

**Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»**

На правах рукописи



ГЛАГОЛЕВА ИРИНА ВИКТОРОВНА

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ
КЛИНКЕРА ВЕЛЬЦЕВАНИЯ ЦИНКОВЫХ КЕКОВ**

Специальность 2.8.9. Обогащение полезных ископаемых

**Диссертация
на соискание ученой степени
кандидата технических наук**

**Научный руководитель
доцент, доктор технических наук
Орехова Наталья Николаевна**

Магнитогорск 2023

Содержание

ВВЕДЕНИЕ	4
Глава 1 АНАЛИЗ ПРАКТИКИ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПЕРСПЕКТИВ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ВЕЛЬЦ-КЛИНКЕРА.....	10
1.1 Технологические и экологические проблемы вовлечения в переработку медьсодержащих техногенных отходов	10
1.2 Получение и практика переработки клинкера вельцевания	14
1.3 Химико-минералогические характеристики клинкера.....	19
1.4 Анализ технологических решений и схем переработки клинкера вельцевания.....	23
Выводы по главе 1	33
Глава 2 ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ КЛИНКЕРА.....	36
2.1 Методики исследования состава и технологических свойств клинкера вельцевания.....	36
2.2 Исследование вещественного состава клинкера вельцевания	39
2.3 Изучение технологических свойств клинкера вельцевания	53
2.4 Изучение контрастности клинкера	66
Выводы по главе 2	68
Глава 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАЗДЕЛЕНИЯ ФАЗ КЛИНКЕРА МАГНИТНЫМ, ГРАВИТАЦИОННЫМ И ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДАМИ.....	71
3.1 Методики проведения исследований	71
3.2 Магнитное обогащение клинкера.....	75
3.3 Изучение закономерности разделения клинкера гравитационным методом.....	80
3.4 Сравнительный анализ и обоснование схем концентрирования меди перед флотацией.....	85
3.5 Изучение особенностей флотационного разделения клинкера по базовому режиму	89
Выводы по главе 3	95
Глава 4 ИЗУЧЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ КЛИНКЕРА	97
4.1 Диагностика флотационного процесса.....	97
4.2 Анализ способов снижения влияния ионов железа и его гидроксидных пленок при сульфидной флотации	108

4.3	Определение рациональных расходов реагентов модификаторов....	115
4.4	Обоснование технологических решений для совершенствования реагентного режима сульфидной флотации.....	117
	Выводы по главе 4	120
Глава 5. ИСПЫТАНИЯ РАЗРАБОТАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЛЕЖАЛОГО КЛИНКЕРА ВЕЛЬЦЕВАНИЯ ЦИНКОВЫХ КЕКОВ.....		
5.1	Обоснование последовательности операций в схеме	124
5.2	Проведение флотационного опыта объединенного медьсодержащего продукта магнитно-гравитационной схемы в замкнутом режиме.....	127
5.3	Проведение укрупненного лабораторного испытания.....	129
5.4	Технико-экономическое обоснование технологии переработки клинкера вельцевания	131
	Выводы по главе 5	135
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	137
	СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	141
	ПРИЛОЖЕНИЕ А	156
	ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	157
	ПРИЛОЖЕНИЕ В	158
	ПРИЛОЖЕНИЕ Г	160
	ПРИЛОЖЕНИЕ Д	162
	ПРИЛОЖЕНИЕ Е.....	166
	ПРИЛОЖЕНИЕ Ж.....	173
	ПРИЛОЖЕНИЕ И	174

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность исследования. Медь является очень важным металлом для многих областей промышленности, в том числе для стратегически значимых. Ежегодный прирост потребления меди оценивается в 415 тыс. т. Импорт меди в Россию в 2022 году составил 2,59 тыс. т. Снижение этой цифры возможно за счет вовлечения в переработку техногенного сырья. Медь объявлена стратегическим металлом и объемы её добычи должны расти.

Ресурсный потенциал техногенных образований Урала по меди оценивается в несколько миллионов тонн. Ежегодно только с клинкером вельцевания цинковых кеков Челябинского цинкового завода (ЧЦЗ) отправляется в отвал порядка 9000 т меди. Чаще всего клинкер подвергается разделению при помощи магнитной сепарации на железо и углеродсодержащий продукт, который возвращается в производство, при этом медь теряется. В последнее время клинкер используется как сырье для флотационного извлечения меди. Однако технологические показатели обогащения низкие. Извлечение меди не превышает 65% при массовой доле в концентрате от 4 до 10%.

Клинкер вельцевания имеет комплексный состав, техногенные фазы, по свойствам отличающиеся от природных минералов. При этом содержание меди в клинкере находится на уровне массовых долей в медных рудах. Заскладированный в отвалах дисперсный материал представляет опасность для окружающей среды. Все это свидетельствует о необходимости переработки клинкера с минимизацией отходов.

Степень разработанности проблемы. Первые опыты по обогащению клинкера выполнены С. И. Митрофановым и П. Ф. Ереминым в 1940 г. В настоящее время известны труды Аллабергена Р.Д., Ахмедова Р.К., Балатбаева К.Н., Богомолова Н.С., Брянцевой О.С., Дюбанова В.Г., Козырева Е.Н.,

Кондратьева Ю.И., Козлова П.А., Набойченко С.С., Панышина А.М., Ходжаева О.Ф., Хулелидзе К.К., Andres A., Cheeseman C., Coz A., Quijorna N. и др.

Цель данной работы состоит в совершенствовании схемы переработки лежащего медистого клинкера вельцевания цинковых кеков за счет комбинации методов магнитного, гравитационного и флотационного обогащения, реагентного режима флотации и повышении технологических показателей извлечения меди.

Для достижения указанной цели поставлены следующие **задачи**:

- провести анализ теории и практики переработки клинкера вельцевания в России и за рубежом;
- изучить характер минеральных ассоциаций, текстурно-структурные особенности и технологические свойства клинкера вельцевания и установить особенности нахождения минеральных форм железа, меди и цинка, определяющие их трудную обогатимость;
- обосновать рациональные параметры обогатительных операций и изучить возможность повышения концентрации меди в промежуточном продукте перед флотацией с использованием комбинации магнитного и гравитационного методов;
- выявить причины низкой эффективности медной флотации с использованием потенциометрической диагностики процессов, происходящих в пульпе, обосновать эффективный реагентный режим на основе установленных закономерностей разделения минеральных фаз клинкера в зависимости от использования сочетаний реагентов;
- обосновать и усовершенствовать комбинированную схему обогащения клинкера вельцевания;
- провести экономическую оценку практического применения разработанных решений.

