка комбинированной флотационно-гидрометаллургической неокислотной технологии переработки отвалов забалансовых медных руд / О. Е. Горлова, И. В. Шадрюнова, О. М. Синянская // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – №12. – С. 157-165.

86. Горное дело. Терминологический словарь / Под ред. акад. РАН К.Н. Трубецкого, чл.-корр. РАН Д.Р. Каплунова. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Изд-во «Горная книга», 2016. – 635 с.

87. Горно-промышленные отходы – дополнительный источник минерального сырья / М. А. Комаров, В. А. Алискеров, В. И. Кусевич, В. Л. Заверткин // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2007. – №4. – С. 3-9.
88. Горнопромышленные отходы: ресурсный потенциал и технологии переработки (на примере Сибири и Урала) / И.В. Шадрюнова, Е.В. Зелинская, Н.А. Волкова, Н.Н. Орехова // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017): материалы междунар. науч. конф. Красноярск, 12-15 сентября 2017 г. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. С.15-21.
89. ГОСТ 859-2014 Медь. Марки (с Изменением N 1). Дата введения 2015-07-01. <http://docs.cntd.ru/document/1200112292>
90. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2015 году». – М.: Минприроды России, 2016. – 341 с.
91. Государственный доклад «О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2015 году». – М.: Минприроды России; НИА-Природа, 2016. – 639 с.
92. Государственный доклад «О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2017 году». – М.: Минприроды России; НПП «Кадастр», 2018. – 888 с.
93. Государственный доклад «О состоянии и об охране окружающей среды в Свердловской области в 2015 году». – Екатеринбург: Министерство природных ресурсов и экологии Свердловской области, 2016. – 310 с.
94. Гринберг А.А. Введение в химию комплексных соединений / А.А. Гринберг. – Л.: Химия, 1971. – 632с.
95. Гуменик И.Л. Классификация техногенных формирований при открытых горных работах / И.Л. Гуменик, А.С. Матвеев, А.И. Папасенко // Горный журнал. – 1988. – №12. – С. 53-54.
96. Два аспекта проблемы утилизации горнопромышленных отходов / Б.И. Беневольский, А.И. Кривцов, А.И. Романчук, Б.К. Михайлов // Минеральные ресурсы России. – 2011. – №1. – С.37-42.
97. Дерягин А.А. Оценка перспектив вовлечения в эксплуатацию техногенных месторождений / А.А. Дерягин, В.М. Котова, А.Л. Никольский // Маркшейдерия и



- недропользование. – 2001. – №1, июль-сентябрь. – С.15-19. Режим доступа: <http://geomar.ru/issues-journal/journal-2001/190-contens-journal-2001-1.html>
98. Доронин И. Е. Пыли и шламы сталеплавильных агрегатов как сырье для производства цинка и стали / И.Е. Доронин, А.Г. Свяжин // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2012. – №5. – С.31- 35.
99. Дорошенко М.В. Технологические свойства минералов. Справочник для технологов / М.В. Дорошенко, Т.В. Башлыкова. – М.: Теплоэнергетик, 2007. – 296 с.
100. Емлин Э.Ф. Техногенез колчеданных месторождений Урала / Э.Ф. Емлин. – Свердловск: Изд-во Урал. ун-та, 1991. – 256 с.
101. Журавлев В.В. Анализ существующих технологий переработки сталеплавильной цинксодержащей пыли и направления дальнейшего использования / В.В. Журавлев, В.А. Кобелев // «Фундаментальные основы технологий переработки и утилизации техногенных отходов»: труды междунар. конгресса. – Екатеринбург: ООО «УИПЦ», 2012. – С. 286-290.
102. Заболоцкий А.И. Первый в РФ опыт промышленной добычи золота способом подземного выщелачивания из золотосных кор выветривания Гагарского месторождения / А.И. Заболоцкий, Ю.В. Докукин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2009. – №1. – С.391-402.
103. Захарьян С. В. Повышение экологической безопасности на предприятиях цветной металлургии за счет использования сорбционных процессов / С. В. Захарьян, Э. И. Гедгагов, А. Б. Юн // Экология и промышленность России. – 2018. – Т.22. – №1. – С.26-32.
104. Зырянов М.Н. Хлоридная металлургия золота / М.Н. Зырянов, С.Б. Леонов. – М.: «СП ИНТЕРМЕТ ИНЖИНИРИНГ», 1997. – 288 с.
105. Иванов Б.С. Отечественные медно-цинковые колчеданные руды: проблемы переработки и технологические перспективы / Б.С. Иванов, А.Я. Бодуэн, Г.В. Петров // Обогащение руд. – 2014. – № 3.– С. 7–13.
106. Извлечение благородных и цветных металлов из техногенного сырья Норильского промышленного региона: практика и исследования / А.Я. Бодуэн, Г.В. Петров, И.И. Мардарь, Б.С. Иванов // Успехи современного естествознания. – 2013. – № 3. – С. 143-145.

107. Извлечение золота из лежалых хвостов обогащения колчеданных медно-цинковых руд / А.В. Богданович, А.М. Васильев, Я.М. Шнеерсон, М.А. Плешков // Обогащение руд. – 2013. – № 5. – С. 38–44.
108. Извлечение золота из хвостов золотоизвлекательной фабрики от переработки упорных руд смешанного типа / К.К. Турин, Т.В. Башлыкова, П.П. Ананьев и др. // Цветные металлы. – 2013. – № 5. – С. 39-43.
109. Изойтко В.М. Технологическая минералогия и оценка руд / В.М. Изойтко. – СПб.: Наука, 1997. – 532 с.
110. Изучение возможности обогащения мелкодробленой магнетитовой руды сухой магнитной сепарацией / Н.А. Сединкина, О.Е. Горлова, Н.В. Гмызина, Е.Ю. Дегодя // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2019. – Т. 75. – №5. – С.564-571.
111. Иксанова Е.И. Подготовка к использованию железосодержащих шламов и пыли за рубежом / Е.И. Иксанова // Черная металлургия: Бюл. НТИ. – 1980. – №13. – С.12-21.
112. Инновационные процессы глубокой и комплексной переработки техногенного минерального сырья / В.А. Чантурия, И.В., Шадрюнова А.П. Козлов, О.Е. Горлова // Создание высокоэффективных производств на предприятиях горно-металлургического комплекса: сб. тр. междунар. науч.-практ. конф. Екатеринбург: Уральский рабочий, 2013. – С.27-28.
113. Инновационные технологии и процессы извлечения ценных компонентов из нетрадиционного, труднообогатимого и техногенного минерального сырья / В.А. Чантурия, А.П. Козлов, Т.Н. Матвеева, А.А. Лавриненко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – №5. –С.144-156.
114. Исследование аммиачного автоклавного выщелачивания некондиционного медного концентрата, содержащего серебро и рений / Г.В. Петров, А.Я. Бодуэн, Б.С. Иванов, М.А. Серебряков // Цветные металлы. – 2016. – №10. –С.23–28.
115. Исследование влияния различных видов механических воздействий на селективность разрушения минеральных ассоциаций / Т.С. Юсупов, И.И. Бакшеева, В.И. Ростовцев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – №6. – С. 180-186.
116. Исследование дробимости и измельчаемости немагнитных фракций сталеплавильных шлаков / В.Б. Чижевский, О.Е. Горлова, И.А. Гришин, И.П. Захаров // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы

- международ. науч.-техн. конф. – Екатеринбург: Издательство АМБ, 2003.– С.147-149.
117. Исследование процессов переработки доменных шламов (с извлечением цинка): отчет о НИР / МГТУ им. Г.И. Носова. Тема 2008-23; рук. О.Е. Горлова. Магнитогорск, 2008. – 110 с.
118. К вопросу извлечения золота из вторичного сырья Марджанбулакского золотоизвлекательного участка НГМК / О.А. Михин, Г.С. Саттаров, Л.А. Лильбок, Ю.М. Акопян, Н.Н. Блохин // Горный вестник Узбекистана. – 2007. – № 1(28). – С.77-81.
119. Каковский И.А. Кинетика растворения золота в водных растворах, содержащих хлор / И.А. Каковский, В.В. Губайловский // Известия АН СССР. Металлы. – 1973. – №6. – С. 106-111.
120. Каплунов Д.Р. К оценке эффективности освоения техногенных образований / Д.Р. Каплунов, В.А. Юков // Маркшейдерский вестник. – 2008. – №5. – С. 8-12.
121. Ковлеков И.И. Повышение эффективности извлечения золота из техногенного минерального сырья на основе магнитно-сегрегационных методов сепарации: автореф. дисс. д-ра техн. наук: 25.00.13 / Ковлеков Иван Иванович. – Москва, 2002. – 39 с.
122. Ковлеков И.И. Техногенное золото Якутии / И.И. Ковлеков. – М.: МГГУ, 2002. – 303 с.
123. Козин В.З. Безотходные технологии горного производства / В.З. Козин // Горный журнал. – 2001. – № 4 – 5. – С. 167 – 190.
124. Колодежная Е.В. Разработка технологии селективной дезинтеграции металлургических шлаков с использованием аппаратов центробежно-ударного дробления: дисс. ...канд. техн. наук: 25.00.13 /Колодежная Екатерина Владимировна. – Магнитогорск, 2009. – 143 с.
125. Комбинированные методы переработки окисленных и смешанных медных руд / Митрофанов С.И. и др. – М.: изд-во «Недра», 1970. – 288 с.
126. Комбинированные процессы переработки руд цветных металлов / С.И. Митрофанов, В. А. Мещанинова, А. В. Курочкина и др. – М.: Недра, 1984. – 215 с.
127. Комплексное использование сырья и отходов / Б.М. Равич, В.П. Окладников, В. Н. Лыгач и др. – М.: Химия, 1988. – 288 с.

128. Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья: монография / К.Н. Трубецкой, В.А. Чантурия, Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова. – М.: Наука, 2010. – 437 с.
129. Косарев А.И. Молотковые дробилки для промышленности строительных материалов / А.И. Косарев, Д.С. Силенок. – М.: ЦНИИТЭстроймаш, 1979 г. – 40 с.
130. Котляр Ю.А. Металлургия благородных металлов: Учебник. В 2-х кн. Кн. 1 / Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков, Л.С. Стрижко. – М.: МИСиС, ИД «Руда и металлы», 2005. – 432 с.
131. Котова О.Б. Интервенция минералогии в технологии переработки труднообогатимых полезных ископаемых / О.Б. Котова, Е.Г. Ожогина, А.А. Рогожин // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017): материалы междунар. науч. конф. Красноярск, 12-15 сентября 2017 г. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. – С. 10-13.
132. Краснов Г.Д. К оценке селективности разрушения руд / Г.Д. Краснов, В.В. Чихладзе, Д.В. Шехирев // Обогащение руд. – 2011. – № 4. – С. 3–7.
133. Кубарев М.С. Классификация техногенно-минеральных образований как условие управления отходами / М.С. Кубарев, В.Е. Стровский, В.В. Балашенко // Изв. вузов. Горный журнал. – 2017. – №6. – С. 31-41.
134. Кубарев М.С. Методический подход к оценке эколого-экономической эффективности использования отходов / М.С. Кубарев, В.Е. Стровский, И.В. Перегон // Известия вузов. Горный журнал. – 2017. – №1. – С.31-38.
135. Кушакова Л.Б. Исследования, практическое состояние и перспективы применения гидрметаллургических технологий для переработки медных руд месторождений Казахстана / Л.Б. Кушакова, Н.В. Сизикова // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2015. – №5. – С.13-18.
136. Кюн М. Улучшение использования отходов металлургического производства – шаг на пути к устойчивому развитию / М. Кюн // Черные металлы. – 2013. – №7. – С.35-43.
137. Ласкорин Б.Н. Безотходная технология переработки минерального сырья. Системный анализ / Б.Н. Ласкорин, Л.А. Барский, В.З. Персиц. – М.: Недра, 1984. – 334 с.
138. Левченко Е.Н. Техногенное минеральное сырье: особенности вещественного состава и технологических свойств, геолого-технологическое картирование / Е.Н.

Левченко, Л.И. Веремеева, О.Е. Горлова // Руды и металлы. – 2018. – №1. – С.64-75.

139. Леонтьева Е.В. Разработка технологии извлечения золота, серебра химической переработкой лежалых хвостов флотации медно-цинковых колчеданных руд: дисс. ... канд. техн. наук: 25.00.13 / Леонтьева Елена Вячеславовна.– Магнитогорск, 2017. – 159 с.

140. Леонтьева Е.В. Термохимическая хлораммонийная переработка техногенных отвальных сульфидных отходов обогащения / Е.В. Леонтьева, Н.Л. Медяник, Н.Л. Калугина // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – №1. – С. 305-316.

141. Лихникевич Е.Г. Новые гидрометаллургические технологии переработки вторичного литийсодержащего сырья / Е.Г. Лихникевич, Н.В. Петрова, С.И. Ануфриева // Минерально-сырьевая база черных, легирующих и цветных металлов России и стран СНГ: проблемы и пути развития: тр. междунар. конф. Москва, 27–29 ноября 2007 г. – М., 2007. – С. 223–224.

142. Лузин Б.С. Научно-технические основы повторной добычи золота из отходов обогащения: автореф. дисс. д-ра техн. наук: 25.00.22 / Лузин Борис Степанович. – Алматы, 2004. – 43 с.

143. Луняшин П.Д. Потери, которые можно вернуть / П.Д. Луняшин // Золотодобыча. – 2016. Июнь. – №211. Режим доступа: <https://zolotodb.ru/news/11483>].

144. Макаров А.Б. Техногенно-минеральные месторождения Урала: автореф. дисс. ... д-ра геол.-минералог. наук: 25.00.11 / Макаров Анатолий Борисович. – Екатеринбург: УГГУ, 2007. – 41 с.

145. Макаров А.Б. Главные типы техногенно-минеральных месторождений Урала: условия формирования, особенности состава и направления использования / А.Б. Макаров // Известия УГГУ. – 2007. – Вып. 22. – С.61-68.

146. Макаров А.Б. Техногенно-минеральные месторождения Урала (особенности состава и методологии исследования) / А.Б. Макаров, А.Г. Талалай // Техногенез и экология. Информационно-тематический сборник. – Екатеринбург: УГГА, 1999. – С.4-41.

147. Макаров В.А. Благородные металлы техногенных минеральных объектов Сибирского региона: Ресурсы и проблемы геолого-технологической оценки / В.А. Макаров // Цветные металлы Сибири-2009: сб. докл. первого междунар. конгресса. – Красноярск, 2009. – С. 37-45.

148. Макаров В.А. Виды техногенного золотосодержащего сырья и особенности методики его геолого-технологической оценки / В.А. Макаров // *Металлургия 21 века: шаг в будущее: тез. докл. междунар. науч. конф.* – Красноярск, 1988 – С.177-178.
149. Макаров В.А. Условия формирования техногенных золотосодержащих объектов и особенности методики их геолого-технологической оценки: дисс. ...д-ра геол. – минералог. наук: 25.00.11 / Макаров Владимир Александрович. - Красноярск, 2001. 269 с.
150. Макаров В.А. Минералого-геохимические особенности хвостов обогащения золотых руд Олимпиадинского ГОКа и оценка возможности их повторной переработки / В.А. Макаров, В.И. Брагин, Е.В. Малыхин // *Цветные металлы и минералы - 2017 [Электронный ресурс]: сб. докл. Девятого междунар. конгресса (Красноярск, 11-15 сентября, 2017).* – Красноярск: Научно-инновационный центр, 2017. – С.834-842.
151. Малютин Ю.С. Техногенные минерально-сырьевые ресурсы России и перспективы их использования / Ю.С. Малютин / *Маркшейдерия и недропользование.* – 2001. – №1, июль-сентябрь. – С.21-25. Режим доступа: <http://geomar.ru/articles/mineral-resources/178-technogenic-mineral-resources-of-nonferrous-metallurgy.html>
152. Медведев А. С. Выщелачивание и способы его интенсификации / А.С. Медведев. – М.: МИСиС, 2005. – 240 с.
153. Медяник Н.Л. Теоретическое обоснование и разработка ресурсовоспроизводящих технологий комплексной переработки техногенных вод медно-цинковых горных предприятий: дисс. ...д-ра техн. наук: 25.00.13 / Медяник Надежда Леонидовна. – Магнитогорск, 2012. – 450 с.
154. Мелентьев Г.Б. Техногенный потенциал в ожидании промышленного освоения / Г.Б. Мелентьев // *Редкие земли.* – 2015. – №3. – С.132-144.
155. Методические рекомендации НСОМТИ № 112 «Оценка технологических свойств техногенных отходов, содержащих редкие металлы, для выбора рациональной технологии их переработки» / Е.Н. Левченко, Л.З. Быховский, С.И. Ануфриева, В.Н. Соколова. – М.: ВИМС, 2016. – 50 с.
156. Методические рекомендации НСОММИ №183 Виды и последовательность минералогических работ при технологических испытаниях техногенного сырья

- (текущие хвосты обогащения колчеданных руд) / Е.А. Горбатова, Е.Г. Ожогина, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова. – М.: ВИМС, 2014. – 29 с.
157. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов: утв. Минэкономки РФ, Минфином и Госстроем РФ 21.06.1999№ ВК 477. – М.: Экономика, 2000. – 421 с.
158. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Золото рудное. Утверждены распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р. Москва, 2007. – 49 с.
159. Методическое руководство по изучению и эколого-экономической оценке техногенных месторождений / Государственная комиссия по запасам полезных ископаемых (ГКЗ) Министерства охраны окружающей среды и природных ресурсов РФ / ред. коллегия: Ю.Ю. Воробьев, В.И. Воропаев, О.В. Заборин и др. – М., 1994. – 51 с.
160. Механизм дезинтеграции металлургических шлаков в аппаратах центробежно-ударного дробления / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная, И.М. Кутлубаев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – №2. – С. 149-155.
161. Минеев Г.Г. Растворители золота и серебра в гидрометаллургии / Г.Г. Минеев, А.Ф. Панченко. – М.: Металлургия, 1994. – 241 с.
162. Минералогические особенности магнетита лежалых хвостов горнорудного производства Красноярского края / В.Е. Жукова, Д.И. Целюк, Е.Г. Ожогина, И.Н. Целюк // Разведка и охрана недр. – 2012. – № 6. – С. 58–60.
163. Минералого-технологическая оценка техногенного сырья при прогнозировании селективности его дезинтеграции / И.В. Шадрунова, Е.В. Колодежная, Е.Г. Ожогина, О.Е. Горлова // Рациональное недропользование: сборник науч. тр. – Магнитогорск: Изд-во Магнитогорского госуд. техн. ун-та, 2014. – С. 229-236.
164. Минералого-технологические особенности хвостов мокрой магнитной сепарации железных руд и перспективы извлечения из них железа / Д.И. Целюк, В.Е. Жукова, Е.Г. Ожогина, О.А. Якушина, И.Н. Целюк // Journal of Siberian Federal University. Engineering & Technologies. – 2013 6(4). – С. 412-424.
165. Мирзеханова З.Г. Техногенные образования россыпных месторождений золота: ресурсно-экологические аспекты отработки: монография / З.Г. Мирзеханова, Г.С. Мирзеханов, И.Д. Дебелая. – Хабаровск: ДВО РАН, 2014. – 297 с.

166. Морозов Ю.П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения тонкодисперсных благородных металлов из руд и техногенного сырья: дисс. ...д-ра техн. наук: 25.00.13 / Морозов Юрий Петрович. – Екатеринбург, 2001. – 397 с.
167. Морозов Ю.П. Исследование кинетики растворения золота методом электрохимической хлоринации / Ю.П. Морозов, Е.Л. Евграфова, М.Ю. Киселев // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXII междунар. науч.-практ. конф. – Екатеринбург: Изд-во ООО «Форт Диалог-Исеть», 2017. – С.276-280.
168. Морфологические разновидности золота в рудном и техногенном сырье коры выветривания / Н.Ф. Усманова, В.И. Брагин, А.М. Жижаяев, Е.Н. Меркулова, Ю.Ю. Фисенко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – №2. – С. 130-136.
169. Мустафин С.К. Золото в отходах добычи, обогащения и переработки минерального сырья: проблема оценки и извлечения / С.К. Мустафин // Реновация: отходы – технологии – доходы: тез. Всерос. науч.-практ. конф. – Уфа, 2004. – С.154-155.
170. Набойченко С.С. Гидрометаллургия меди / С.С. Набойченко, В. И. Смирнов. – М.: Metallurgy, 1974 – 272 с.
171. Наумов В.А. Концепция управления формированием месторождений на примере техногенных россыпей золота / В.А. Наумов // Естественные и технические науки. – 2010. – № 2. – С. 262–265.
172. Наумов В.А. О направленном формировании месторождений на примере техногенных россыпей золота / В.А. Наумов, О.Б. Наумова // Известия Тульского государственного университета. Серия Естественные науки. – 2010. – № 1. – С. 283–288.
173. Наумов В.А. Преобразование золота в техногенных россыпях / В.А. Наумов, О.Б. Наумова // Современные проблемы науки и образования. – 2013. – №5. – С.531.
174. Научные основы и практика селективной дезинтеграции природного и техногенного сырья с использованием аппаратов центробежно-ударного дробления / И.В. Шадрюнова, В.В. Воробьев, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная // Проблемы освоения недр в XXI веке - глазами молодых: материалы междунар. молодежной



научной школы. Под ред. проф. В.Н. Захарова, акад. К.Н. Трубецкого, акад. В.А. Чантурия. – М.: ИПКОН РАН, 2012. – С. 50-60.

175. Новые процессы извлечения мелкого золота из отвальных продуктов // В.В. Кармазин, О.И. Рыбакова, В.А. Исмагилов, С.Б. Татауров // Горный журнал. – 2002. – №2. – С.71-77.

176. О «магнитном» самородном золоте / Н.Ю. Якубовская и др. // ДАН СССР. – 1989. – Т.309. – №2 – С.30-36.

177. О кинетике растворения куприта / Халезов Б.Д., Каковский И.А., Крушко О.Б. и др. // Цветная металлургия. – 1980. – №3. – С.30-34.

178. О недрах и недропользовании (с изменениями и дополнениями по состоянию на .2014 г.) Закон Республики Казахстан от 24 июня 2010 года № 291-IV 11.04, ст.10 п.3,4,5 [Электронный ресурс] – Режим доступа: [http://online.zakon.kz/document/?doc\\_id=30770874](http://online.zakon.kz/document/?doc_id=30770874).

179. Обоснование способа дезинтеграции труднообогатимого природного и техногенного минерального сырья / И.В. Шадрунова, Е.В. Колодежная, А.В. Артамонов, О.Е. Горлова // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения - 2014): материалы междунар. совещ. Алматы, 16-19 сентября 2014 г. / под общ. ред. акад. РАН В.А. Чантурия. Алматы: АО «ЦНЗМО», 2014. – С. 105-110.

180. Ожогина Е.Г. Морфоструктурные особенности отходов обогатительного передела / Е.Г. Ожогина, Е.А. Горбатова // Разведка и охрана недр. – 2013. – № 7. – С. 38-42.

181. Ожогина Е.Г. Горнопромышленные отходы: минералогические особенности / Е.Г. Ожогина, О.Б. Котова, О.А. Якушина // Vestnik IG Komi SC UB RAS. – 2018. – № 6. – С. 43-49.

182. Ожогина Е.Г. Современный подход к изучению минерального состава, строения и свойств руд цветных и благородных металлов / Е.Г. Ожогина, А.А. Рогожин // Труды Ферсмановской научной сессии КНЦ РАН. – 2005. – №2. – С.170-172.

183. Ожогина Е.Г. Роль минералогических исследований в решении экологических проблем горнопромышленных районов / Е.Г. Ожогина, И.В. Шадрунова, Т.В. Чекушина // Горный журнал. – 2017. – №11. – С. 105-110.

184. Опарин В.Н. Состояние и проблемы минерально-сырьевой базы твердых полезных ископаемых России / В.Н. Опарин, А.М. Фрейдин, А.П. Тапсиев // Фи-

зико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – №4. – С.173-181.

185. Опыт и перспективы применения современных технологий переработки бедных труднообогатимых руд / С.И. Ануфриева, Е.С. Броницкая, Э.Г. Литвинцев, Е.Г. Ожогина, Н.В. Петрова, А.А. Рогожин, В.Н. Соколова // Разведка и охрана недр. – 2011. – №5. – С.70-75.

186. Опыт применения продуктов переработки металлургических шлаков в аглодоменном производстве / Е.В. Якушев, В.А. Зайцев, Н.А. Майстренко, А.Ю. Фукс // Металлург. – 2010. – №2. – С.40-41.

187. Опыт регенерации цинксодержащих отходов с целью извлечения товарного цинка / В.Г. Меркулов, Ю. И. Усенко, В. И. Будников и др. // Сталь. – 1997. – №2. – С. 82 – 83.

188. Орехова Н.Н. Эколого-ресурсные проблемы и управление горнопромышленными отходами / Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова // Современные достижения университетских научных школ: сборник докладов национальной научной школы-конференции. Магнитогорск, 26-27 декабря 2017 г. – Магнитогорск: Изд-во Магнитог. госуд. технич. ун-та им. Г.И. Носова, 2017. – С. 119-123.

189. Орехова Н.Н. Проблемы и решения переработки тонкодисперсного техногенного цинксодержащего сырья / Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова, О.И. Клебан // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2015. – Т. 1. – С. 27-31.

190. Орлов А.И. Интенсификация процесса выщелачивания (На примере гидрометаллургии меди): автореф. дисс. ... д-ра техн. наук: 05.00.00 / Орлов Анатолий Иванович. – М., 1971. – 51 с.

191. Основные свойства и пути использования отвального доменного шлака ЧМЗ / Б.С. Баталин, В.Г. Крафт, А.И. Пастухов, Н.Б. Курякова // Известия вузов. Строительство. – 2002. – № 4. – С. 47-50.

192. Особенности вещественного состава и технологических свойств, определяющие обогатимость отвала месторождения Таскора / А.Б. Юн, И.В. Шадрунова, О.М. Синянская, О.Е. Горлова, А.М. Койшибаева // «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов»: материалы междунар. науч.- практ. конф. / Сост.: к.х.н. Темирова С.С., к.т.н. Кульдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – С. 21-26.

193. Остапенко П.Е. Безотходная технология переработки руд черных металлов / П.Е. Остапенко, Н.Ф. Мясников // Под ред. Б.Н. Ласкорина. – М.: Недра, 1988. – 271 с.
194. Оценка антропогенного воздействия шламового хозяйства металлургического предприятия на водный бассейн с использованием современных спектральных методов многоэлементного анализа / И.В. Шадрунова, Н.Г. Новикова, О.Е. Горлова, Н.Н. Орехова // Современные процессы комплексной и глубокой переработки труднообогатимого минерального сырья (Плаксинские чтения – 2015): материалы междунар. совещ. Иркутск, 21-25 сентября 2015 г. – Иркутск, 2015. – С. 507-509.
195. Оценка вещественного состава и технологических свойств некондиционного медно-колчеданного сырья: отчет о НИР (заключительный) / ООО «Уралэнергоресурс». – Магнитогорск, 2011. – 53 с.
196. Оценка минералого-технологических особенностей техногенного минерального сырья при прогнозировании возможностей его переработки и селективности дезинтеграции / И.В. Шадрунова, Е.В. Колодежная, Е.Г. Ожогина, О.Е. Горлова // Технологическая минералогия природных и техногенных месторождений: сборник статей IX Российского семинара по технологической минералогии. – Петрозаводск: Карельский научный центр РАН, 2015. – С.35-42.
197. Оценка ресурсного потенциала природных и техногенных месторождений медно-колчеданных руд Урала в связи с перспективами комплексного извлечения цветных, редких и благородных металлов / К.Н. Трубецкой, Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова, Д.Н. Радченко // В кн. Геотехнологическая оценка минерально-сырьевой базы России. Под ред. акад. К.Н. Трубецкого, акад. В.А. Чантурия, чл.-корр. РАН Д.Р. Каплунова. – М.: ИПКОН РАН, 2008. – С.86-89.
198. Оценка селективности дезинтеграции металлургических шлаков / И.В. Шадрунова, Е.Г. Ожогина, Е.В. Колодежная, О.Е. Горлова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – №5. – С.180-190.
199. Оценка эффективности воздушной классификации хромитовой руды / И.В. Шадрунова, Е.В. Колодежная, М.С. Гаркави, О.Е. Горлова // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения - 2017): материалы междунар. науч. конф. Красноярск, 12-15 сентября 2017 г. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. – С. 279-282.

200. Паддефет Р. Химия золота / Паддефет Р.; пер. с англ. – М.: Мир, 1982. – 262 с.
201. Паладеева Н. И. Дробилки ударного действия / Н.И. Паладеева // Известия вузов. Горный журнал. – 1996. – № 10–11. – С. 139 – 145.
202. Паладеева Н.И. Взаимосвязь режима работы и параметров рабочего органа дробилок при разрушении пород свободным ударом / Н.И. Паладеева, В.И. Саитов // Известия вузов. Горный журнал. – 1990. – №4. – С.70-73.
203. Панкратьев П.В. Техногенные объекты Оренбургской области и перспективы их освоения / П.В. Панкратьев, В.П. Лощинин // Известия вузов. Горный журнал. – 1999. – №5-6. – С.84-87.
204. Патент 2418872 RU. Способ переработки смешанных медных руд / Назимова М. И., Травников В. Н., Травникова О. Н., Крылова Л. Н., Адамов Э. В.; опубл. 20.05.2011.
205. Патент 2604279 RU. Способ переработки сульфидно-окисленных медных руд с извлечением меди и серебра / Зверев А. В., Баскаев П. М., Лапшин Д. А., Золотарев В. Н., Простакишин М. Ф.; опубл. 10.12. 2016.
206. Патент на изобретение RUS 2185507 Способ извлечения благородных металлов из руд на месте залегания методом подземного выщелачивания / Шустов А.Н., Седов Н.П.; опубл. 27.03.2001.
207. Патент РФ №2337159 Способ переработки сульфидно-окисленных медных руд / Панин В.В., Воронин Д.Ю., Крылова Л.Н., Карабасов Ю.С.; опубл. 27.10.2008.
208. Переработка золотосодержащего техногенного сульфидного сырья с использованием метода кучного бактериального выщелачивания с последующим извлечением благородных металлов из продуктов биоокисления гидрометаллургическими методами / Н.В. Ибрагимова, Г.В. Седельникова, Д.Х. Ким, А.Ю. Владыкин, Е.В. Куликова // Биотехнология: состояние и перспективы развития: материалы VIII междунар. конгресса. – М.: ЗАО «Экспо-биохим-технологии, РХТУ им. Д.И. Менделеева, 2015. – С.237-238.
209. Переработка некондиционных железосодержащих пылей и шламов металлургических переделов / В. П. Ульянов, В. И. Булавин, В. Я. Дмитриев, А.В. Смотров // Сталь. – 2002. – №12. – С. 69-75.