Идея работы заключается в использовании особенностей ассоциации железо- и медьсодержащих фаз клинкера для комбинирования методов магнитного и гравитационного разделения с целью максимально возможного концентрирования меди в питании флотации и совершенствования реагентного режима медной фло-

тации с использованием потенциометрической диагностики процессов, протекающих в пульпе.

Объект исследования – лежалый клинкер вельцевания цинковых кеков (на примере клинкера ЧЦЗ).

Предмет исследования – текстурно-структурные особенности клинкера и закономерности разделения клинкерообразующих фаз.

Методы исследований. При выполнении работы использован комплексный метод исследований, включающий: анализ и обобщение научно-технической информации; аналитические исследования; лабораторные эксперименты на гравитационных, флотационных установках; гранулометрический, микроскопический (анализатор изображения «Минерал С-7»), электронно-микроскопический (JEOL JSM-6460 LV) анализы; рН-метрию; статистическую обработку экспериментальных данных методами математической статистики с использованием Microsoft Excel; потенциометрическую диагностику.

Положения, выносимые на защиту:

1. Распределение медных техногенных минералов между сростками с магнитными фазами клинкера (пирротин, магнетит) и более 25% с немагнитными фазами (FeS_2 , FeS , $(\text{Ca,Na})_2(\text{Mg,Al})[(\text{Si,Al})_2\text{O}_7]$), плотность рядовых и богатых сростков минералов меди с основными немагнитными фазами клинкера, обеспечивающая коэффициент гравитационного разделения их с коксом более 1,75, и наличие ферритных медьсодержащих твердых растворов обуславливает необходимость комбинации магнитных и гравитационных методов разделения для концентрирования медьсодержащих фаз клинкера в питании флотации.

2. Повышение флотационного извлечения меди в концентрат, при снижении массовой доли железа в нем, достигается комплексом технологических решений путем введения: сернистого натрия для уменьшения отрицательных эффектов от перехода ионов железа в жидкую фазу пульпы и образования комплексных соединений с ксантогенатом $\text{Fe}(\text{OH})\text{Kx}_2$; фторсиликата натрия для снятия экранирующих поверхность минералов гидроксидов железа, в расходах, определенных потенциометрической диагностикой по уменьшению отклонения потенциала от

линии электрохимической модели; медного купороса для активации флотации медьсодержащих твердых растворов.

3. Комбинированная магнитно-гравитационно-флотационная технология переработки медистых клинкеров вельцевания цинковых кеков позволяет осуществить безотходное разделение клинкера на три продукта, пригодных для использования в смежных отраслях черной и цветной металлургии: медьсодержащий $\beta_{Cu}=14,52\%$, железосодержащий $\beta_{Fe}=50,17\%$, углеродсодержащий $\beta_C=40\%$.

Достоверность результатов обеспечивается согласованностью выводов теоретического анализа и данных эксперимента; значительным объемом и представительностью исходных данных; использованием сертифицированного оборудования, современных методик проведения исследований; адекватностью полученной модели при доверительной вероятности 95%; подтверждается сопоставимостью результатов химических анализов в параллельных опытах.

Научная новизна заключается в том, что:

- установлены закономерности распределения медьсодержащих фаз клинкера между железосодержащими магнитными и немагнитными фазами пирит-пирротинового ряда, обуславливающие необходимость комбинации магнитных и гравитационных операций в схемах переработки для концентрации меди перед флотацией;

- выявлены факторы, влияющих на потерю меди в процессе медной флотации и перерасход ксантогената, заключающиеся в присутствии в пульпе ионов железа в виде комплексных соединений, способствующих образованию пленок гидроксида железа на поверхности частиц клинкера и комплекса $Fe(OH)Kx_2$ в пульпе, а не на поверхности частиц;

- предложен подход к обоснованию крупности материала для эффективного гравитационного обогащения, заключающийся в расчете значений критерия разделения Мейстера для отделения бедных сростков от богатых и рядовых сростков медьсодержащих минералов и основных фаз клинкера вельцевания;

- установлена зависимость извлечения меди в концентрат от расходов реагентов-модификаторов, выраженная математической моделью в виде полиномиального уравнения:

$$\varepsilon = 55,01 + 0,11Q_{\text{CuSO}_4} + 0,02Q_{\text{Na}_2\text{SiF}_6} + 0,41pH - 0,00002Q_{\text{CuSO}_4} Q_{\text{Na}_2\text{SiF}_6},$$

где Q_{CuSO_4} – расход сульфата меди, г/т; $Q_{\text{Na}_2\text{SiF}_6}$ – расход фторсиликата натрия, г/т.

Личный вклад автора заключается в: разработке новых технологических решений при обогащении клинкера вельцевания; постановке и проведении экспериментов; обработке и интерпретации экспериментальных данных; анализе, обобщении полученных результатов и обосновании выводов; подготовке публикаций; в оценке контрастности минерального сырья в куске любой крупности с использованием разработанной автором программы для ЭВМ.

Теоретическая значимость работы состоит в расширении знаний о текстурно-структурных особенностях клинкера вельцевания как объекта обогащения и научном обосновании комбинации разделительных операций и параметров разделения для повышения комплексности обогащения.

Практическая значимость работы состоит в следующем: установлены особенности раскрываемости сростков медных техногенных минералов с немагнитными фазами клинкера (мелилитом, пиритом, троилитом) и с магнитными (пирротинном, магнетитом) и крупности проведения основных операций; разработана программа для ЭВМ (свидетельство № 2022619332 от 20 мая 2022 г.), позволяющая оценить контрастность минерального сырья в куске любой крупности на основе уравнения Мокроусова В.А., с построением кривых контрастности по данному минеральному сырью в автоматическом режиме; предложены и обоснованы последовательность и рациональные параметры проведения операций магнитного и гравитационного разделения, позволяющие максимально сконцентрировать медь в питании флотации при получении углеродсодержащего продукта, пригодного для рециклинга; показана возможность применения потенциометрической диагностики для совершенствования реагентного режима флотации техногенного сырья; предложена безотходная схема обогащения клинкера вельцевания, позволяющая получить следующие продукты: угольный, железный и медный концентраты.