210. Перспективы комплексной утилизации цинксодержащих шламов основных переделов черной металлургии в плазменных печах / В.А. Фролов, О.А. Александрович, А.М. Рабинович и др. // Сталь. – 1991. – №7. – С. 80- 84.
211. Перспективы повышения полноты и комплексности освоения месторождений / Д.Р. Каплунов, М.В. Рыльникова, Д.Н. Радченко, И.А. Абдрахманов // Недропользование-XXI век. – 2009. – № 3. – С.28-32.
212. Пирогов Б.И. Природа и эволюция технологических свойств минералов / Б.И. Пирогов // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017): материалы международного науч.-практ. конф., Красноярск, 12-15 сентября 2017 г. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. – С.28-31.
213. Пирогов Б.И. Эволюция технологических свойств минералов / Б.И. Пирогов // Геолого-минералогический вестник. – 2008.– № 1 (19). – С.5-17.
214. Плеханов К.А. Разработка технологии извлечения драгоценных металлов из минерального сырья гравитацией / К.А. Плеханов, Л.Д. Шевелева, М.Г. Видуецкий и др. // Известия вузов. Горный журнал. – 2001. – № 4-5. – С.152-154.
215. Поведение цинка в доменной печи: монография / Ю.П. Щукин, В.Л. Терентьев, К.Н. Вдовин, В.И. Сединкин, П.И. Прохоренко. – Магнитогорск: Изд-во МГТУ им. Г.И. Носова, 1999. – 84 с.
216. Повышение эффективности сталеплавильного производства доизвлечением ценных компонентов из утилизируемых шлаков / А.А. Юсупходжаев, Х.Р. Валиев, С.Р. Худояров, С.Т. Маткаримов // Черные металлы. – 2015. – №1. – С.19-22.
217. Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов в 2 т. Т.2: Золото / Под ред. М.И. Фазлуллина. – М.: Изд. Дом «Руда и металлы», 2005. – 328 с.
218. Поперечникова О.Ю. Интенсификация флотационной технологии доводки магнетитовых концентратов / О.Ю. Поперечникова, А.С. Сизых, С.П. Нагаева // Горный журнал. – 2014. – №11. – С. 75-77.
219. Поплаухин А.С. Подземное выщелачивание медно-колчеданного месторождения / А.С. Поплаухин, Н.Л. Дикарев, А.Г. Яковенко // Известия вузов. Цветная металлургия. – 1982. – №10. –С.14-16.
220. Постановление Правительства РФ от 13.09.2016 N 913 (ред. от 29.06.2018) «О ставках платы за негативное воздействие на окружающую среду и дополни-

- тельных коэффициентах». Режим доступа: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_204671/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_204671/)
221. Принципы адаптации ресурсосберегающих технологий переработки вторичного металлосодержащего сырья / И.В. Шадрунова, Н.Н. Орехова, Т.В. Чекушина, О.Е. Горлова // Интернет-журнал Науковедение. – 2017. – Т. 9. – № 6. – С. 100.
222. Принципы построения технологических линий переработки бедного природного и техногенного сырья с использованием центробежно-ударной техники / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная, А.В. Артамонов, М.С. Гаркави // «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов»: материалы междунар. науч.-практ. конф. / Сост.: к.х.н. Темирова С.С., к.т.н. Кульдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – С. 14-20.
223. Проблемы цинка в доменном производстве России и пути их решения / Г.М. Степин, Л.С. Мкртчян, И.В. Довлядов, И.К. Борщевский // Металлург. – 2001. – №10. – С.39-42.
224. Рабочий проект «Отработка месторождения «Таскора» Жаман-Айбатского рудного поля». Том 3, книга 1. – Жезказган, 2007. – 70 с.
225. Развитие природоохранных технологий и технических средств для переработки труднообогатимого сырья / И.В. Шадрунова, Т.В. Чекушина, Е.В. Колодежная, О.Е. Горлова, Н.Н. Орехова, В.И. Ляшенко // Экология и промышленность. – 2017. – №3-4 (52-53). – С. 20-28.
226. Разработка и внедрение ресурсосберегающих технологий и технических средств для переработки труднообогатимого сырья / И.В. Шадрунова, Т.В. Чекушина, Е.В. Колодежная, О.Е. Горлова, Н.Н. Орехова, В.И. Ляшенко // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 2016. – № 4. – С. 96-103.
227. Разработка и опытно-промышленные испытания комбинированной технологии переработки отвала труднообогатимых смешанных медных руд месторождения Таскора / О.Е. Горлова, А.Б. Юн, О.М. Синянская, Н.Л. Медяник // Цветные металлы. – 2018. – №12. – С.14-20.
228. Разработка комплексной схемы утилизации железосодержащих отходов / Л.А. Смирнов, В.А. Кобелев, В.Н. Потанин и др. //Сталь. – 2001. –№4. – С.26-27.
229. Разработка технологии переработки отвала медного месторождения Таскора / А.Б. Юн, И.В. Шадрунова, О.М. Синянская, О.Е. Горлова, А.М. Койшибаева // «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных метал-

- лов»: материалы междунар. науч.-практ. конф. / Сост.: к.х.н. Темирова С.С., к.т.н. Кульдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018. – С. 27-32.
230. Растрингин Л.А.. Адаптация сложных систем. Методы и приложения / Л.А. Растрингин. - Рига: Зинатне, 1981. - 375 с.
231. Ревнивцев В.И. О рациональной организации процесса раскрытия минералов в соответствии с современными представлениями физики твердого тела / В.И. Ревнивцев // «Механобр», 1975. – № 10 – С. 158- 169.
232. Ресурсосбережение и ликвидация накопленного экологического ущерба в старопромышленных регионах при переработке шлаков металлургического производства / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Н.Н. Орехова, Е.В. Колодежная // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – №S1. – С.В. 300-320..
233. Ресурсосбережение и развитие экологически ориентированных технологий при утилизации техногенного сырья в черной металлургии / В.А. Чантурия, О.Е. Горлова, И.В. Шадрунова, В.А. Жилина // Перспективы развития металлургии и машиностроения с использованием завершенных фундаментальных исследований и НИОКР: Ферросплавы: труды IV-й науч.-практ. конф. Екатеринбург, 29 октября- 2 ноября 2018 г. – Екатеринбург: ООО Издательство и типография «Альфа Принт», 2018. – С. 46-50.
234. Рыбакова О.И. Основные принципы построения комбинированных технологических схем доизвлечения тонкого золота из отвальных продуктов / О.И. Рыбакова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2003. – № 10. – С. 75–79.
235. Рыбакова О.И. Разработка и внедрение комбинированной технологии доизвлечения золота из отвальных продуктов: автореф. дисс. ...д-ра техн. наук: 25.00.13 / Рыбакова Ольга Иннокентьевна. – Москва, 2003. – 40 с.
236. Рывин В.М. Производство полупродукта и клинкера высокоглиноземистого из отвальных шлаков хрома металлического / В.М. Рывин, А.Б. Галезник, Н.В. Кузьмин // Экологические проблемы промышленных регионов: тез. докл. науч.-техн. конф. – Екатеринбург, 2000. – С. 187-188.
237. Сабанова М.Н. Технологическая минералогия медных шлаков / М.Н. Сабанова, Н.Н. Орехова, Е.А. Горбатова // Минералогия техногенеза. – 2015.– №16. – С. 107-114.

238. Сабанова М.Н. Особенности флотации медеплавильных шлаков с применением дополнительного собирателя / М.Н. Сабанова, Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: тез. докл. 76-ой междунар. науч.-техн. конф. – Магнитогорск: Изд-во МГТУ им. Г.И. Носова, 2018. – С. 56-57.
239. Самсонов Б.Г. Оптимальная схема геотехнологических исследований (методические рекомендации) / Б.Г. Самсонов, О.В. Кутуева, А.В. Петров. – М.: Изд-во ВИМС, 1992. – 72 с.
240. Седельникова Г.В. Эффективные технологии извлечения золота из руд и концентратов / Г.В. Седельникова, А.И. Романчук // Горный журнал. – 2007. – №2. – С. 45-50.
241. Секисов Г.В. Природно-техногенные минеральные объекты / Г.В. Секисов, А.А. Таскаев, А.Г. Секисов // Изв. АН Кирг. ССР. Физ.-техн. и матем. науки. – 1987. – №4. – С.40-56.
242. Селезский А.И. Некоторые аспекты центробежно-ударного измельчения материалов / А.И. Селезский, В.В. Воробьев // Строительные материалы. – 2005. – №1. – С.21-23.
243. Селективное разрушение материалов / В. И. Ревнивцев, Г. В. Гапонов, Л. П. Зарогатский, И. М. Костин, Г. А. Финкельштейн, Э. А. Хопунов, В. П. Яшин. – М.: Недра, 1988. – 286 с.
244. Семячков А.И. Металлы в окружающей среде горнометаллургических комплексов Урала: монография / А.И. Семячков. – Екатеринбург: Изд-во УГГА, 2001. – 320 с.
245. Семячков А.И. Эколого-экономическая оценка техногенно-минеральных образований: монография / А.И. Семячков, В.В. Балашенко, О.В. Косолапов. – Екатеринбург: Изд-во УрО РАН, 2009. – 196 с.
246. Скаббанович М.А. Методы исследований физико-механических свойств грунтов / М.А. Скаббанович. – М.: Недра, 1972 – 312 с.
247. Складирование хвостов обогащения с использованием модификаторов реологии / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, В.Ш. Галямов, В.С. Фролов // Обогащение руд. – 2018. – № 2 (374). – С. 48-54.
248. Смирнов С.С. Зона окисления сульфидных месторождений / С.С. Смирнов. – М.: Изд-во АН СССР, 1951. – 335 с.



249. Смольяков А.Р. Границы срастания минералов в руде / А.Р. Смольяков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2007. – №11. – С.346-353.
250. Современные процессы вскрытия минеральных комплексов в сухих схемах переработки техногенного сырья / А.Ю. Козин, И.В. Шадрунова, Е.В. Колодежная, А.В. Артамонов, М.С. Гаркави // Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований: труды Конгресса с междунар. участием. – Екатеринбург: УрО РАН, 2014. – С. 84-89.
251. Современные процессы вскрытия минеральных комплексов в схемах переработки техногенного марганецсодержащего сырья / А.Ю. Козин, Е.В. Колодежная, А.В. Артамонов, М.С. Гаркави, И.В. Шадрунова // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2015. – №1. – С. 94-99.
252. Сорбционное извлечение меди на ионите Lewatit MonoPlus TP-220 из растворов азотнокислого выщелачивания медного концентрата / С.В. Захарьян, Л.М. Каримова, С.С. Набойченко, Д.А. Рогожников // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2018. – №6. – Т. 22. – С.204-212.
253. Справочные материалы. Оборудование и технологии: каталог ЗАО «Урал-Омега», 2011. Режим доступа: <https://uralomega.ru/>
254. Старцев, И.В. Институту ВНИИцветмет – 65. Есть чем гордиться / И. В. Старцев, В. А. Шумский, Л. Б. Кушакова // Деловая слава России. Межотраслевой альманах. – 2015. – №.50. – С.46-48.
255. Стратегия развития промышленности по обработке, утилизации и обезвреживанию отходов производства и потребления на период до 2030 года (утверждена распоряжением Правительства РФ от 25 января 2018 г. № 84-р).
256. Сухая магнитная сепарация во взвешенном состоянии – высокоэффективный способ обогащения мелкого материала / В.Б. Чижевский, И.П. Захаров, И.А. Гришин, О.Е. Горлова, О.П. Шавакулева // Материалы V Конгресса обогатителей стран СНГ. – М.: Альтекс, 2005. –Т.IV. – С. 38-39.
257. Сухая магнитная сепарация мелкого материала во взвешенном состоянии / И.А. Гришин, О.Е. Горлова, О.П. Шавакулева, А.Н. Кошкалда // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2004. – № 3. – С. 33-34.

258. Талалай А.Г. Техногенные месторождения Урала, методы их исследования и перспективы разработки / А.Г. Талалай, А.Б. Макаров, Б.Б. Зобнин // Горный журнал. – 1997. – №11-12. – С. 20-36.
259. Телегина Л.Е. Использование метода кучного выщелачивания для переработки бедных золотосодержащих руд / Л.Е. Телегина, В.Я. Кофман // Цветные металлы. – 1984. – №7. – С. 10-14.
260. Терентьева И.В. Обоснование параметров комплексного освоения запасов законсервированного Жезказганского хвостохранилища: дисс...канд. техн. наук 25.00.22 /Терентьева Ирина Владимировна. – Магнитогорск, 2016. – 176 с.
261. Термические константы веществ: Справочник: в 10 вып. / АН СССР, ВИНТИ: под ред. акад. В.П. Глушко. – М., 1965-1981.
262. Техногенное минеральное сырье Урала / В.А. Перепелицын, В.М. Рытвин, В.А. Коротеев, А.Б. Макаров и др. – Екатеринбург: РИО УрО РАН, 2013. – 328 с..
263. Техногенные месторождения Среднего Урала и оценка их воздействия на окружающую среду /Под ред. Боровкова Ю.А. – М.: Изд. НИИ-Природа, 2002. – 206 с.
264. Техногенные минерально-сырьевые ресурсы / Под ред. Караганова В.В. и Ужкенова Б.С. – Москва-Алматы, 2013. – 204 с.
265. Техногенные минерально-сырьевые ресурсы / Под. ред. Б.К. Михайлова. – М.: Научный мир, 2012. – 236 с.
266. Техногенные ресурсы минерального строительного сырья / Е.С. Туманов. А.Н. Цибизов, Н.Т. Блоха и др. – М.: Недра, 1991. – 208 с.
267. Техногенные ресурсы России. Общие сведения: Справочник / З.М. Шуленкина, Н.В. Анфилатова, Е.Н. Ковалева и др. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 2001. – 199 с.
268. Технологическая оценка минерального сырья. Опробование месторождений. Характеристика сырья: Справочник / Под. ред. П.Е. Остапенко. – М.: Недра, 1990. – 272 с.
269. Технологические аспекты рационального недропользования: Роль технологической оценки в развитии и управлении минерально-сырьевой базой страны / Т.В. Башлыкова, Г.А. Пахомова, Б.С. Лигов и др.; Под науч. ред. Ю.С. Карабасова. – М.: МИСИС, 2005. – 576 с.
270. Технологические, экономические и экологические аспекты переработки техногенного сырья горно-металлургических предприятий Урала / И.В. Шадруно-

- ва, Н.А. Волкова, С.А. Мастюгин, О.Е. Горлова // Экология и промышленность России. – 2013. – № 8. – С. 16-21.
271. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / Е.Г. Ожогина, Е.А. Горбатова, Г.И. Газалеева, И.В. Шадрунова, Л.А. Немчинова, О.Е. Горлова и др. / под общ. ред. акад. РАН В. А. Чантурия и докт. техн. наук И. В. Шадруновой. – Москва: Наука, 2016. – 387 с.
272. Тимощенко С.Н. Технология разработки погребённых золотоносных россыпей на базе подземного (скважинного) выщелачивания золота / С.Н. Тимощенко, М. А. Урунов // Материалы IV Сиб. междунар. конф. молодых учёных по наукам о Земле. – Новосибирск: Ин-т геологии и минералогии СО РАН, 2008. – С. 115–117.
273. Типизация медных шлаков Уральского региона, практика и перспективы флотационной переработки на действующих обогатительных фабриках / М.Н. Сабанова, А.Г. Савин, И.В. Шадрунова, Н.Н. Орехова // Цветные металлы. – 2013. – № 8. – С. 14–19.
274. Толстов В.А. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе / В.А. Толстов. – М.: МГГУ, 1999. – 314 с.
275. Требования к составу и правилам оформления представляемых на государственную экспертизу материалов по технико-экономическому обоснованию кондиций и подсчету запасов отвалов горного предприятия, хвостов обогатительных фабрик и отходов при переделе (Проект). – М.:ФГУ «ГКЗ», 2010. –26 с.
276. Трубецкой К.Н. Комплексное освоение рудных месторождений при открытом способе разработки. Разработка месторождений твердых полезных ископаемых / К.Н. Трубецкой // Итоги науки и техники. – 1985. – Т.31. – С.1-44.
277. Трубецкой К.Н. Классификация техногенных месторождений и основные факторы их комплексного освоения / К.Н. Трубецкой, В.И. Уманец, М.Б. Никитин // Комплексное использование минерального сырья. – 1987. – №12. – С. 18-23.
278. Трубецкой К.Н. Комплексное освоение техногенных месторождений / К.Н. Трубецкой, В.И. Уманец // Горный журнал. – 1992. – №1. – С.12-16.
279. Трубецкой К.Н. Классификация техногенных месторождений, основные категории и понятия / К.Н. Трубецкой, В.И. Уманец, М.Б. Никитин // Горный журнал. – 1989. – №12. – С. 6-9.