Реализация результатов работы. Результаты диссертационной работы использованы ООО «НОВОМЕК ИНЖИНИРИНГ» г. Санкт-Петербург при разработке программы и проведении исследований на обогатимость техногенного минерального сырья. Материалы диссертации использованы при чтении лекций и проведении практических, лабораторных занятий по специальности 21.05.04 «Горное дело», специализация «Обогащение полезных ископаемых», при выполнении научно-исследовательских и выпускных квалификационных работ по тематике, связанной с переработкой горно-металлургических отходов.

Апробация результатов работы. Результаты исследований и основные положения диссертационной работы докладывались и обсуждались на международных и межрегиональных конференциях и симпозиумах: «Актуальные проблемы современной науки, техники и образования» (Магнитогорск, 2017, 2019-2021 гг.), «Комбинированная геотехнология: Ресурсосбережение и энергоэффективность» (Магнитогорск, 2017 г.), «Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья» (Красноярск, 2017), «Проблемы недр в XXI веке глазами молодых» (Москва, 2019 г.), «Строительство, архитектура и техносферная безопасность» (Сочи 2020 г.), «Неделя горняка» (Москва, 2021 г.), «Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья» (Владикавказ, 2021 г.).

Публикации. Основные положения диссертации опубликованы в 16 научных работах, из них: 3 статьи в изданиях, рекомендованных ВАК при Министерстве науки и высшего образования РФ; 2 – в изданиях, индексируемых в базе цитирования Scopus; 10 – в прочих печатных изданиях, а также зарегистрирована 1 программа для ЭВМ.

Исследования были проведены на основании выполненного гранта «Исследование химических и физико-химических закономерностей селективного концентрирования металлов из техногенных фаз для адаптации разделительных процессов», 2017-01 ГЗ МОиН РФ проект №5.8708.2017/БЧ.

Структура работы. Диссертационная работа состоит из введения, 5 глав и заключения, изложенных на 174 страницах машинописного текста, содержит 52 таблицы, 54 рисунка, список использованной литературы из 131 наименования и 8 приложений.

Глава 1 АНАЛИЗ ПРАКТИКИ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПЕРСПЕКТИВ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ВЕЛЬЦ-КЛИНКЕРА

1.1 Технологические и экологические проблемы вовлечения в переработку медьсодержащих техногенных отходов

Медь и цинк относятся к стандартизированным биржевым товарам, которые производятся и потребляются в крупных промышленных масштабах, но при этом являются редкими и ценными видами сырья и входят в перечень базовых металлов [104, 45]. Медь принадлежит к малораспространенным металлам, её содержание в земной коре составляет 0,01% [109].

В мае 2021 г. стоимость меди на Лондонской бирже металлов (LME) достигла \$10 тыс. за метрическую тонну [52].

Мир перестраивается на экологически чистую и энергосберегающую экономику на фоне пандемии COVID-19. Ожидаемое быстрое восстановление крупнейших экономик после пандемии уже поставило перед промышленностью вопрос о том, достаточно ли в мире материальных ресурсов, чтобы двигаться вперед быстрее, чем раньше. Даже среднесрочные прогнозы производства и потребления меди говорят о том, что без разработки новых крупных месторождений до 2040-2050 гг. ни «зеленый переход» в мировой экономике, ни технологические рывки, ни развитие крупных городов невозможны [52]. Европейские города переходят на электромобили. Эти новые условия потребуют больше цветных металлов и, в частности, меди и цинка [48, 77, 78, 104].

В мире наблюдается дефицит меди из-за ограниченности мировых запасов и постепенного снижения объемов производства на фоне недостатка инвестиций в разработку новых месторождений [71]. По данным Международной медной исследовательской группы (ICSG), дефицит медного концентрата в ноябре 2021 г. вырос до 79 тыс. т по сравнению с 34 тыс. т в октябре и с каждым месяцем продолжает рост [54].

В настоящее время присутствуют сдерживающие факторы увеличения добычи меди:

- руды становятся бедными: это серьезная проблема особенно в развитых медедобывающих регионах, таких как США и Чили;
- длительная экономическая и ценовая волатильность может оказать существенное влияние на стоимость капитала;
- водоснабжение: сегодня это критическая проблема во многих засушливых районах;
- энергетика: уголь является топливом, выбранным для энергоснабжения основных медных рудников и процессов, однако политика борьбы с изменением климата, проводимая сейчас многими государствами, может существенно увеличить затраты по добыче;
- другие экологические проблемы: в последние годы правительства все больше осознают вредное влияние добычи полезных ископаемых на окружающую среду. В таких странах, как Перу и Филиппины, отношения с коренным населением стали ключевым фактором для развития многих проектов;
- политические риски: безопасность и транспортная доступность сегодня имеют решающее значение для эксплуатации медных рудников [46].

Чили – лидер по добыче меди в мире. В больших количествах медь также добывается в России, Австралии, Канаде, Китае и Перу. Крупнейшими производителями рафинированной меди являются Европейский Союз, Япония, США и Россия [39].

В настоящее время открытие новых месторождений в России практически не происходит, в то время как медь объявлена стратегическим металлом и её объемы должны расти. Снижение разведанных рудных запасов, при увеличении объемов современного потребления меди, в ближайшей перспективе создают угрозу существования предприятий медной подотрасли, особенно уральских ГОКов, которые в настоящее время уже недозагружены. Насущность этой проблемы заставляет изыскивать наиболее доступные источники медного сырья, альтернативные руде.

По оценкам специалистов стоимость металлов, накопленных в отходах металлургии РФ, составляет около 18 млрд \$ [106]. Всё это с учетом кризисных явлений в экономике делает актуальным решение вопросов по использованию техногенных минеральных ресурсов в промышленности. Особенно отходов цветной металлургической промышленности, где выход отходов превышает выпуск продукции практически в 70 раз [91].

Запасы меди не так велики, поэтому недопустимы потери данного вида сырья в процессе переработки, а также с техногенными отвалами. Ещё в середине 60-х г. минувшего столетия академиками А.П. Виноградовым, Н.Н. Семеновым, И.В. Петряновым, Б.Н. Ласкориним было предложено не только максимально полезно использовать потребляемые сырьевые ресурсы, но и пытаться полностью перерабатывать образующиеся отходы [81].

Накопление техногенных отходов происходило на протяжении десятилетий, поэтому в отвалах, объёмы которых в настоящее время исчисляются от 80 до 100 млрд, по разным данным, скопилось большое количество ценных металлов. Эти отходы уже подняты на поверхность и не требуют затрат на добычу, располагаются вблизи промышленно развитых населенных пунктов. Однако достаточно простые, известные методы извлечения металлов в большинстве случаев не применимы к отходам металлургического производства в связи с низким содержанием полезных элементов [56]. Большинство заскладированных твердых отходов имеют низкие массовые доли ценных компонентов и поэтому не вовлекаются в оборот [9].

Технологии переработки техногенных отходов цветной металлургии, например, шлаки, клинкер могут включать процессы: дезинтеграции, радиометрической сепарации (медные шлаки), флотации (хвосты обогащения полиметаллических руд, шлаки, шламы), гравитации (извлечения благородных и редких металлов из лежалых хвостов обогащения) [20, 92, 95, 120].

Совокупность всех этих факторов обуславливает необходимость поиска решений переработки любых медь- и цинксодержащих отходов. К таким видам отходов, наряду с медными шлаками, относится клинкер вельцевания цинковых ке-

ков, химический состав которого, содержит в среднем: 0,62-4,10% Cu; 0,83-3,56% Zn; 0,41-2,18% Pb; 20-30% C (кокса); 15-25% Fe, 1,0-10,0 г/т Au; 100-750 г/т Ag [1].

В отвалах завода ПАО «Электроцинк» (г. Владикавказ) по разным оценкам за складировано от 1,5 до 3 млн т техногенного отхода-клинкера [13]. Отходы клинкера Беловского цинкового завода (Кемеровская область, г. Белово), в настоящее время недействующего металлургического производства, оцениваются в 600-700 тыс. т [59]. Челябинский цинковый завод ежегодно производит около 70-80 тыс. т медистого клинкера, большая часть которого складировается или только частично перерабатывается.

В процессе длительного хранения под воздействием ветра, проникающего в полость насыпной массы клинкера, представляющей собой материал в виде окатышей с развитой поверхностью газопроницаемости, происходит возгорание коксовой составляющей отвала клинкера, преимущественно в ветреную погоду. В результате возгорания образуются оксиды серы и азота, взаимодействие которых с влагой приводят к снижению pH дождевых и талых вод и растворяют в себе ионы тяжелых металлов, в частности цинка, свинца и кадмия. Эти компоненты переходят в грунтовые воды и приводят к её загрязнению [30].

Происходит сокращение свободных площадей, предусмотренных для расширения производственных мощностей предприятий, ухудшается экологическая обстановка в результате ветровой эрозии и самовозгорания отвалов клинкера, дренирования влаги отвалов в подрусловые воды и смешивания с водами водоемов и водозаборных скважин, потерь с клинкером значительного количества ценных компонентов [30].

Переработка клинкера оценивается не только как природоохранное, но и как ресурсосберегающее и экономически целесообразное мероприятие, которое позволяет частично расширить сырьевую базу цветной металлургии, решить вопросы дозагрузки обогатительных фабрик, нуждающихся в сырье, снизить издержки на добычу руд цветных металлов, улучшить экологическую ситуацию в регионах,

где они заскладированы, и приведет к высвобождению земель, пригодных для хозяйственной деятельности человека.

Клинкер вельцевания как ресурс и дополнительный источник металлов требует более детального подхода с точки зрения возможности его флотации на обогатительных фабриках, существующих ГОКов, добывающих и перерабатывающих медные и медно-цинковые руды, которые на сегодняшний день испытывают дефицит сырья в среднем на 30% [28, 67, 100], и должен быть хорошо изучен с позиций технологической минералогии. Для выявления технологических свойств должна быть прослежена генетическая связь клинкера с исходной рудой и проанализированы условия его получения.

1.2 Получение и практика переработки клинкера вельцевания

В настоящее время в России имеется лишь два предприятия по производству металлического цинка: Челябинский цинковый завод (ЧЦЗ) – единственный в стране поставщик металла с чистотой 99%, 99,5% и компания «Электроцинк» (Северная Осетия – Алания). Обе компании входят в УГМК – Холдинг. В 2020 г. АО «Челябинский цинковый завод» произвело 211 781 т цинка и сплавов на его основе [78].

Основные месторождения цинксодержащей руды находятся в Западной и Восточной Сибири, на Дальнем Востоке и Алтае [79].

С 2014 г. цинковое сырье на Челябинский цинковый завод поступает в основном из Алтая с Корбалихинского цинково-медного месторождения, объем запасов которого, по предварительным данным геологоразведки, составляет около 23 млн т руды с долей цинка 7% [110].

Первичное производство цинка включает в себя следующие процессы: обогащение цинковых руд, окисление (обжиг) цинкового концентрата, производство цинка (электрохимическим или термическим методом), рафинирование цинка. Производство первичного цинка обычно сопровождается получением серной кислоты (технической) по стандартной технологической схеме.

Для переработки цинковых концентратов применяются гидрометаллургические (электролитические) и пирометаллургические (дистилляционные) технологические схемы. Гидрометаллургический способ является основным (заводы в Челябинске и Владикавказе). Первой операцией в любом способе производства цинка из сульфидных концентратов является их обжиг с целью перевода сульфидных соединений в окисленные [115].

Для выделения цинка руду обогащают флотационным или гравитационным способом. Итогом такого обогащения является получение цинкового концентрата. Помимо этого получают медные, пиритные и свинцовые концентраты. На предприятие поставляют сырье (цинковый концентрат) в железнодорожных вагонах. Сырье от различных поставщиков перемешивается (для усреднения общих значений примесей) и отправляется по конвейеру на обжиг [87].

При производстве цинка гидрометаллургическим способом после выщелачивания обожжённого цинкового концентрата остаются цинковые кеки, содержащие свинец, цинк, серебро, а также некоторые другие ценные металлы. Для извлечения из кеков свинца, цинка и ценных металлов пирометаллургическим способом цинковые кеки обычно подвергают вельцеванию [107].