280. Ужкенов Б.С. Техногенные минеральные образования предприятий горнопромышленного производства, возможности их использования и геолого-экономическая характеристика (техногенные месторождения полезных ископаемых) / Б.С. Ужкенов, С.А. Каюпов. – Алматы, 2005. – 104 с.
281. Украинцев И.В. Бедное, некондиционное и техногенное сырье как перспективный источник получения меди / И.В. Украинцев, В.С. Трубилов, А.С. Клепиков // Цветные металлы. – 2016. – №10. – С. 36-42.
282. Уманец В.Н. Методические рекомендации по изучению и оценке техногенных месторождений / В.Н. Уманец, А.З. Толумбаев, А.В. Когут, Ю.А. Халхалов и др. – Алматы: ГКЗ при МГиОН РК, 1995. – 63 с.
283. Уманец В.Н. Опыт геолого-технологической оценки техногенных образований золота на некоторых месторождениях Казахстана / В.Н. Уманец // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2013. – №4. – С.87-93.
284. Утилизация пылей в черной металлургии / А.И. Толочко, В.И. Славин, Ю.М. Супрун и др. – Челябинск: «Металлургия»: Челябинское отделение, 1990. – 152 с.
285. Фадеева Н.В. Опыт переработки графитсодержащей пыли металлургического производства / Н.В. Фадеева, Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2019. – Т. 75. – №5. – С.632-639.
286. Фазлуллин М.И. Сквaziнное подземное выщелачивание металлов / М.И. Фазлуллин // Вестник Российской академии естественных наук. – 2013. – №5. – С.40-50.
287. Фалей Е.А. Повышение извлечения тонкодисперсного золота в турбулизационных центробежных сепараторах / Е.А. Фалей // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы междунар. науч.-техн. конф., 23-24 апреля 2014 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2014. – С. 84-89.
288. Федеральный закон № 2395-1 «О недрах» от 21 февраля 1992 года. Режим доступа: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_343/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_343/)
289. Федеральный закон №7 «Об охране окружающей среды» от 10 января 2002 года. Режим доступа: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_34823/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_34823/)
290. Федеральный закон №89 «Об отходах производства и потребления». Режим доступа: [http://www.consultant.ru/document/cons\\_doc\\_LAW\\_19109/](http://www.consultant.ru/document/cons_doc_LAW_19109/)

291. Федотов К.В. Расчет скоростей гидродинамических потоков в центробежном концентраторе / К.В. Федотов // Горный журнал. – 1998. – №5. – С. 43-47.
292. Ферсман А.Е. Комплексное использование ископаемого сырья / А.Е. Ферсман. – Л.: АН СССР, 1932. – 20 с.
293. Флотация медных шлаков в условиях замкнутого водооборота обогатительной фабрики / М.Н. Сабанова, И.В. Шадрунова, Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова // Цветные металлы. – 2014. – №10. – С. 16-24.
294. Формирование ресурсосберегающих технологий переработки вторичного металлосодержащего сырья на основе принципов адаптации / В.А. Чантурия, И. В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Н.Н. Орехова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – №1 (специальный выпуск). – С. 347-362.
295. Хабиров В.В. Прогрессивные технологии добычи и переработки золотосодержащего сырья / В.В. Хабиров, В.С. Забельский, А.Е. Воробьев. – М.: Недра, 1994. – 268 с.
296. Хайкин М.М. Регулирование хозяйственных отношений в сфере горнопромышленных отходов / М.М. Хайкин, М.А. Невская // Проблемы современной экономики. – 2016. – №4 (60). – С.64-71.
297. Халезов Б.Д. Исследование и разработка технологии выщелачивания медных и медно-цинковых руд: дисс. ... д-ра техн. наук: 25.00.13 / Халезов Борис Дмитриевич. – Екатеринбург, 2008. – 470 с.
298. Халезов Б.Д. Кинетика растворения минералов меди и цинка / Б.Д. Халезов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – №2. – 1999. – С.60-63.
299. Халезов Б.Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд: (отечественный опыт) / Б.Д. Халезов. – Екатеринбург: Изд-во УрО РАН, 2013. – 346 с.
300. Харитонов Ю.Ф. Расширение сырьевой базы действующих золоторудных предприятий Забайкалья/ Ю.Ф. Харитонов // Недропользование-XXI век. – 2006. – №1. – С.43-47.
301. Химия элементов: в 2-х томах / Н. Гринвуд, А. Эрншо; пер. с англ. – М.: БИНОМ. Лаборатория знаний, 2008. – Т.2. – 670 с.
302. Хопунов Э.А Основы дезинтеграции руд и техногенных материалов : (теория, эксперимент, технологии) монография / Э.А. Хопунов. – Москва: Русайнс, 2016. - 473 с.

303. Хохряков А.В. Экологические проблемы Урала / А.В. Хохряков // Изв. вузов. Горный журнал. – 1993. – №6. – С.95-96.
304. Хусаинова А.Ш. Морфология техногенного золота Чернореченской россыпи / А.Ш. Хусаинова, Е.А. Кузнецова, А.В. Павлов // «Твердые полезные ископаемые»: технологические и экологические проблемы отработки природных и техногенных месторождений»: материалы II междунар. науч.-практ. конф. «Технологическая платформа». Екатеринбург, 2-4 декабря, 2015 г. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2015. – С.209-217.
305. Целесообразность комплексирования минералого-аналитических методов изучения металлургических шлаков / Е.А. Горбатова, Е.Г. Ожогина, А.Н. Лебедев, Е.А. Емельяненко и др. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. – 2017. – Т. 15. – №4. – С.31-39.
306. Центробежно-ударная дезинтеграция в технологии получения тонкодисперсных периклазовых порошков / Е.В. Колодежная, А.В. Артамонов, М.С. Гаркави, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова // Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья (Плаксинские чтения - 2016): материалы междунар. конф. – СПб, 2016. – С. 57-60.
307. Чайников В.В. Системная оценка техногенных месторождений / В.В. Чайников // Геология, методы поисков, разведки и оценки месторождений твердых полезных ископаемых. – ЗАО «Геоинформмарк». Москва, 1999. – 75 с.
308. Чайников В.В. Оценка инвестиций в освоение техногенных месторождений / В.В. Чайников, Е.Л. Гольдман. – М.: Недра-Бизнесцентр, 2000. – 220 с.
309. Чантурия В. А. Адаптация разделительных процессов обогащения полезных ископаемых к техногенному сырью: проблемы и решения / В.А. Чантурия, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова // Обогащение руд. – 2012. – №5. – С. 43–49.
310. Чантурия В.А. Новые технологические процессы комплексного извлечения ценных компонентов из минерального сырья: современное состояние и основные направления развития / В.А. Чантурия // Геология рудных месторождений. – 2007. – Т. 49. – №3. – С.235-242.
311. Чантурия В.А. Перспективы устойчивого развития горно-перерабатывающей индустрии России. Научный доклад на заседании АН России / В.А. Чантурия. – М.: 2006. – 30 с.
312. Чантурия В.А. Перспективы устойчивого развития горноперерабатывающей индустрии России / В.А. Чантурия // Горный журнал. – 2007. – №2. – С.2-9.

313. Чантурия В.А. Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья и охраны окружающей среды / В.А. Чантурия // Горный журнал. – 2007. – №2. – С.91-96.
314. Чантурия В.А. Современное состояние и основные научные направления в области обогащения полезных ископаемых / В.А. Чантурия // Современные процессы комплексной и глубокой переработки труднообогатимого минерального сырья (Плаксинские чтения – 2015): материалы междунар. совещ. Иркутск, 21-25 сентября 2015 г. – Иркутск, 2015. – С. 3-5.
315. Чантурия В.А. Инновационные технологии глубокой и комплексной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов / В.А. Чантурия, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова // Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов: материалы междунар. науч.-практ. конф. / Сост.: к.х.н. Темирова С.С., к.т.н. Кульдеев Е.И., Садыкова Т.С. – Алматы, 2018.– С. 7-12.
316. Чантурия В.А. Развитие физико-химических основ и разработка инновационных технологий глубокой переработки техногенного минерального сырья / В.А. Чантурия, А.П. Козлов // Горный журнал. – 2014. – №7. – С. 79-84.
317. Черноусов П.И. Рециклинг. Технологии переработки и утилизации техногенных образований и отходов в черной металлургии: монография / П.И. Черноусов. – М.: МИСиС, 2011. – 428 с.
318. Чижевский В.Б. Разработка высокоэффективной технологии глубокой переработки сталеплавильных шлаков / В.Б. Чижевский, И.А. Гришин, О.П. Шавакулева // Черные металлы. – 2016. – №9. – С.18-23.
319. Чижевский В.Б. Основные направления совершенствования технологии рудоподготовки при переработке железных руд / В.Б. Чижевский, О.Е. Горлова, О.П. Шавакулева // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы междунар. науч.-практ. конф. – Екатеринбург, 2004. – С. 44-46.
320. Чижевский В.Б. Промышленные испытания и освоение технологии переработки немагнитных продуктов сталеплавильных шлаков / В.Б. Чижевский, И.П. Захаров, О.Е. Горлова // Современные проблемы комплексной переработки природного и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2005): материалы междунар. совещ. – СПб, 2005. – С.397-399.
321. Чижевский В.Б. Влияние конструктивных параметров установки на показатели сепарации мелкодробленых продуктов во взвешенном состоянии / В.Б. Чи-

жевский, Н.А. Сединкина, О.Е. Горлова // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы междунар. науч.-техн. конф. – Екатеринбург, 2006. – С.266-270.

322. Чухров Ф.В. Минералы. Справочник. Выпуск 3. Сложные окислы, титанаты, ниобаты, танталаты, антимонаты, гидроокислы / Ф.В. Чухров, Э.М. Бонштедт-Куплетская. – М.: Наука, 1967. 676 с

323. Шадрунова И.В. Теоретическое и экспериментальное обоснование интенсивных низкотемпературных процессов выщелачивания некондиционных медьсодержащих георесурсов: дисс. д-ра техн. наук: 25.00.13 / Шадрунова Ирина Владимировна. – Москва, 2003. – 289 с.

324. Шадрунова И.В. Адаптационный подход к разделительным процессам глубокой и комплексной переработки техногенного минерального сырья / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова //X Конгресс обогатителей стран СНГ: сборник материалов. – 2015. – С.193-197.

325. Шадрунова И.В. Адаптационный подход к разделительным процессам глубокой и комплексной переработки минерального сырья как основа рационального природопользования и снижения техногенной нагрузки на окружающую среду / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № S1. – С. 125-144.

326. Шадрунова И.В. Переработка ванадиевых шлаков: результаты изучения состава и свойств – инновационная технология / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная // Промышленные минералы: проблемы прогноза, поисков, оценки и инновационные технологии освоения месторождений: материалы междунар. науч.-практ. конф. –Казань, 2015. – С. 453-457.

327. Шадрунова И.В. Технология получения высококачественных концентратов из отвальных металлургических шлаков / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная // Обогащение руд. – 2019. – №4. – С. 54-60.

328. Шадрунова И.В. Разработка технологических решений интенсификации флотации медно-цинковых шлаков с использованием физико-химических эффектов при изменении характеристик водной фазы / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Л.А. Немчинова // Wschodnioeuropejskie Czasopismo Naukowe. – 2017. – № 12-3 (28). – С. 27-31.



329. Шадрунова И.В. Адаптивные методы доизвлечения золота из хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, С.А. Провалов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – №9. – С. 180-185.
330. Шадрунова И.В. Выбор и обоснование технологических приемов глубокой и полной переработки лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик / И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, С.А. Провалов // Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований: труды Конгресса с международным участием и элементами школы молодых ученых. – Екатеринбург: УрО РАН, 2014 – С. 119-124.
331. Шадрунова И.В. К выбору схемы силового нагружения породы при инерционном разрушении / И.В. Шадрунова, Е.В. Колодежная // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – №7. – С. 156-160.
332. Шадрунова И.В. Анализ силового взаимодействия при разрушении породы в дробилках ударного действия / И.В. Шадрунова, И.М. Кутлубаев, Е.В. Колодежная // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2008. – №2 (22). – С. 9-12.
333. Шадрунова И.В. Особенности выбора технологических решений для вовлечения тонкодисперсного техногенного цинксодержащего сырья в рециклинг металлов / И.В. Шадрунова, Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова // Актуальные проблемы горного дела. – 2016. – № 1. – С. 61-68.
334. Шелагуров В.В. Техногенные месторождения, методы их изучения и оценки / В.В. Шелагуров // Отечественная геология. – 1996. – № 12. – С. 34-42.
335. Шеремет В.А. Результаты исследования минеральных форм нахождения вредных примесей в шламах / В.А. Шеремет, А.В. Кекух // Сталь. – 2004. – №6. – С. 111 – 114.
336. Шлак ванадиевый. Технические условия ТУ 14-11-178-86. Срок действия с 01.01.1987. Министерство черной металлургии СССР, 1986. 10 с.
337. Шламы и пыли черной металлургии – сырьевой источник цветных металлов / В.М. Шевко, В.А. Томилин, Р.А. Ниязбекова и др. // Известия вузов. Черная металлургия. – 1994. – №3. – С. 8 – 10.
338. Шумилова Л.В. Комбинированные методы кюветного и кучного выщелачивания упорного золотосодержащего сырья на основе направленных фотоэлектро-

хтимических воздействий: автореф. дисс. ... д-ра техн. наук: 25.00.13 / Шумилова Лидия Владимировна. – Чита, 2010. – 46 с.

339. Экологически ориентированная переработка горнопромышленных отходов: монография / Чантурия В.А., Шадрунова И.В., Жилина В.А., Орехова Н.Н., Горлова О.Е., Зелинская Е.В., Федотов П.К., Толмачева Н.А., Ожогина Е.Г., Якушина О.А., Котова О.Б., Шумилова Л.В., Мязин В.П., Газалеева Г.И., Медяник Н.Л., Орешкин Д.В., Чекушина Т.В. Москва: Издательство «Спутник+», 2018. – 200 с.

340. Эффективная технология снижения количества цинка, поступающего в доменную печь с аглошихтой / Ю.П. Щукин, А.Г. Тахаутдинов, В.А. Терентьев и др. // *Металлург.* – 2002. – №1. – С.43-45.

341. Юн А. Б. Разработка и обоснование параметров горнотехнической системы комплексного освоения Жезказганского месторождения в условиях восполнения выбывающих мощностей рудников: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.21, 25.00.22 / Юн Александр Борисович. – М., 2016. – 333 с.

342. Юн А.Б. Обоснование параметров комбинированной технологии переработки смешанных медных руд из отвалов / А.Б. Юн, О.М. Синянская, О.Е. Горлова // *Комбинированная геотехнология: переход к новому технологическому укладу* / под ред. В. Н. Калмыкова, М.В. Рыльниковой // *Материалы докладов междунар. конф.* – Магнитогорск: МГТУ, 2019. – С. 160-161.

343. Юшкин Н.П. Принцип наследования в минералогенезисе / Н.П. Юшкин, А.П. Хомяков, Н.З. Евзикова. – Сыктывкар: Препринт ИГ Коми научного Центра УрО РАН, 1984.– Вып. 93.– 32 с.

344. Яковлев В.Л. Техногенные месторождения России / В.Л. Яковлев, П.П. Бастан // *Известия вузов. Горный журнал.* – 1996. – № 10-11. – С.146-157.

345. Якушина О.А. Микротомография техногенного минерального сырья / О.А. Якушина, Е.Г. Ожогина, М.С. Хозяинов // *Вестник ИГ Коми НЦ УрО РАН.* – ноябрь 2015. – №11.– С. 38-43.

346. Ammonia leaching in the copper industry: a review/ V. Radmehr, S. M. J. Koleini, M. R. Khalesi, M. R. Tavakoli Mohammadi // *XXVI International Mineral Processing Congress (IMPC) – 2012: Proceedings.* – New Delhi, India 24–28 September 2012. – Paper 487. – P. 2512-2523.