Процесс вельцевания кеков основан на восстановлении и возгонке цинка из его окисленных соединений твердым углеродом при температуре 1100-1300°C и окислении паров цинка кислородом воздуха. Цинковый кек содержит цинк, индий, кадмий, свинец, медь. Для извлечения этих металлов его смешивают с коксовой мелочью и нагревают до 1250-1350°C во вращающейся трубчатой печи – вельц-печи. Производительность вельц-печей 85-110 т/сут. Тепло выделяется за счёт сгорания коксовой мелочи и экзотермических реакций. Продуктами вельцевания являются вельц-окись, которая возгоняется, охлаждается и улавливается рукавными фильтрами, и медистый клинкер, который выгружается из нижней головки вельц-печи при высокой температуре порядка 1000°C, гасится водой в грануляционном бассейне, а затем железнодорожным транспортом вывозится на отвальный полигон, так как на самих цинковых заводах не перерабатывается, или отгружается на медные предприятия [15, 107].

В твёрдый остаток вельцевания – клинкер – переходит: 89-90% меди, 95-99% золота, 85-90% серебра. Его выход достигает 75-80% от исходного шлака [41, 111].

Таким образом, клинкер вельцевания (медистый клинкер) – продукт, который образуется в процессе вельцевания (восстановительный обжиг при 1140-1200° С) цинковых промпродуктов (кеков, раймовки, шлаков, руды) в присутствии известняка (антиспекатель) и коксика (восстановитель, антиспекатель).

Челябинский цинковый завод направляет клинкер на ЗАО «Карабашмедь» – одно из старейших медеплавильных предприятий Южного Урала, где он переплавляется в шахтных печах. Шахтную плавку применяют для переработки сульфидного медного сырья, для совместной переработки низкокачественного вторичного и первичного медного сырья. Исходным сырьем являются брикетированные медные концентраты, медная руда – первичное сырье; кек, клинкер, лом, стружка, биметаллы, оборотные шлаки – вторичное низкокачественное сырье [31].

Пройдя все переделы медеплавильного и электролитного производств, серебро концентрируется в медеэлектролитных шламах, которые перерабатываются по отдельной схеме (например, методом спекания с содой) с получением золото-серебряного сплава (сплав Доре). В связи с многостадийностью такой переработки имеют место большие потери серебра и его извлечение из клинкера в металл не превышает 80% [41].

Суходожский завод вторичных цветных металлов частично перерабатывает клинкер Челябинского цинкового завода: установка в составе двух сушильных барабанов и магнитных сепараторов обеспечивает сушку поступающего клинкера и его разделение в магнитном поле на магнитный и немагнитный продукты. В магнитном продукте концентрируются железо, медь, цинк и благородные металлы, однако немалая их часть также остается и в немагнитном остатке. Магнитный продукт отправляется потребителям и используется в конвертерном производстве АО «Уралэлектромедь» (г. Кировград Свердловской области). Немагнитная фракция в количестве 51-43% от клинкера в настоящее время складирована [96].

Клинкер ПАО «Электроцинк» (г. Владикавказ) перерабатывают способом шахтной восстановительной плавки совместно с другим медьсодержащим сырьём, при котором медь, свинец и благородные металлы извлекаются в штейн. Штейн подвергается последующей гидрометаллургической переработке [125]. В настоящее время клинкер используют в качестве сырья на Сибайской обогатительной фабрике в связи с недозагрузкой и исчерпанием сырьевой базы. Его перерабатывают флотационным методом.

В Казахстане клинкер в основном перерабатывают методом шахтной плавки на медеплавильных заводах [25, 36, 102], при этом на расплавление остатков промпродукта требуются затраты дорогостоящего топлива – кокса. При плавке клинкера в шахтной печи состав отходящих газов по CO_2 в верхних горизонтах печи является окислительным по отношению к металлическому железу и тонкоизмельченному углероду клинкера. В этом случае восстановительные и энергетические возможности клинкера также не используются. Прямая переработка клинкера, содержащего относительно небольшое количество меди, увеличивает выход шлаков, а следовательно, и общие потери металлов. Данная технология плавки клинкера не отвечает современным экологическим требованиям, снижает эффективность и объемы его переработки [98].

В Узбекистане на АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» вовлекают в переработку отходы производства (клинкер, шлаки, пыли медеплавильного производства, хвосты медной обогатительной фабрики и др.), в связи со скоплением их на комбинате порядка сотен тысяч и десятков миллионов тонн. В отвалах только цинкового производства (лежалый клинкер) запасы цинка оцениваются в более чем 10 тыс. т, меди – свыше 9 тыс. т, железа – с выше 150 тыс. т, а также промышленные количества благородных металлов (около 2 т золота и свыше 200 т серебра). Специалисты АГМК совместно с учеными ТашГТУ [8, 114] разработали оптимальный режим обеднения медью шлаковых расплавов на медеплавильном заводе с помощью добавки клинкера. Клинкер используют небольшими объёмами в качестве реагента для медеплавильного производства, а не как сырьё для получения дополнительной про-

дукции. Недостатками предлагаемого решения являются: потери железа со шлаками и цинка с пылями.

На Иртышском медеплавильном заводе освоили процесс переработки клинкера: его вводят в шихту агломашины, работающей с дутьем снизу, и плавят агломерат в шахтной печи на дутье, обогащенном кислородом. При этом все золото, серебро и медь достаточно полно извлекаются в штейн, а кокс способствует лучшему перемешиванию и спеканию шихты [65].

Эффективным агрегатом для переработки клинкера является печь Ванюкова, которая обеспечивает возможность сжигания углерода и окисления металлизированной фазы в условиях барботируемой ванны. Дальнейшая переработка штейна осуществляется различными комбинированными методами: сульфатизирующим обжигом с последующим выщелачиванием, сократительной плавкой, флотационно-гидрометаллургическим способом. При подшихтовке пирита обеспечивается получение отвальных шлаков с содержанием меди 0,14-0,24% [27, 125].

В процессе переработки цинксодержащей пыли от электродуговых печей методом вельцевания образуется железосодержащий остаток – клинкер. Химический состав клинкеров вельцевания пыли ЭДП изменяется в широких пределах, что обусловлено разным составом используемого на предприятиях сырья [84]. По данным [125], на 1 т пыли ЭДП образуется 600-650 кг остатка от её переработки – клинкера вельцевания, и, следовательно, в мире ежегодно образуется более 2 млн. т этого отхода.