347. Ammonia Leaching: A New Approach of Copper Industry in Hydrometallurgical Processes / Vahid Radmehr, Seyed Mohammad Javad Koleini, Mohammad Reza Kha-

- lesi, Mohammad Reza Tavakoli Mohammadi // J. Inst. Eng. India Ser. D (October 2013–March 2014). – Vol. 94(2). – P. 95–104.
348. An overview of utilization of steel slag / Huang Yi, Guoping Xu, Huigao Cheng, Junshi Wang, Yinfeng Wan, Hui Chen // Procedia Environmental Sciences. –2012. – Vol. 16. –P. 791–801.
349. Characterization and kinetic study on ammonia leaching of complex copper ore / A.A. Baba, M.K. Ghosh, S.R. Pradhan, D.S. Rao, A.Baral, F.A. Adekola // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. – 2014. – Vol. 24. – P. 1587-1595.
350. Characterization of Some Blast Furnace Waste Dusts / D. Cristian Mihaiescu , G. Predeanu , C. Panaitescu // U.P.B. Sci. Bull., Series B. – 2014. – Vol. 76. – Iss. 1. – P. 227-234. ISSN 1454 – 2331
351. Chmielewski T. Ammonia pressure leaching for Lubin shale middlings / Chmielewski T., Wodka J., Iwachow Ł. // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2009. – Vol. 43. – P.5-20.
352. Dissolution kinetics of malachite in ammonia/ammonium sulphate solution / LIU Zhi-xiong, YIN Zhou-lan, HU Hui-ping, CHEN Qi-yuan // Journal of Central South University. – 2012. – Vol. 19. – Issue 4. – P. 903–910. DOI: 10.1007/s11771-012-1091-5
353. Efficiency of use of collecting agents for increase of extraction values by copper, gold and silver flotation from complex slags of coppersmelting production / I. Shadrnova, M. Sabanova, N. Orekhova, O. Gorlova, T. Chekushina // Metallurgical and Mining Industry. – 2016. – № 7. – C. 69-75.
354. Evaluation of possibility of converter slag utilization in the conditions of «Arce-lorMittal Temirtau» JSC / G.I. Sultamurat, B.M. Boranbaeva, L.A. Maksyutin, N. A. Aktaeva // Chernye Metally. – 2015. – №11. – P.26-31.
355. Forming Conditions of Technogenic Gold-bearing Objects and Technological Properties of Gold from Gold Extraction Plant Tailings /I. Shadrnova, O. Gorlova, N. Orekhova, V. Zilina // International Journal of Applied Engineering Reserch. – 2018. – T.13. – №2. – P. 6340-6347.
356. Geoffroy, N. A method for leaching or dissolving gold from ores or precious metal scrap / N. Geoffroy, F. Cardarelli // JOM. - 2005. - V. 57. - N 8. - P. 47 - 50.
357. Gerloch M. The sense of Jahn-Teller distortions in octahedral copper (II) and other transition metal complexes // Inorganic Chemistry. – 1981. – Vol. 20. – P. 638-640.

358. Ghorbani Y. Heap Leaching Technology – Current State, Innovations, and Future Directions: A Review / Y. Ghorbani, J.-P. Franzidis, J. Petersen // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. – 2016. – Vol. 37.– Issue 2. – P. 73-119.
359. Gorlova O.E. Development of deep and comprehensive processing processes of technogenic mineral raw materials in a view of sustainable development strategy / Gorlova O.E., Shadrinova I.V., Zhilina V.A. // *XXIX IMPC 2018: Congress Proceedings*. – «Ore and Metals» Publishing house, 2018. – P. 3279-3287.
360. Hackett C. Environmental and Natural Resources Economics (theory, policy, and the sustainable society) / C. Hackett, C. Steven. – New York, 2003. – 525 p.
361. Haucke M. Neues Aufbereitungsverfahren für Siemens-Martin-Ofenstaub / Haucke M., Meuer R. // *Werk und Wir*. – 1979. – Vol 27. – N1. – P. 723-732.
362. Investigation of Leaching Kinetics of Copper from Malachite Ore in Ammonium Nitrate Solutions / A. Ekmekyapar, E. Aktaş, A. Künkül & N. Demirkiran // *Metallurgical and Materials Transactions B*. – August 2012. – Vol. 43.– Issue 4. –P. 764–772.
363. Iwasaki I. Iron ore flotation, theory and practice / I. Iwasaki // *Mining Engineering*. – 1983. –Vol. 35. – P. 622-631.
364. Kordosky G.A. Copper recovery using leach/solvent extraction/electrowinning technology: Forty years of innovation, 2.2 million tonnes of copper annually / G.A. Kordosky// *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*. – November 2002. – Vol. 102(8). – P. 445-450.
365. Koyama K. Copper leaching behavior from waste printed circuit board in ammoniacal alkaline solution / K. Koyama, M. Tanaka, J. Lee // *Materials Transactions*. – 2006. – Vol. 47. – №7. – P.1798-1792.
366. Krishnan E.R. Recycling of dust from electric arc furnaces—an experimental evaluation / E.R. Krishnan, W.F. Kemmer // 44th electric arc furnace conference, Warrendale, PA, USA, December 9–12, 1986. – P. 355–365.
367. Metallurgical slag disintegration in centrifugal impact crushing machines /Shadrinova I.V., Gorlova O.E., Kolodezhnaya E.V., Kutlubaev I.M. // *Journal of Mining Science*. – 2015. – Vol. 51. – Issue 2. – P. 363-368.
368. Nyirenda R.L. The Processing of Stelmaking flue-dust a Review /R.L. Nyirenda / *Minerals Engineering*. – 1991. – Vol.4. – Issues 7-11. – P.1003-1025.

369. Ochromowicz K. Copper(II) extraction from ammonia leach solution / Ochromowicz K., Jeziorek M., Wejman K. // *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. – 2014. – Vol. 50. – №1. – P. 327–335.
370. Omran M. Effect of Blast Furnace Sludge (BFS) Characteristics on Suitable Recycling Process Determining / M. Omran, T. Fabritius, T. Paananen // *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*. – 2017. – Vol. 5.– P. 185-197.
371. Oxidative Leaching of Zinc and Alkalis from Iron Blast Furnace Sludge /Ma. de Jesus Soria-Aguilar, Gloria Ivone Davila-Pulido, Francisco Raul Carrillo-Pedroza, Adrian Amilcare Gonzalez-Ibarra, Nallely Picazo-Rodriguez, Felipe de Jesus Lopez-Saucedo, Juan Ramos-Cano // *Metals*. – 2019. – Vol. 9(9). –1015. URL : <https://doi.org/10.3390/met9091015>
372. Petersen J. Heap leaching as a key technology for recovery of values from low-grade ores – A brief overview / Petersen J. // *Hydrometallurgy*. – 2016. – Vol. 165. – Part 1. – P. 206-212.
373. Piatak N. M. Characteristics and environmental aspects of slag: A review / Piatak N. M., Parsons M. B., Seal II R. R. // *Applied Geochemistry*. – 2015. – Vol. 57. – P. 236–266. DOI: 10.1016/j.apgeochem.2014.04.009.
374. Puvvada G.V.K. Chloride metallurgy: PGM recovery and titanium dioxide production / G.V.K. Puvvada, R. Sridhar, V.I. Lakshmanan // *JOM*. – 2003. – Vol. 55. – N 8. – P. 38-41.
375. Reaction kinetics of malachite in ammonium carbamate solution / Ying-Bo Mao, Jiu-Shuai Deng, Shu-Ming Wen, Jian-Jun Fang // *Chemical Papers*. – September 2015. –Vol. 69. – Issue 9. –P. 1187–1192.
376. Resource-saving technologies and technical means for processing raw materials difficult for concentration / Shadrinova I.V., Kolodezhnaya E.V., Gorlova O.E., Cherkushina T.V., Orekhova N.N., Lyashenko V.I. // *Metallurgical and Mining Industry*. – 2016. – № 12. – P. 45-54.
377. Schlesinger M.E. Extractive metallurgy of Copper / M.E. Schlesinger, M.J. King, C.C. Sole. – London, 2011. – 455 p.
378. Selection decomposition of metallurgical slag by vapour-impact devices / Shadrinova I.V., Artomonov V.A., Vorobiev V.V., Kozin A.J., Kolodezhnaya E.V. // *The XXIV International Mineral Processing Congress*. Beijing, 2008. – P. 3943-3946.
379. Shen H. Physicochemical and mineralogical properties of stainless steel slags oriented to metal recovery / Shen H., Forssberg E., Nordström U. // *Resources*,

- Conservation and Recycling. – 2004. – Vol. 40. – Iss. 3. – P. 245–271. DOI: 10.1016/S0921-3449(03)00072-7.
380. Sinclair L. In situ leaching of copper: Challenges and future prospects / Sinclair L., Thompson J. // *Hydrometallurgy*. – 2015. – Vol. 157. – P. 306-324.
381. Slag disintegration selectivity / Shadrunkova I.V., Ozhogina E.G., Kolodezhnaya E.V., Gorlova O.E. // *Journal of Mining Science*. – 2013. – Vol. 49. – № 5. – P. 831-838.
382. Study on preferential flow in dump leaching of low-grade ores / A. Wu, S. Yin, B. Yang, J. Wang, G. Qiu // *Hydrometallurgy*. – 2007. – Vol. 87 (3). – P. 124–132.
383. The compressed tetragonal  $\text{CuF}_6^{4-}$  complex in  $\text{KAlCuF}_6$ : An angular overlap treatment of the electronic structure and magnetic exchange coupling / M. Atanasov, M. A. Hitchman, R. Hoppe, K. S. Murray, B. Moubaraki, D. Reinen and H. Stratemeier // *Inorganic Chemistry*. – 1993. – Vol. 32. – P. 3397-3401.
384. The Mineralogical Composition of Dust from an Electric Arc Furnace / Tahir Sofili, Vjera Novosel-Radovi, Stefica Cerjan-Stefanovi, Alenka Rastovcan-Mioc // *Materiالي in Tehnologije*. – 2005. – Vol.39 (5). – P. 149-154.
385. Upgrading of Blast Furnace Sludge and Recycling of the Low-Zinc Fraction via Cold-bonded Briquettes / A. Andersson, A. Gullberg, A. Kullerstedt, H. Ahmed, L. Sundqvist-Okvist, C. Samuelsson // *Journal of Sustainable Metallurgy*. – 2019. – Vol.5. – P. 350–361. <https://doi.org/10.1007/s40831-019-00225-x>
386. Yildirim I. Chemical, mineralogical, and morphological properties of steel slag / I. Yildirim, M. Prezzi // *Advances in Civil Engineering*. – 2011. – Vol. 2011, Article ID 463638. 13 p. DOI: 10.1155/2011/463638.
387. Zinc recovery from zinc-bearing dust by use of sensible heat of hot metal / N. Sakamoto, K. Takemoto, N. Yamamoto, I. Ohkoch, Y. Iwata // *ISIJ International*. – 1995. – Vol. 35. – N11. – P. 1323-1330.

«КазГидроМедь»  
жауапкершілігі  
шектеул серіктестігі



Товарищество  
с ограниченной ответственностью  
«КазГидроМедь»

Бұхар Жырау даңғылы, 48,  
Қарағанды қ.  
тел.: +7 (7212) 505280  
эл. мек.: Leila\_tlep@mail.ru

г.Қарағанда,  
проспект Бұхар Жырау 48  
тел.: +7 (7212) 505280  
эл. адрес: Leila\_tlep@mail.ru

20 \_\_\_\_ ж. \_\_\_\_\_

№ \_\_\_\_\_

от 26 шілде 2018 г.



АКТ

### полупромышленных испытаний комбинированной технологии переработки забалансовых медных руд

Настоящий акт составлен в том, что в Научно-исследовательском центре инновационных технологий ТОО «КазГидроМедь» в период 16.07.18–24.07.18 гг. были проведены полупромышленные испытания комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии переработки забалансовых смешанных медных руд на непрерывной опытно-промышленной установке.

Испытания технологии проведены на пробе забалансовой смешанной медной руды, отобранной на отвале вскрышных пород, с содержанием меди 0,98%, серебра 9,0 г/т. Отвал образован при разработке верхнего горизонта медного месторождения Таскора Жаман-Айбатского рудного поля в Республике Казахстан.

Технология включала цикл рудоподготовки: дробление руды до крупности 5 мм, измельчение до крупности 85% класса -0,071 мм. Инновационным решением разработанной технологии стало совмещение операции измельчения руды и сульфатно-аммонийного выщелачивания. Для этого в измельчение подавался комплексобразующий выщелачивающий реагент аммоний серноокислый из расчета обеспечения концентрация его в жидкой фазе 400 г/дм<sup>3</sup> при соотношении Ж:Т в измельчении 1:1.

Флотация измельченной руды проводилась в замкнутом цикле по схеме: основная флотация, две перечистки концентрата основной флотации, контрольная флотация хвостов. Реагентный режим флотации включал подачу в основную флотацию собирателя бутилового ксантогената с расходом 60 г/т и пенообразователя метилизобутилкарбинола с расходом 35 г/т.

Гидрометаллургическая переработка продуктивных медьсодержащих растворов, получаемых после сгущения и фильтрации медного концентрата и отвальных хвостов, проводилась по схеме «сорбция-десорбция-электролиз». Для обеспечения замкнутого цикла растворов и снижения расхода реагентов обедненный раствор после сорбции меди направлялся в измельчение и флотацию, а обезмеженный электролит возвращался на десорбцию меди.

За период проведения полупромышленных испытаний было переработано 2500 кг руды из отвала и получены продукты: медный концентрат с содержанием меди 29,6% (марка КМЗ по ГОСТ Р 52998-2008), серебра 306 г/т в количестве 40,5 кг при извлечении меди 48,93%, серебра – 55,08%; катодная медь с содержанием меди 99,99% (марка М00к по ГОСТ 859–2014) в количестве 9,53 кг при извлечении меди 38,91%.

#### Заключение

Результаты полупромышленных испытаний подтверждают, что технологические решения по переработке смешанных медных руд, предложенные в докторской диссертации О.Е. Горловой, позволяют перерабатывать забалансовые медные руды, заскладированные в отвале, с высокими технологическими показателями. Полученные результаты показали целесообразность применения разработанной комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии для переработки отвалов забалансовых медных руд с получением товарных медных продуктов, отвечающих требованиям соответствующих ГОСТов. Технология может быть реализована в условиях Жезказганской ОФ №2 ТОО «Корпорация Казахмыс».

Руководители работ:

Начальник НИЦИТ, к.т.н.

Ведущий научный сотрудник, к.т.н.



С. В. Захарьян

Е. Т. Кайралапов



Оценка экономической эффективности  
переработки отвала забалансовых медных руд

Разработанная комбинированная флотационно-гидрометаллургическая технология переработки забалансовых медных руд обеспечит получение высококачественных медных продуктов – флотационного концентрата с массой долей меди 29,6% (марка КМЗ по ГОСТ Р 52998-2008), серебра 306,0 г/т и катодной меди с массовой долей меди 99,99% (марка М00к по ГОСТ 859–2014). На экономико-аналитическом уровне работ произведена оценка основных технико-экономических показателей, исходя из реализации технологии в условиях Жезказганской обогатительной фабрики №2 с использованием существующих производственных площадей, оборудования и инфраструктуры. Пирометаллургическая переработка медного концентрата целесообразна на Жезказганском медеплавильном заводе (Корпорация «Казахмыс», ТОО «Казахмыс Смэлтинг»). Капитальные затраты на эти переделы не предусматриваются.

Себестоимость разработки отвала и транспортирования руды на Жезказганскую ОФ №2 рассчитана, исходя из удельных затрат на экскавацию, транспортировку, отгрузку, содержание дорог, согласно бизнес-процессам ТОО «Корпорация Казахмыс», и коэффициента на неучтенные расходы 1,15 и составляет 271,08 руб./м<sup>3</sup> (в ценах 2018 г.).

Затраты на флотационное обогащение смешанной руды из отвала вскрышных пород рассчитаны по удельной себестоимости флотационной переработки руды на Жезказганской ОФ на 2018 г. и составляют 406,63 руб./т, в том числе, руб./т: рудоподготовка – 281,56; флотация – 63,46; обезвоживание – 4,31; гидротранспорт и складирование хвостов – 44,98; прочие – 12,32.

Удельные затраты на пирометаллургическую переработку медного концентрата на Жезказганском медеплавильном заводе и в драгметальном цехе приняты по данным ТОО «Казахмыс Смэлтинг» и составляют: переработка концентратов и рафинирование меди 45,10 тыс. руб./т Cu; серебро 406,0 руб./ кг Ag; серная кислота (нат. вес) 653,07 руб./т (сернокислотный цех ЖМЗ).

Дополнительные капитальные затраты на реализацию технологии переработки отвала забалансовых руд включают затраты на цех гидрометаллургии для пе-

переработки продуктивных растворов (334 727,13 тыс. руб.) и на частичное восстановление верхнего строения пути протяженностью 4,5 км на участке от рудного склада карьера до перегрузочной станции (74 979,37 тыс. руб.). С учетом непредвиденных затрат 30% (122 911,95 тыс. руб.) дополнительные капитальные затраты составят 532 618,45 тыс.руб.

Расчет удельных затрат по процессу гидрометаллургии по комбинированной флотационно-гидрометаллургической технологии произведен по показателям Технологического регламента на технологию переработки смешанных медных руд (Караганда: ТОО «КазГидроМедь», 2018 г.) и по данным АО «Казцинк». Удельная себестоимость гидрометаллургической переработки составит 91,81 тыс. руб. на 1 т катодной меди.

Сводные технико-экономические показатели добычи и переработки забалансовых руд из отвала с учетом вышеуказанных данных приведены в таблице.

Таблица – Сводные технико-экономические показатели

№ п/п	Показатели	Ед. изм.	Норма	Всего:	На 1 тонну меди, тыс .руб.
1	Объем товарной руды (в отвале)	тыс. т		2 014,57	
2	Объем перерабатываемой руды из отвала	тыс. м <sup>3</sup>		1 259,10	
3	Объем добычи руды (годовой)	тыс. т/год		357,00	
4	Срок отработки	лет		5,6	
5	Металл в руде				
	медь	тыс. т	1,01%	20,3	
	серебро	кг	7,55	15 210,0	
6	Сквозное извлечение				
	медь	%	85,8		
	<i>в т.ч. пирометаллургия</i>	%	45,6		
	<i>в т.ч. гидрометаллургия</i>	%	40,2		
	серебро	%	57,8		
	<i>в т.ч. пирометаллургия</i>	%	57,8		
7	Готовая продукция:				
	<i>медный концентрат</i>	тыс. т		31,23	
	<i>катодная Си , полученная после пирометаллургического передела</i>	тыс. т		8,26	
	<i>катодная Си, полученная после гидрометаллургического передела</i>	тыс. т		8,99	
	<i>гранулы Ag</i>	кг		8 786,00	

	<i>серная кислота</i>	тыс. т		6,67	
8	Цена готовой продукции				
	<i>Си</i>	тыс. руб./т		320,50	
	<i>Аg</i>	тыс. руб./кг		35,50	
	<i>серная кислота</i>	тыс. руб./т		2,20	
9	Доход от реализации	тыс. руб.		5 857 623,98	339,42
	<i>в т.ч. катодная Си</i>	тыс. руб.		5 531 044,78	
	<i>попутная продукция</i>	тыс. руб.		180 500,00	
	<i>в т.ч. гранулы Аg</i>	тыс. руб.		311 903,00	
	<i>серная кислота</i>	тыс. руб.		14 676,20	
10	Производственные затраты:	тыс. руб.			
	<i>разработка отвала</i>	тыс. руб./м <sup>3</sup>	0,27	339,96	19,70
	<i>ж/д перевозка руды из отвала до ЖОВ</i>	тыс. р.	0,56	1 128 157,52	65,37
	<i>рудоподготовка и флотация (переработка на ЖОФ)</i>	тыс. руб./т	0,41	819 175,32	47,47
	<i>ж/д перевозка концентрата до ЖМЗ</i>	тыс. руб./т	0,56	17 486,56	1,01
	<i>пирометаллургия Си</i>	тыс. руб./т	45,10	372 731,21	21,60
	<i>гидрометаллургия Си</i>	тыс. руб./т	91,81	825 640,73	47,84
	<i>пирометаллургия Аg</i>	руб./кг	406,00	3 567,12	206,70
	<i>производство серной кислоты</i>	руб./т	653,07	4 356,63	0,25
11	Коммерческие	тыс. руб.	15	306 494,63	17,76
12	Общие административные расходы	тыс. руб.	10	153 027,69	8,87
13	Полная себестоимость	тыс. руб.		3 630 977,35	210,40
14	Налогооблагаемая прибыль	тыс. руб.		2 226 646,62	129,02
15	Налог на прибыль	тыс. руб.	20	445 329,32	25,80
16	Чистая прибыль	тыс. руб.		1 781 317,30	103,22
17	Дополнительные капитальные затраты	тыс. руб.		532 618,45	30,86
18	Чистый денежный поток	тыс. руб.		1 248 698,85	72,36
19	Чистая приведенная стоимость - NPV	тыс. руб.	13,00%	977 174,15	56,62
20	Внутренняя норма доходности - IRR	%		70,30	
21	Срок окупаемости - DPP	лет		1,00	
22	Индекс доходности	дол. ед.		1,83	

Цена реализации готовой продукции принята по минимальным ценам LME по прогнозу PLC за август 2018 г. Полная себестоимость 1 т катодной меди составила 210,40 тыс. руб. Комбинированная технология переработки обеспечивает высокие показатели NPV и IRR: чистая приведенная стоимость 977,17 млн руб., внутренняя норма доходности 70,3 %; индекс доходности 1,83. Срок окупаемости проекта 1 год.



453631, Республика Башкортостан,  
Баймакский район.  
с. Семеновское, ул. Горная, д. 50  
ИНН 7704579901, КПП 025401001, ОГРН 1057749248996  
тел.: +7 (34751) 4-21-55, e-mail: office@semrud.ru

УТВЕРЖДАЮ  
Генеральный директор  
ООО «Семеновский рудник»  
Масютин А.В.  
2019 г.

#### АКТ

#### апробации технологических решений по переработке лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики

Технологические решения по переработке лежалых хвостов из законсервированного хвостохранилища золотоизвлекательной фабрики с целью доизвлечения золота, предложенные в диссертационной работе Горловой Ольги Евгеньевны, были апробированы в ООО «Семеновский рудник» в период июнь-август 2019 г.

Новизна технологических решений заключается в том, что предложено производить переработку золотосодержащих лежалых песков из осушенных участков пляжной зоны хвостохранилища по гравитационной технологии, а из остальной обводненной части хвостохранилища – физико-химической геотехнологией непосредственно на месте залегания хвостов методом гидрохлорирования. Применение гравитационной и гидрометаллургической технологий для переработки хвостов из различных геолого-минералогических зон старогоднего хвостохранилища позволит наиболее полно и комплексно использовать запасы золота с наименьшими затратами.

Опытно-промышленные испытания технологии гравитационного обогащения были проведены на пробе лежалых хвостов, отобранной из необводненной придамбовой части старого хвостохранилища. По данным пробирного анализа содержание золота в пробе составляло 1,4 г/т. Технология включала доизмельчение хвостов до 72% класса -0,071 мм и обогащение на центробежных концентраторах по схеме, включающей основную, контрольную и перечистную сепарации. За период испытаний было переработано 3300 т хвостов и получено 61,6 т гравикоцентрата с содержанием золота 41 г/т. Извлечение золота из хвостов в гравитационный концентрат составило 54,7%.

Гидрометаллургическая технология доизвлечения золота из хвостов на месте их складирования в хвостохранилище была испытана на опытном блоке выщелачивания в центральной наиболее глубокой части хвостохранилища со средним содержанием золота 1,1



453631, Республика Башкортостан,  
Баймакский район,  
с. Семеновское, ул. Горная, д. 50  
ИНН 7704579901, КПП 025401001, ОГРН 1057749248996  
тел.: +7 (34751) 4-21-55, e-mail: office@semrud.ru

г/т. При проведении скважинного выщелачивания золота подкисленными водными растворами газообразного хлора при откачке были получены продуктивные растворы в объеме 62 м<sup>3</sup> с максимально достигаемой концентрацией золота в растворе 0,5 мг/дм<sup>3</sup>, что соответствовало извлечению золота их недр 70%. При сорбционной переработке полученных продуктивных растворов извлечение золота из раствора на активированный уголь составляло 95%.

Укрупнённые расчеты с ориентировочным определением капитальных и эксплуатационных затрат и условной прибыли показали, что промышленная реализация разработанных технологий будет экономически привлекательной, поскольку окупаемость проекта составляет 1 год при высоком индексе доходности 1,8. Чистый дисконтированный доход (NPV) за 5 лет реализации проекта составит 570,2 млн. руб.

#### **Заключение**

Анализ результатов, полученных при проведении опытно-промышленных испытаний гравитационной и гидрометаллургической технологий доизвлечения золота из лежалых хвостов старогоднего хвостохранилища, позволяет констатировать, что разработанные технологии достаточно эффективны, экологически безопасны, не требуют больших капитальных и эксплуатационных затрат. Внедрение технологий гравитационного извлечения золота из лежалых хвостов придамбовой зоны хвостохранилища и организация скважинного гидрохлоридного выщелачивания в центральной части хвостохранилища на месте залегания хвостов с сорбционной переработкой продуктивных растворов позволит получать товарные продукты в виде гравииоконцентрата и золотосодержащего угольного концентрата и таким образом наиболее полно эксплуатировать запасы техногенного золотосодержащего объекта.

Исполнительный директор

ООО «Семеновский рудник»

К.т.н.



Ивашов Н.А.

Расчет технико-экономических показателей комплексной переработки лежалых хвостов золотоизвлекательной фабрики

*Расчет технико-экономической эффективности гравитационного обогащения лежалых хвостов*

Расчет технико-экономической эффективности гравитационного обогащения лежалых хвостов выполнен исходя из эксплуатационных запасов хвостов, подлежащие переработке гравитационным способом, 1100 тыс. т при среднем содержании в хвостах золота – 1,5 г/т и его запасах – 1650 кг. Годовая производительность участка гравитационного обогащения запроектирована 200 тыс. т в год сухих хвостов. Данные запасы будут переработаны в течение 5,5 лет.

Технологическая схема добычи золотосодержащих песков из хвостохранилища в данной работе не разрабатывалась. Удельные затраты на добычу лежалых хвостов «сухим» способом и их транспортирование к месту переработки приняты по данным работы [260] в размере 0,85\$/т исходных песков.

Товарной продукцией участка гравитационного обогащения будет золотосодержащий гравиоконцентрат со средним содержанием золота – 45,6 г/т. Дальнейшая переработка гравитационного концентрата с содержанием золота 40-50 г/т производится на металлургических заводах Урала (аффинаж). Цена на драгметаллы принята по котировкам ЦБ РФ по состоянию на июнь 2019 г.: золото в чистоте – 2800 руб./г; золото в концентрате (56 % от цены золота в чистоте) – 1568 руб./г. При годовой производительности по хвостам 200 тыс. т при содержании золота в хвостах 1,5 г/т и извлечении золота в концентрат гравитации 65% будет получено 195 кг золота. Стоимость продукции (золото) составит 305 760,00 тыс. руб. Концентрат гравитационного обогащения характеризуется повышенным содержанием диоксида кремния (до 70 %), используемого в качестве флюса при выплавке черновой меди в металлургической промышленности. Годовой выход металлургического флюса 3500 т. Стоимость дополнительной товарной продукции в виде флюса металлургического составит 560,00 тыс. руб.

Расчёт дополнительных капитальных затрат на реализацию гравитационной технологии переработки песков необводненной пляжной зоны хвостохранилища произведен, исходя из наличия некоторых производственных объектов: здания

сепарации, обезвоживания и сушки концентрата; хвостового хозяйства; объектов технического водоснабжения; объектов энергоснабжения; здания АБК; территории промплощадки, технологических дорог. Дополнительные капитальные затраты на недостающее оборудование составят 71 189,24 тыс. руб.

Расчёт годовых эксплуатационных затрат на переработку золотосодержащих песков по гравитационной технологии произведен методом калькулирования затрат по элементам: заработная плата с начислениями, материалы, электроэнергия, амортизация, прочее. Расчет суммарных годовых эксплуатационных затрат на реализацию гравитационной технологии переработку хвостов представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Общая смета эксплуатационных затрат

Статьи затрат	Расходы, тыс. руб./год	Доля в об- щих затра- тах, %	На 1 г зо- лота, руб.	На 1 т песка, руб.
Затраты на расходные материалы (включая транспортно-заготовительные работы)	16 461,60	13,66	84,42	82,31
Фонд оплаты труда	15 540,00	12,89	79,69	77,70
Отчисления во внебюджетные фонды (30%)	4 662,00	3,87	23,91	23,31
Страховой тариф от НС и ПЗ (3,7%)	574,98	0,48	2,95	2,87
Затраты на электроэнергию	9 142,90	7,59	46,89	45,71
Сумма амортизационных отчислений	21 356,77	17,72	109,52	106,78
Добыча лежалых хвостов (53,55 руб./т)	10 710,00	8,89	54,92	53,55
Стоимость складирования хвостов гравитации во 2-е поле хвостохранилище (10 руб/т)	2 000,00	1,66	10,26	10,00
Текущий ремонт (5 % от кап.затрат)	10 678,39	8,86	54,76	53,39
Прочие эксплуатационные затраты (15% от суммы прямых затрат)	13 669,00	11,34	70,10	68,34
Итого производственная себестоимость	104 795,63	86,96	537,41	523,98
Общепроизводственные расходы (15 % от производственной с/ стоимости)	15 719,34	13,04	80,61	78,60
Годовые эксплуатационные затраты	120 514,98	100,00	618,03	1 126,55

Себестоимость переработки 1 т лежалых золотосодержащих песков по гравитационной технологии составит 1 126,55 руб. Показатели экономической эффективности гравитационной переработки лежалых хвостов представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Основные технико–экономические показатели гравитационного обогащения лежалых хвостов

№	Наименование показателей	Единицы измерения	Значение показателя
1	Эксплуатационные запасы хвостов, подлежащие переработке гравитационным способом	тыс. т.	1100
2	Среднее содержание полезных компонентов:		
2.1	золото	г/т	1,5
2.2	диоксид кремния	%	70
3	Количество полезных компонентов:		
3.1	золото	кг	1650
3.3	диоксид кремния	т	16500
4	Годовая производительность:		
4.1	по переработке	тыс. т.	200
4.2	по золоту	кг	195
5	Срок эксплуатации	лет	5,5
6	Численность трудящихся всего	чел.	54
6.1	в том числе рабочих	чел.	36
7	Дополнительные капитальные вложения	тыс. руб.	71 189,24
8	Себестоимость переработки 1 тонны песка	руб.	1 126,55
9	Выручка от реализации		306 320,00
10	Годовая балансовая прибыль	тыс. руб.	185 805,02

*Расчет технико–экономической эффективности геотехнологической переработки лежалых хвостов*

Переработка лежалых хвостов на месте их складирования методом скважинного гидрохлоридного выщелачивания будет организована в виде геотехнологического поля, участка переработки продуктивных золотосодержащих растворов сорбцией на активированном угле и узла приготовления рабочих растворов путем хлорирования оборотных растворов – маточников сорбции. Геотехнологический способ переработки золотосодержащих песков не потребует проведения добычных работ, экскавации, транспортирования добытых песков до перерабатывающего комплекса, а также транспортирования и складирования хвостов вторичной переработки обратно в хвостохранилище. Исключаются затраты на рудоподготовительные операции, обезвоживание продуктов обогащения и т.п.

Эксплуатационные запасы лежалых хвостов, которые подлежат переработке выщелачиванием оценены в 1,5 млн т. При среднем содержании золота в лежалых хвостах в центральной части хвостохранилища 1,2 г/т запасы золота составят – 1750 кг. При уровне извлечения из недр 70% за весь период эксплуатации геотехнологического участка выщелачивания в продуктивные растворы будет извлечено



1225 кг золота. Годовая производительность участка по продуктивному раствору составит 259,2 тыс м<sup>3</sup> при средней концентрации золота 0,30 мг/дм<sup>3</sup> при годовой производительности по золоту в угле 73,87 кг. При непрерывном годовом режиме работы срок существования геотехнологического комплекса будет 15,5 лет.

Товарной продукцией геотехнологического участка будет насыщенный угольный концентрат 15 т/год со средним содержанием золота 5 кг/т. Концентрат направляется на переработку для получения аффинированного золота. Для расчета выручки от реализации продукции принята цена на золото в чистоте по котировкам ЦБ РФ по состоянию на июнь 2019 г. 2800 руб./г. По условиям переработки концентрата на металлургических заводах Урала цена золота в концентрате составляет 56 % от цены золота в чистоте, тогда цена золота в концентрате – 1568 руб./г. Годовая выручка от реализации товарной продукции составит:  $V=2800 \cdot 0,56 \cdot 73870=115\,828,16$  тыс. руб.