Клинкер вельцевания пыли ЭДП имеет высокое содержание железа и содержит другие компоненты, необходимые в производстве цемента (оксиды кальция, кремния и алюминия), что позволяет рассматривать его в качестве альтернативы стандартным железосодержащим материалам. В Европе и Северной Америке некоторые производители цемента уже используют клинкер вельцевания в качестве сырьевого материала портландцементного клинкера [125].

В настоящее время клинкер вельцевания пылей ЭДП используют в основном в строительной области. В работах [117, 125, 130] говорится о том, что всё более распространённой мировой практикой является использование клинкера вельце-

вания в дорожном строительстве, как для покрытий, так и для структурных слоёв, в производстве кирпичей [119, 123, 126, 127], бетона [116, 128]. Однако при наличии высокого содержания в нём хрома и никеля он считается опасным отходом и его нельзя использовать в строительстве дорог. Также при использовании клинкера в качестве основания дорожного покрытия лимитирующей характеристикой является общее содержание серы, для которой установлена предельная концентрация [84].

Анализ априорной информации показывает, что методы переработки клинкера, построенные на базе пиromеталлургических приёмов, имеют свои недостатки. В первую очередь следует отметить *высокую энергоёмкость*, то есть необходимость затрат энергии для расплавления всей массы клинкера при температуре 1000-1200°C и неизбежное загрязнение окружающей среды пылегазовыми выбросами и шлаковыми отвалами. В связи с этим данные технологии не квалифицируются как экологически чистые и высокорентабельные.

1.3 Химико-минералогические характеристики клинкера

Клинкеры вельцевания можно разделить на два основных типа: основной и кислый. Клинкер называют основным, когда в качестве шлакообразующего в вельц-процессе используют известняк, и кислым, когда в качестве шлакообразующего используют песок [118]. А по временному фактору – на свежий и лежалый. Свежий клинкер – это клинкер, который после вельц-печи гасится водой в грануляционном бассейне и отправляется потребителю на переработку, и лежалый – тот, который складывается на полигонах и претерпевает негативное воздействие окружающей среды.

Основными компонентами клинкера являются железо, цветные металлы (цинк, медь, свинец), заметные количества благородных металлов, свободный углерод (коксик), кремнезем, оксид кальция, оксид магния, глинозем. Рядом исследователей клинкер цинкового производства по минералогическим и технологическим свойствам отнесен к новому золото-серебро-сульфидно-оксидно-

полиметаллическому промышленному типу минерального сырья с высоким содержанием цветных и благородных металлов [6].

Пределы колебаний составов цинковых кеков и отхода от их переработки клинкера – даны в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Состав цинковых кеков и клинкера вельцевания

Продукт	Элемент или фаза, %											
	Zn	Pb	Cu	Cd	Fe	S	SiO ₂	Ca	Mg	Mn	C	Ag, г/т
Цинковый кек	19-24	5-12	0,5-1,5	0,1-0,2	23-32	5-10	1-12	0,4-3,2	0,3-1,3	0,5-1,0	-	200-450
Клинкер	0,2-5,04	0,1-1,5	0,9-6,0	0,001	20-40	1,38-5,1	16-32	5-11	0,287-1	0,11-1,96	10-20	50-350
Клинкер ЧЦЗ	2,1	0,8	3,34	-	33,8	5,1	17,5	6,4	1	-	13,6	345

Примечание. В кеках и клинкерах находятся также индий, таллий, олово, мышьяк, сурьма, золото.

Клинкер отличается сложным химическим (таблица 1.2) и минералогическим составом (таблица 1.3) и представляет собой зернистый материал крупностью 50-0 мм, с массовой долей класса +25 мм 10% и более, а -1 мм – до 20%.

Таблица 1.2 – Химический состав клинкеров [21, 22, 30, 112]

Название предприятия	Массовая доля некоторых компонентов, %														
	Zn	Cu	Pb	Si	Ca	Cd	CaO	Mg	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe _{общ}	Al	Ba	Mn
Ачисайский полиметаллический комбинат (Казахстан)	1,5-2	-	0,1-0,2	-	-	0,001	13-16	-	2-3	16-20	3-5	20-23	-	-	-
ОАО «Электроцинк» (г. Владикавказ)	5,04	0,69	1,07	6,47	10,2	-	1,6	0,287	-	23,56	6,39	22	1,41	1,41	1,96
ПАО «ЧЦЗ» (г. Челябинск)	2,1	3,34	0,8	-	6,4	-	-	1	-	17,5	-	33,8	2,3	-	-
ООО «Беловский свинцово-цинковый комбинат»	0,26	1,11	0,078	-	-	-	4,69	-	1,83	31,8	8,39	14,4	-	-	0,11

Массовая доля некоторых компонентов														
%													г/т	
Ti	C	Cr	Sr	Sn	As	S	Sb	K	O	Ni	Se	Bi	Ag	Au
-	16-17	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
0,274	10	0,131	0,082	0,058	0,267	-	0,091	0,507	30,4	-	-	-	180	1
-	13,6	-	-	-	0,195	5,1	-	-	-	-	-	-	345	4,8
-	17,3	-	-	0,01	0,13	1,38	0,0036	-	-	0,005	0,0005	0,0005	-	-

Таблица 1.3 – Фазовый состав лежалого клинкера [5, 83]

Минеральный состав	Содержание, %
1. Стекло $K(AlO_2)(SiO_2)_3$, $Na_2O \cdot CaO \cdot 6SiO_2$ (шпинель). Фаялит Fe_2SiO_4 , клиноферросилит или метасиликат $FeSiO_3$	35
2. Пирротин, троилит FeS	12-18
3. Лимонит $2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$	7
4. Сульфиды меди (борнит Cu_5FeS_4 , халькозин Cu_2S , халькопирит $CuFeS_2$)	1-3
5. Магнетит Fe_3O_4	2-5
6. Железо металлическое Fe	3-35
7. Ферраты цинка $ZnO \cdot Fe_2O_3$ (двойной оксид со структурой шпинели), силикаты цинка Zn_2SiO_4	5
8. Железо металлическое Fe	3-35
9. Ферраты цинка $ZnO \cdot Fe_2O_3$ (двойной оксид со структурой шпинели), силикаты цинка Zn_2SiO_4	5
10. Ферраты меди $CuFeO_2$	0,1
11. Медь металлическая Cu	0,01

По данным Артамонова А.В., Козина А.Ю. [96], вещественный состав клинкера состоит: из сульфидной части (сульфиды меди, железа, свинца и цинка); силикатной части, содержащей оксидные соединения кремния, кальция и алюминия; металлической части (неуглеродный железистый сплав) и углеродной части – коксовой мелочи. Сульфидная и силикатная составляющие содержат «растворенное» металлическое железо. Железо в клинкере представлено металлами, ферритами.

По данным Мамонова С.В., Кривоносова Ю.С., Видуецкого М.Г., Аллабергена Р.Д., Ахмедова Р.К., Михайлова С.В., в штейновой (железистой)

фазе клинкера, в основном, содержатся сульфидная и металлическая части; в них концентрируется основная часть железа, меди и благородных металлов. Шлаковая часть клинкера состоит из силикатов: аллита, муллита, фаялита и стекла состава CaAlSiO_3 . Здесь же концентрируется и мелкая часть коксика.

Клинкер характеризуется угловатой формой гранул с шероховатой поверхностью, это скопления кокса, шлака, сульфидов и металлического железа. Гранулы более 5 мм представляют собой сростки кокса со шлаком, штейном и металлическим железом. Металлическое железо выделяется из штейна в виде округлых зерен размером до 1-0,1 мм, сульфидно-металлические скопления – в виде окатышей размером 2-4 мм. Мелкозернистая часть клинкера (класс -5 мм) содержит большое количество сростков коксика с другими фазами.

Основная часть коксика в клинкере находится в виде свободных зерен крупностью менее 2 мм [94].

Как видно из таблицы 1.3 [5], основная часть присутствующих в клинкере минералов состоит из силикатной фазы (стекло, фаялит и др.), в которой заключена эвтектика медных, цинковых, свинцовых и других минералов [18]. Иногда в подчиненном количестве присутствуют вросстки агрегатов коксика (угля) с металлическим железом. Часть минералов в лежалых клинкерах под воздействием атмосферных осадков и горения преобразовалась в различные типы соединений: гидроксиды, карбонаты, сульфаты, фосфаты, арсенаты, хлориды, бромиды, йодиды железа, кремния, натрия, кальция, меди, мышьяка, свинца, цинка, сурьмы, серебра [5].

Анализ априорной информации показал, что ввиду многокомпонентного состава клинкера со сложными взаимоотношениями техногенных фаз подобрать оптимальные параметры его переработки без необходимого комплекса исследований, включающего прежде всего изучение его химико-минералогических характеристик, невозможно. Клинкер является труднообогатимым сырьем, так как состоит из сульфидов, ферратов, фаялита, метасиликата и сильно разубожен свободным углеродом, а также кремнеземом, оксидами кальция и магния, глиноземом. Но и химико-минералогические характеристики клинкера не дают в полной

мере возможности определить и обосновать выбор технологии комплексной переработки. Для ресурсосберегающих технологий комплексной переработки техногенного минерального сырья необходимо изучить формы нахождения ценных компонентов в нем, распределение их по минеральным формам и по классам крупности, характер срастания техногенных фаз, микротвердость фаз в сростках и их морфометрические характеристики.

Таким образом, анализ исследований показывает, что сведения о минеральном составе клинкера разнятся, основное внимание уделено железосодержащим фазам. Сведений о медь- и цинксодержащих фазах мало. В работах не описаны морфометрические параметры, раскрытие минералов и распределение компонентов по классам крупности.

1.4 Анализ технологических решений и схем переработки клинкера вельцевания

Анализ исследовательских работ показывает, что разработка альтернативных решений пирометаллургической переработки клинкера осуществляется в направлениях:

— гидromеталлургического извлечения ценных компонентов из клинкера без предварительной обработки, после окислительного обжига или предварительной механической дезинтеграционной активации, а также из продуктов магнитного разделения клинкера прямым и сорбционным цианированием или сернокислотно-хлоридными растворами [9, 65];

— использования клинкера в качестве металла-цементатора или загрузки гальванокоагулятора в технологиях переработки кислых рудничных вод [9];

— обогатительного разделения по магнитно-флотационным, магнитно-гравитационным, магнитно-гравитационно-флотационным схемам [14, 72, 73].

Анализ публикаций показал, что первые опыты по обогащению клинкера относятся к 1940 г. С. И. Митрофанов и П. Ф. Еремин показали, что из клинкера

можно успешно выделить коксик, применяя отсадку, магнитную сепарацию и флотацию [85].

Клинкер подвергали обогащению в тяжелой суспензии на комбинате им. Д. Благоева (г. Пловдив). Технологическая схема включает операции рассеивания на сите с размерами отверстий 16 мм, обогащение мелкой фракции (-16 мм) в тяжелой суспензии и магнитную сепарацию тяжелой фракции. Полученные при этом полупродукты перерабатывают частично на медеплавильных заводах: в электропечи на заводе им. Г. Дамянова (Среднегорье) до середины 1987 г. перерабатывали 5-6 тыс. т/год магнитной и тяжелой фракции, а в шахтной печи на заводе им. Г. Димитрова (Елисейна) – 12-15 тыс. т/год. Легкую (коксовую) фракцию возвращают в шихту для вельцевания. На этом же предприятии (комбинат им. Д. Благоева, г. Пловдив) разработан способ совместной переработки продуктов цветной металлургии, в том числе клинкера и свинцовых шлаков. Способ обеспечивает одновременную переработку свинцовых шлака и клинкера в отношении $(4\div 1):1$ с добавкой флюса, сульфидизатора и восстановителя в перегретой шлаковой ванне печи при температуре до 1350°C. Полупромышленные испытания способа показали возможность совместной переработки клинкера и свинцового шлака [88].

Проводились поисковые лабораторные исследования с использованием современных приемов гидрометаллургической технологии: автоклавное выщелачивание, окислительное каталитическое вскрытие и др. [60, 62, 66, 76, 93].

Предлагается гидрометаллургическая технология [64], которая заключается в последовательном и селективном выделении из измельченного клинкера сначала меди (а также цинка), затем из отмытого водой твердого остатка – золота (серебра). Медь выщелачивают серной кислотой при 60-80°C и цементируют железным скрапом. Золото выделяют сорбционным цианированием, а коксик из отвальной пульпы выделяют флотацией. Недостаток метода в невысоком извлечении меди в раствор (не более 70%) и использование цианирования для извлечения золота.