Капитальные затраты на оборудование для реализации гидрометаллургической технологии (сорбционные напорные колонны, емкости для растворов, хлораторная станция с испарителем жидкого хлора, смеситель, компрессоры, насосы и пр.) с учетом запасных частей, строительно-монтажных работ и неучтенных расходов составят 48 364,68 тыс. руб.

Станция приготовления растворов хлора и сорбционная установка будут располагаться в существующем здании станции очистки сточных вод. Расчет стоимости здания насосной станции для сбора, отстаивания (осветления) продуктивных растворов и перекачивания их на сорбционную установку выполнен, исходя из количества и геометрических размеров оборудования, а также с учётом промышленной практики действующих ЗИФ. Площадь здания насосной станции 216 м<sup>2</sup>. При удельной стоимости строительства 50 тыс. руб./м<sup>2</sup> стоимость цеха гидрометаллургии составит 10,8 млн руб. Стоимость строительства аварийного пруда-отстойника продуктивных растворов принята 10 млн руб., прочих строений и сооружений (электробойлерная, склады реагентов, электросети, дороги и др.) – 20 млн руб. Общая стоимость основных производственных фондов, применяемых при выщелачивании и переработке продуктивных растворов, включая неучтенные объекты (15%), составит 102 539,38 тыс. руб.

Эксплуатационные расходы на гидрохлоридное выщелачивание золота и переработку продуктивных растворов представлены в таблице 3, основные технико-экономические показатели – в таблице 4.

Таблица 3 – Расчёт эксплуатационных затрат на скважинное выщелачивание и переработку продуктивных растворов

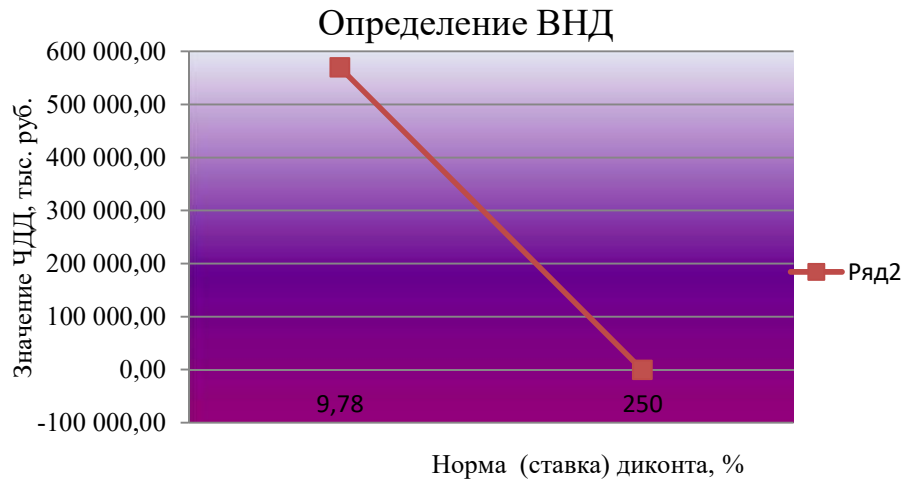
Статьи затрат	Расходы, тыс. руб./год	Доля в общих затратах, %	На 1 г золота, руб.
Затраты на расходные материалы	11 643,75	15,31	157,62
Энергозатраты	10 284,02	13,52	139,22
Годовой фонд оплаты труда	11 916,00	15,67	161,31
Отчисления во внебюджетные фонды (30%)	3 574,80	4,70	48,39
Страховой тариф от НС и ПЗ (3,7%)	440,89	0,58	5,97
Сумма амортизационных отчислений (при годовой норме амортизации 10%)	10 253,94	13,48	138,81
Текущий ремонт (5 % от кап. затрат)	5 126,97	6,74	69,41
Прочие эксплуатационные затраты (15% от суммы прямых затрат)	7 986,06	10,50	108,11
Бурение скважин (312скважин, глубина скважины 8 м, 1300 руб./м. пог.)	3 244,80	4,27	43,93
Оборудование откачных скважин эрлифтом (2200.м. пог., 300 руб./м. пог.)	660,00	0,87	8,93
Обвязка скважин (трубы ПНД40 и арматура) (4000 м. пог., 250 руб./ м. пог.)	1 000,00	1,31	13,54
Итого производственная себестоимость	66 131,23	86,96	895,24
Общепроизводственные расходы (15 % от производственной себестоимости)	9 919,68	13,04	134,29
Годовые эксплуатационные затраты	76 050,91	100	1 029,52

Таблица 4 – Основные технико–экономические показатели геотехнологической переработки лежалых хвостов методом скважинного выщелачивания

№	Наименование показателей	Единицы измерения	Значение показателя
1	Эксплуатационные запасы хвостов, подлежащие переработке гидрохлорированием	тыс. т.	1500
2	Количество полезных компонентов		
	золота	кг	1750
3	Среднее содержание: золота	г/т	1,2
4	Годовая производительность по продуктивным растворам	тыс.м <sup>3</sup>	259,2
5	Годовая производительность по золоту	кг	73,87
6	Срок эксплуатации	лет	15,5
7	Численность трудящихся всего	чел.	40
7.1	в том числе рабочих	чел.	24
8	Капитальные вложения	тыс. руб.	102 539,38
9	Себестоимость извлечения	руб.	76 050,91
9.1	в том числе 1 г	руб.	1 029,52
10	Выручка	тыс. руб.	115 828,16
11	Балансовая прибыль за год	тыс. руб.	39 777,25

*Оценка экономической эффективности инвестиционного проекта комплексной переработки лежалых хвостов*

Источниками финансового обеспечения проекта могут являться чистая прибыль предприятия и амортизация. Расчет показателей эффективности проекта произведен в табл. 5. Горизонт расчета принят 5 лет. Раздел выполнен согласно «Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов (вторая редакция)», 2000 г. [157]. Для оценки экономической эффективности инвестиционного проекта по комплексной переработке лежалых хвостов был произведен анализ предполагаемых денежных потоков с учетом условий современного рынка, то есть учитывался среднестатистический за последние 10 лет уровень инфляции, который составляет 6,87%. Кроме того, во внимание была принята рекомендованная [157] величина поправки на риск в размере 3% (п.11.2 «Методических рекомендаций...»). Таким образом, ставка сравнения была принята на уровне 9,87 %. Внутренняя норма доходности определена графическим способом и составила 248%.



Индекс доходности (ИД) как отношение суммы приведенных доходов ( $R_t - Z_t$ ) к величине приведенных капиталовложений составил:

$$\text{ИД} = \frac{\sum_{t=0}^T (R_t - Z_t) \cdot \frac{1}{(1+E)^t}}{\sum_{t=0}^T K_t \cdot \frac{1}{(1+E)^t}} = \frac{570271.73}{316107.1} = 1.8.$$

Таблица 5 – Расчет показателей эффективности проекта разработки по проектируемому варианту

Наименование показателя	Ед.изм.	Годы реализации проекта					
		1	2	3	4	5	ИТОГО
<b>Приток денежных средств</b>							
Стоимость товарной продукции после гравитационного обогащения (I)	тыс. руб.	306 320,00	306 320,00	306 320,00	306 320,00	306 320,00	1 531 600,00
Стоимость товарной продукции после кучного выщелачивания (II)	тыс. руб.	115 828,16	115 828,16	115 828,16	115 828,16	115 828,16	579 140,80
в т.ч. амортизация	тыс. руб./год	31 610,71	31 610,71	31 610,71	31 610,71	31 610,71	158 053,55
<b>Итого</b>	тыс. руб./год	<b>422 148,16</b>	<b>422 148,16</b>	<b>422 148,16</b>	<b>422 148,16</b>	<b>422 148,16</b>	<b>2 110 740,80</b>
<b>Отток денежных средств</b>							
Капитальные затраты (I)	тыс. руб.	213 567,72	0,00	0,00	0,00	0,00	213 567,72
Капитальные затраты (II)	тыс. руб.	102 539,38	0,00	0,00	0,00	0,00	102 539,38
итого каптальные затраты	тыс. руб.	316 107,10	0,00	0,00	0,00	0,00	316 107,10
Эксплуатационные затраты (I)	тыс. руб./год	120 514,98	120 514,98	120 514,98	120 514,98	120 514,98	602 574,88
Эксплуатационные затраты (II)	тыс. руб./год	76 050,91	76 050,91	76 050,91	76 050,91	76 050,91	380 254,55
итого эксплуатационные затраты	тыс. руб./год	196 565,89	196 565,89	196 565,89	196 565,89	196 565,89	982 829,43
<b>Итого</b>	тыс. руб./год	<b>512 672,99</b>	<b>196 565,89</b>	<b>196 565,89</b>	<b>196 565,89</b>	<b>196 565,89</b>	<b>1 298 936,53</b>
Чистый поток денежных средств	тыс. руб./год	-90 524,83	225 582,27	225 582,27	225 582,27	225 582,27	811 804,27
То же, нарастающим итогом	тыс. руб./год	-90 524,83	135 057,45	360 639,72	586 222,00	811 804,27	
Коэффициент дисконтирования при ставке сравнения 9,87%	дол.ед.	0,91	0,83	0,75	0,69	0,62	
Чистый дисконтированный доход	тыс. руб./год	-82 392,67	186 873,07	170 085,62	154 806,24	140 899,47	570 271,73
То же, нарастающим итогом	тыс. руб./год	-82 392,67	104 480,40	274 566,02	429 372,26	570 271,73	
Срок окупаемости	лет	1,00	0,00	0,00	0,00	0,00	1,00
Коэффициент дисконтирования при ставке сравнения 250%		0,29	0,08	0,02	0,01	0,00	
Чистый дисконтированный доход	тыс. руб./год	-25 864,24	18 414,88	5 261,39	1 503,26	429,50	-255,21
То же, нарастающим итогом	тыс. руб./год	-25 864,24	-7 449,36	-2 187,96	-684,71	-255,21	
Внутренняя норма доходности	248%						
Срок окупаемости, лет		0,00	0,00	1,00	0,00	0,00	нет

УТВЕРЖДАЮ  
 Начальник Горно-  
 обогатительного  
 производства ПАО «ММК»  
 А.А. Полинов



АКТ

опытно-промышленных испытаний

технологии комплексной переработки доменных шламов ПАО «ММК»

г. Магнитогорск

2019

г.

Комиссия в составе	
от ПАО «ММК»	
Зам. начальника ГОП	Н.И. Хасанов
Ведущий специалист НТЦ по ГОП от ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»	М.А. Цыгалов
Зав. кафедрой геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых	И.А. Гришин
Доцент кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых	О.Е. Горлова

составила настоящий акт о том, что в ПАО «ММК» в период с 01.09.2019 по 01.10.2019 г. проведены опытно-промышленные испытания технологии комплексной переработки доменных шламов с целью их обесцинкования, разработанной на кафедре геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова.

Технология была адаптирована к условиям вакуум-фильтрационной установки Горно-обогатительного производства и включает в себя введение в существующую схему обезвоживания шламосодержащих вод, поступающих от мокрых газоочисток доменных печей, операций обратной флотации и мокрой магнитной сепарации для обесцинкования шламов.


Опытно-промышленные испытания проводились на доменных шламах ПАО «ММК». При переработке 22 т/ч шламов с содержанием железа 50,5%, цинка 1,49% было получено 3,3 т/ч продукта флотации с содержанием цинка 6,61%, железа 8,86% и 15,4 т/ч продукта магнитной сепарации с содержанием железа 62,8%, цинка 0,53%.

Заключение комиссии.

Анализ результатов, полученных при проведении опытно-промышленных испытаний, позволяет сделать вывод о том, что предлагаемая технологическая схема обесцинкования доменных шламов с использованием обогатительных

операций обратной флотации и мокрой магнитной сепарации достаточно эффективна.

Реализация данной ресурсовоспроизводящей технологии в условиях ВФУ ГОП ПАО «ММК» позволяет одновременно с обезвоживанием шламодержащих вод газоочисток доменных печей производить обесцинкование шламов и получать железный концентрат для собственного агломерационного производства и цинковый промпродукт для реализации цинковым заводам. Тем самым снижается количество цинка, поступающего в доменные печи с агломератом, и получается дополнительный реализуемый предприятиям цветной металлургии продукт.

от ПАО «ММК»		
Зам. начальника ГОП		Н.И. Хасанов
Ведущий специалист НТЦ по ГОП		М.А. Цыгалов
ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова»		
Зав. кафедрой геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых		И.А. Гришин
Доцент кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых		О.Е. Горлова

### Расчет экономической эффективности комплексной переработки железозинксо- держащих доменных шламов

Для обезвоживания и утилизации железосодержащих шламов, поступающих от мокрых газоочисток доменных печей и шламов с аглофабрик на ПАО «ММК» действует вакуум-фильтрационная установка (ВФУ). По существующей схеме технологического процесса ВФУ доменные шламы от радиальных отстойников доменных газоочисток в виде шламовых вод подвергаются сгущению, фильтрованию и сушке до влажности 6-8%, после чего транспортируются в приемные бункера ДОФ-5. Таким образом, на ВФУ производится только обезвоживание шламосодержащих вод, а образуемый в результате обезвоживания шламов железосодержащий продукт используется в качестве сырья на ДОФ-5 без обесцинкования.

По разработанной технологии комплексной переработки доменных шламов в существующую схему обезвоживания ВФУ включаются операции обесцинкования шламов методом флотации и мокрой магнитной сепарации. Сгущенный продукт с радиальных сгустителей перекачивается насосами в пульповбак, откуда поступает на флотационную установку для обесцинкования шламов в режиме обратной флотации. Флотационная установка состоит из двухкамерной флотамшины РИФ-8,5 для основной флотации и двухкамерной флотамшины РИФ-3,5 для перечистки пенного продукта флотации. Пенный продукт флотации, который является цинксодержащим промпродуктом, перекачивается в отделение фильтрации и далее обезвоживается фильтрованием и сушкой на одной из трех существующих линий. Камерный продукт основной флотации перекачивается в приемный короб магнитного сепаратора ПБМ-ПП-150/200 и обогащается методом мокрой магнитной сепарации. Магнитный продукт сепаратора перекачивается в отделение фильтрации и обезвоживается на одной из трех существующих линий фильтрованием и сушкой. Немагнитный продукт обезвоживается на третьей линии фильтрования и сушки, высушенный продукт транспортируется в приемные бункера ДОФ-5 и перерабатывается в качестве железосодержащего сырья, поскольку по содержанию железа ~30% он близок к перерабатываемым в настоящее время на ДОФ-5 рудам. Также в связи с пуском на Горно-обогатительном производстве





Увеличение стоимости товарной продукции произошло на 79,7 млн руб/год за счет получения цинксодержащего промпродукта.

Расчёт капитальных затрат выполнен на дополнительно вводимое оборудование в виде обогатительного модуля, который будет размещаться в существующих производственных помещениях ВФУ. Расчёт годовых эксплуатационных затрат на реализацию ресурсовоспроизводящей технологии комплексной переработки доменных шламов произведен по элементам и включает затраты на электроэнергию, материалы (реагенты), амортизацию, заработную плату персонала для обслуживания модульной установки обесцинкования доменных шламов с начислениями. Расчет суммарных дополнительных годовых эксплуатационных затрат представлен в таблице 2.

Таблица 2 – Общая смета дополнительных эксплуатационных затрат

№	Статьи затрат	Расходы, тыс. руб./год	Доля в общих затратах, %	На 1 тонну шламов, руб.
1	Затраты на расходные материалы	5 426,59	23,46	30,15
2	Фонд оплаты труда	4 392,00	18,99	24,40
3	Отчисления во внебюджетные фонды (30%)	1 317,60	5,70	7,32
4	Страховой тариф от НС и ПЗ (3,7%)	162,5	0,70	0,90
5	Затраты на электроэнергию	3 714,68	16,06	20,64
6	Сумма амортизационных отчислений	2 457,93	10,63	13,66
7	Стоимость перекачивания немагнитного продукта (хвостов) на установку по переработке шламов РОФ (10 руб/м <sup>3</sup> )	962,37	4,16	5,35
8	Текущий ремонт (5 % от капитальных затрат)	1 681,45	7,27	9,34
9	Прочие эксплуатационные затраты (15% от суммы прямых затрат)	3 017,27	13,04	16,76
10	Итого производственная себестоимость	23 132,38	100,00	128,51
11	Общепроизводственные расходы (15 % от производственной себестоимости)	3 469,86		19,28
12	Итого эксплуатационные затраты	26 602,24		147,79

Таким образом, себестоимость переработки 1 т доменных шламов по флотационно-магнитной технологии увеличится на 148 руб. Показатели экономической эффективности переработки доменных шламов представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Основные технико–экономические показатели

№	Наименование показателей	Единицы измерения	Значение показателя
1	Годовой объем переработки	тыс. т	180
2	Средняя массовая доля полезных компонентов:		
2.1	железо	%	50,21
2.2	цинк	%	1,35
3	Годовая производительность:		
3.1	по железному концентрату	тыс. т	127,17
3.2	по цинковому промпродукту	тыс. т	23,67
4	Количество полезных компонентов, извлекаемых в товарную продукцию.		
4.1	железо	тыс. т/год	76938
4.2	цинк	тыс. т/год	1678,4
5	Численность дополнительных трудящихся	чел.	9
6	Дополнительные капитальные вложения	тыс. руб.	33 628
7	Дополнительные эксплуатационные затраты на переработку 1 т шламов	руб.	148
8	Выручка от реализации продукции по традиционной технологии	тыс. руб./год	349 166,37
9	Выручка от реализации продукции по ресурсовоспроизводящей технологии	тыс. руб./год	428 874,18
10	Увеличение балансовой прибыли	тыс. руб./год	53 105,58

Экономическая выгода от реализации (увеличение суммы прибыли) ресурсовоспроизводящей технологии составит:

$$\mathcal{E} = 428\,874,18 - 349\,166,37 - 26\,602,24 = 53\,105,58 \text{ тыс. руб.}$$

Выполненные расчеты показали достаточно высокую экономическую эффективность реализации ресурсовоспроизводящей технологии обесцинкования и комплексной переработки доменных шламов.

Расчет технико-экономических показателей переработки  
металлургических шлаков

Произведен расчет экономической эффективности разработанных технологических решений по получению высококачественных концентратов из некондиционных металлосодержащих промпродуктов переработки отвальных металлургических шлаков. Расчет выполнен по результатам полупромышленных испытаний технологической линии переработки металлосодержащих полуфабрикатов фракции 0-65 мм с  $\beta_{Fe}=46,9\%$ . Годовая переработка составит 250 тыс. т при производительности линии 40 т/ч. Расчет стоимости товарной продукции выполнен по двум вариантам – по существующей технологии с получением металлоконцентрата с  $\beta_{Fe}=46,9\%$  (вариант 1) и по разработанной технологии с получением металлоконцентратов более высокого качества (вариант 2) и приведен в табл. 1. Стоимость металлоконцентратов принята по данным АО «Уральская Сталь» и ООО «Шлак-сервис».

Таблица 1 – Расчет стоимости товарной продукции

Продукт	Получено (сухая масса), тыс. т/год	Массовая доля Fe, %	Масса металла, тыс. т/год	Цена концентрата, руб./т	$K_c$	Стоимость товарной продукции, тыс. руб
По существующей схеме						
Некондиц.металлоконт-т	250,00	46,9	117,250	360,0	0,5	45 000,00
По разработанной схеме						
Металлоконт-т 10-60 мм	36, 500	83,75	30,568	1 863,0	0,5	33 999,75
Металлоконт-т 0-10 мм	105, 750	76,9	81,322	1 863,0	0,5	98 506,13
Итого	142, 250		111,890			132 505,88
Отклонение по вариантам						87 505,88

Увеличение годовой прибыли при реализации металлоконцентратов более высокого качества составит 87,5 млн руб./год.

Произведен расчет капитальных затрат на технологическую линию переработки некондиционных металлоконцентратов, годовых эксплуатационных затрат на реализацию технологии по элементам: затраты на электроэнергию, материалы, амортизацию, заработную плату с начислениями. Расчет суммарных дополни-

тельных эксплуатационных затрат на реализацию технологии комплексной переработки некондиционных металлоконцентратов представлен в таблице 2.

Таблица 2 – Общая смета дополнительных эксплуатационных затрат

№	Статьи затрат	Расходы, тыс. руб./год	Доля в общих затратах, %	На 1 тонну металлоконцентрата, руб.
1	Фонд оплаты труда	10 260,00	35,48	41,04
2	Отчисления во внебюджетные фонды	3 078,00	10,64	12,31
3	Страховой тариф от НС и ПЗ	379,62	1,31	1,52
4	Затраты на электроэнергию	5 900,20	20,40	23,60
5	Сумма амортизационных отчислений	3 406,83	11,78	13,63
6	Текущий ремонт (5 % от капитальных затрат)	2 121,62	7,34	8,49
7	Прочие эксплуатационные затраты (15% от суммы прямых затрат)	3 771,94	13,04	15,09
8	Итого производственная себестоимость	28 918,21	100,00	115,67
9	Общепроизводственные расходы (15 % от производственной себестоимости)	4 337,73		17,35
10	Итого эксплуатационные затраты	33 255,94		133,02

Себестоимость переработки 1 т некондиционного металлоконцентрата по разработанной технологии составит 133 руб. Показатели экономической эффективности переработки некондиционного металлоконцентрата представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Основные технико–экономические показатели

№	Наименование показателей	Единицы измерения	Значение показателя
1	Годовой объем переработки	тыс. т	250
2	Массовая доля железа: - в некондиционном металлоконцентрате - в металлоконцентрате 10-60 мм - в металлоконцентрате 0-10 мм	%	46,9 83,75 76,9
3	Годовая производительность по металлоконцентратам 10-60 и 0-10 мм	тыс. т	142,25
4	Количество железа, извлекаемого в товарную продукцию	тыс. т/год	111,890
5	Численность трудящихся всего	чел.	21
6	Дополнительные капитальные вложения	тыс. руб.	42 432,41
7	Дополнительные эксплуатационные затраты		33 255,94
8.1	Выручка от реализации по варианту 1	тыс. руб./год	45 000,00
8.2	Выручка от реализации по варианту 2	тыс. руб./год	132 505,88
9	Изменение годовой прибыли	тыс. руб./год	87 505,88
11	Экономический эффект	тыс. руб./год	54 249,93

Экономическая выгода от реализации (увеличение суммы прибыли) технологии дообогащения некондиционных металлоконцентратов составит:

$$\mathcal{E} = B_2 - B_1 - \Delta Z$$

где:  $\mathcal{E}$  – экономический эффект от применения ресурсовоспроизводящей технологии, тыс. руб. в год;  $B_1$  – выручка от реализации товарной продукции по существующей технологии;  $B_2$  – выручка от реализации товарной продукции по разработанной технологии;  $\Delta Z$  – изменение суммы эксплуатационных затрат при применении новой технологии.

$$\mathcal{E} = 132\,505,88 - 45\,000,00 - 33\,255,94 = 54\,249,93 \text{ тыс. руб.}$$

Таким образом, выполненные расчеты демонстрируют достаточно высокую экономическую эффективность технологии дообогащения некондиционных металлоконцентратов. Ее реализация для фракции 0-65 мм обеспечит получение прибыли в размере 54 млн руб. в год.



(стр. 1 / 2)

УТВЕРЖДАЮ

Директор ЗАО «Урал-Омега»

Бутяев А.Г.



«10» 12 2018 г.

## АКТ

### полупромышленных технологических испытаний переработки металлсодержащих промпродуктов

Настоящим актом комиссия в составе главного технолога, к.т.н. А. В. Артамонова, главный инженер проекта С. Н. Фомина и начальника лаборатории Д. И. Орехова подтверждает, что в ЗАО «Урал-Омега» в период 19.11.2018 – 05.12.2018 г. были проведены полупромышленные технологические испытания обогащения металлсодержащих промпродуктов, на основании результатов диссертационной работы О. Е. Горловой на соискание ученой степени доктора технических наук, выполненной в ФГБОУ ВО «Магнитогорском государственном техническом университете им. Г. И. Носова».

Технологические испытания проведены на представительных пробах железосодержащих промпродуктов цеха разработки шлаковых отвалов ООО «Южно-уральская Горно-перерабатывающая Компания». Металлсодержащие промпродукты фракций 0 – 8 мм, 0 – 5 мм, 0 – 20 мм, 0 – 65 мм, 8 – 50 (всего 6 проб) характеризуются невысоким содержанием железа 30 – 45%.

Разработанная в диссертационной работе О. Е. Горловой схема и режимные параметры обогащения некондиционных металлсодержащих промпродуктов указанных фракций включает следующие технологические операции: дробление в центробежно-ударной дробилке ДЦ-1,0, воздушная классификация дробленого материала в каскадно-гравитационном классификаторе КГ-40-2, магнитная сепарация в барабанном сепараторе типа БСМ.

В результате проведенных технологических испытаний переработки некондиционных металлсодержащих промпродуктов было достигнуто увеличение содержания железа:



Урал-Омега, ЗАО

Россия, 455000, Магнитогорск,  
пр. Ленина, 89, строение 7+ 7 (3519) 220049, 220051, 316611, 316600  
+ 7 (3519) 498150 – факсINFO@UralOmega.ru  
www.UralOmega.ru



(стр. 2 / 2)

- для мелких фракций 0 – 5 мм и 0 – 8 мм с 43% до 71 – 77%;
- для фракций 0 – 20 мм с 37 – 41% до 69%,
- для крупных фракций 0 – 65 мм и 8 – 50 мм с 46 – 47% до 62 – 77%.

Извлечение железа в полученные металлоконцентраты составило 80 – 86%. Удельные затраты электроэнергии составили 22 – 37 кВт·ч на 1 тонну получаемой продукции при переработке металлосодержащих промпродуктов различных фракций.

#### **Заключение комиссии:**

Проведенные полупромышленные испытания показали высокую эффективность разработанных в диссертационной работе О. Е. Горловой технологических решений, направленных на повышение глубины обогащения доменных и мартеновских шлаков. Предложенная технологическая линия рекомендуется к использованию на металлургических предприятиях для глубокой переработки техногенных металлосодержащих продуктов.

Члены комиссии:

Главный технолог, к.т.н.

А. В. Артамонов

Главный инженер  
проекта

С. Н. Фомин

Начальник лаборатории

Д. И. Орехов



Урал-Омега, ЗАО

Россия, 455000, Магнитогорск,  
пр. Ленина, 89, строение 7

+ 7 (3519) 220049, 220051, 316611, 316600  
+ 7 (3519) 498150 – факс

[INFO@UralOmega.ru](mailto:INFO@UralOmega.ru)  
[www.UralOmega.ru](http://www.UralOmega.ru)



**AKKERMANN**

Общество с ограниченной ответственностью  
«Южно-уральская Горно-перерабатывающая  
Компания»

улица Запад (5,4 км ТЕР), здание №5, г.  
Новотроицк, Оренбургская область, Россия,  
462360

Тел./факс: (3537) 77-91-11, 77-91-12

<http://www.yugpk.ru>

e-mail: [info@akkermann.ru](mailto:info@akkermann.ru)

ОКПО 36362871 ОГРН 1025600822510

ИНН/КПП 5607015014/560701001

ООО «ЮУГПК»

Директор комплекса подготовки сырья

А.П. Ракин

2019 г.

### ЗАКЛЮЧЕНИЕ

о возможности применения металлосодержащих продуктов, полученных при  
переработке доменных и отвальных шлаков

В ООО «Южно-уральская Горно-перерабатывающая Компания» изучены качественный и количественный составы металлосодержащей продукции фракций 0 – 5, 0 – 8, 0 – 10, 10 – 20, 10 – 50, 10 – 65 мм, полученной при проведении полупромышленных испытаний по переработке некондиционных металлоконцентратов в ЗАО «УралОмега».

Пробы полуфабрикатов металлосодержащих продуктов были отобраны с открытых складов металлоконцентратов фракций 0-5, 0-8, 0-20, 0-65, 8-50 мм, сформированных из продуктов переработки лежалых и текущих доменных и мартеновских шлаков АО «Уральская Сталь» на шлакоперерабатывающих установках ШПУ-1, 2,3,4 ЦРШО ООО «ЮУГПК» и предоставлены для проведения полупромышленных испытаний в ЗАО «УралОмега».

При проведении полупромышленных испытаний полуфабрикаты металлосодержащей продукции были переработаны на технологической линии универсальной по схемным и компоновочным решениям для переработки металлоконцентратов различных фракций производительностью 10 т/ч. Схемы переработки включали операции грохочения, дробления в центробежно-ударной дробилке, воздушной классификация, сухой магнитной сепарации узкокласифицированного материала.

Установлено, что полученные в результате глубокого обогащения механическими методами высококачественные металлоконцентраты отвечают требованиям номенклатуры ООО «Южно-уральская ГПК» к готовой металлосодержащей продукции по железу общему: минимальное критическое значение – 65 %, минимально безопасное значение – 70 %; целевое значение – 75 %.

Полученные по разработанным технологиям высококачественные металлоконцентраты могут быть использованы в качестве оборотных продуктов в агломерационном и доменном производствах АО «Уральская Сталь», что приведет к улучшению технико-экономических показателей доменного процесса и снижению расхода привозного железорудного сырья.

Начальник участка  
брикетирования металлоконцентрата

Р.И. Антропов



ПОДПИСАЮ

Проректор по учебной работе

О.Л. Назарова

2019 г.

### АКТ

об использовании в учебном процессе  
ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический  
университет им. Г.И. Носова»  
результатов диссертационной работы Горловой Ольги Евгеньевны

Материалы диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук Горловой Ольги Евгеньевны внедрены в учебный процесс на основании рекомендации методической комиссии института горного дела и транспорта.

Материалы диссертационного исследования используются в образовательном процессе подготовки специалистов по направлению 21.05.04 «Горное дело» специализации «Обогащение полезных ископаемых» (уровень специалитета), при подготовке кадров высшей квалификации по направлению 21.06.01 Геология, разведка и разработка полезных ископаемых/Обогащение полезных ископаемых.

Научные положения и практические решения диссертации используются в научно-методическом обеспечении учебного процесса при чтении лекций, проведении практических занятий по дисциплинам: Основы научных исследований, Исследование технологий и процессов обогащения, Горнопромышленная экология, Обогащительные процессы, Проектирование обогатительных фабрик.

Обучающиеся используют результаты, полученные в диссертационном исследовании Горловой О.Е., в ходе проведения научно-исследовательских работ, выполнения выпускных квалификационных работ.

Результаты диссертационного исследования отражены в учебных и методических изданиях:

Горнопромышленная экология [Электронный ресурс]: практикум / Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова, Н.В. Фадеева. Дата регистрации 31.10.2017. № рег. свидетельства 0321703228. Объем 1,4 Мб.

Горнопромышленная экология [Электронный ресурс]: учебное пособие / Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова, Н.В. Фадеева. Дата регистрации 25.12.2018. № рег. свидетельства 0321804195. Объем 5,08 Мб.

Технология совместной переработки твердых и жидких отходов горных предприятий [Электронный ресурс] / Н.Н. Орехова, О.Е. Горлова. Мультимедийное электронное издание. Дата регистрации 06.08.2013. № рег. свидетельства 0321303401. Объем 4,84 Мб.

Экологически ориентированная переработка горнопромышленных отходов: монография / под общ. ред. акад. РАН В.А. Чантурия, д-ра техн. наук И.В. Шадруновой. – Москва: Издательство «Спутник+», 2018. – 200 с.

Методические рекомендации НСОММИ №183 Виды и последовательность минералогических работ при технологических испытаниях техногенного сырья (текущие хвосты обогащения колчеданных руд) / Е.А. Горбатова, Е.Г. Ожогина, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова – М.: ВИМС, 2014. – 29 с.

Горлова О.Е. Техногенные месторождения полезных ископаемых: учеб. пособие. – Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2001. – 77 с.

Внедрение результатов диссертационной работы Горловой О.Е. в учебный процесс позволяет расширить и углубить знания обучающихся теории разделительных процессов и технологии обогащения природного и техногенного минерального сырья.

Председатель методической комиссии  
института горного дела и транспорта,  
заведующий кафедрой разработки  
месторождений полезных ископаемых,  
д-р техн. наук, проф.



С.Е. Гавришев