Набойченко С.С., Балатбаев К.Н. [50, 51] предлагают извлекать цинк в раствор на уровне 98-99% с помощью автоклавного сернокислотного выщелачивания

клинкера при 110-150°C, предварительно измельченного до крупности -0,074 мм, давлении кислорода 0,6 МПа, Т:Ж=1:4 и продолжительности процесса 2-3 ч.

Новый гидрометаллургический процесс выделения цинка из материала, получаемого в электроплавильной установке [53], предполагает плавление предварительно отмытого водой полупродукта при 350°C в течение 1 ч и выщелачивание его в щелочном растворе с растворением цинка и свинца. Свинец из раствора осаждают сульфатом натрия, а цинк выделяют электроэкстракцией.

Предлагаются схемы [89], связанные с использованием хлоридвозгонки и солянокислого мокрого улавливания возгонов. Извлечения из клинкера меди и цинка в виде сульфатного раствора, который направляют в цинковое производство, а получающийся кек сульфата свинца отгружают в свинцовое производство. Огарок после обжига, содержащий около 0,2% меди, 0,3% цинка, 0,1% свинца и практически все благородные металлы, направляется в отвал, а гидратный осадок растворяется в отработанном электролите с получением сульфатного раствора меди и цинка и остатка сульфата свинца. Основными недостатками этого способа являются: потери благородных металлов с отвальным огарком, сложность и многостадийность схемы.

Проведены промышленные испытания клинкера Челябинского цинкового завода на его обогатимость на основании проведенных в лаборатории обогащения исследований [73] (рисунки 1.1, 1.2). Технологическая схема (см. рисунок 1.1) предполагает магнитную сепарацию клинкера крупностью 2,5 мм в голове процесса с получением железного концентрата. Дальнейшее измельчение немагнитного продукта, угольную флотацию с получением углеродного концентрата, две стадии медной флотации с получением медных концентратов и контрольную медную флотацию с получением контрольного концентрата.

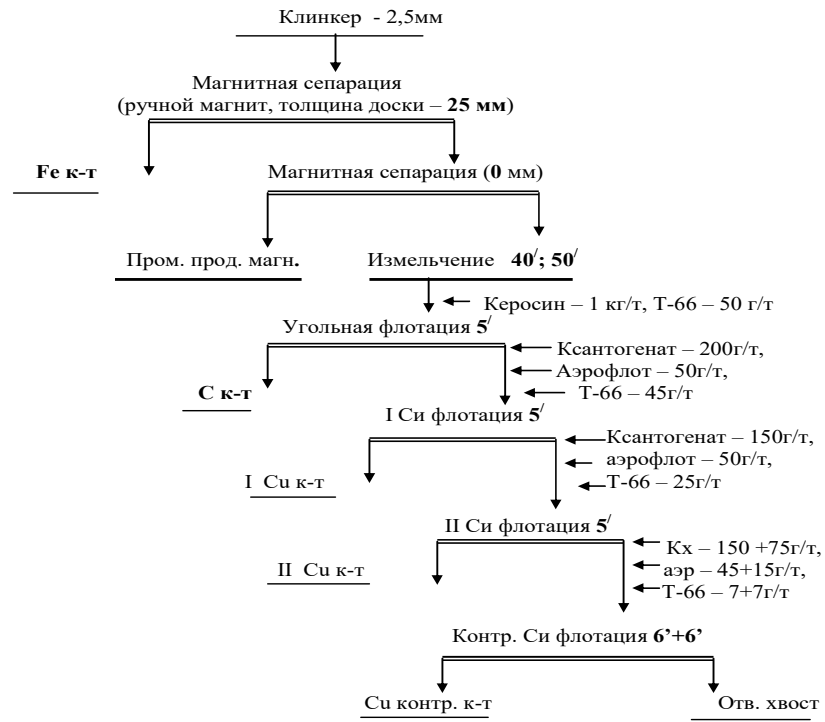


Рисунок 1.1 – Схема магнитно-флотационной переработки ЧЦЗ

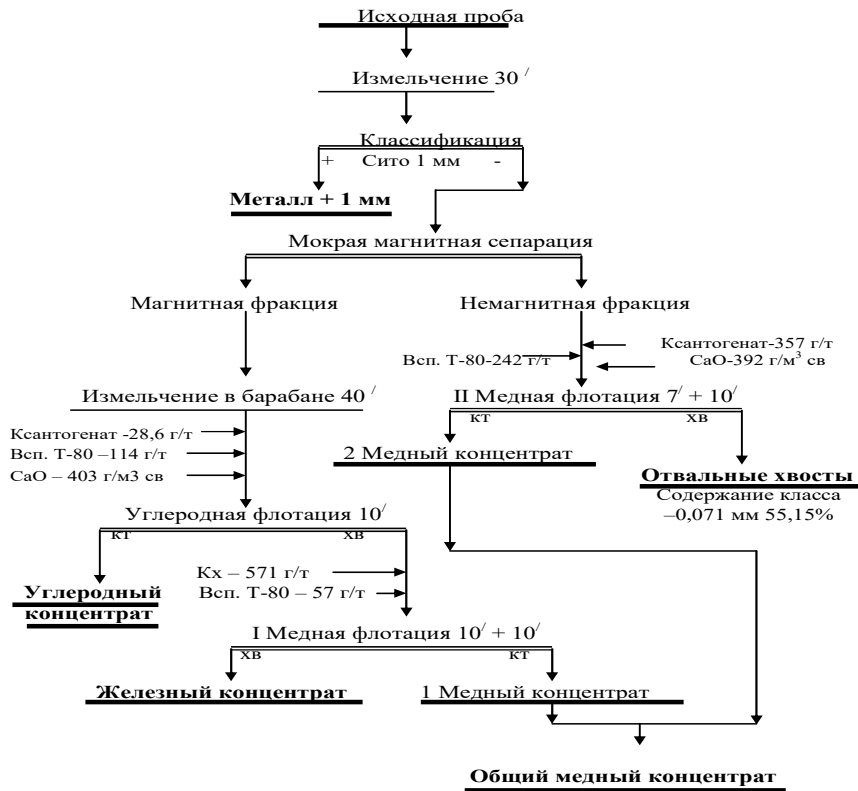


Рисунок 1.2 – Схема магнитно-флотационной переработки ЧЦЗ

По схеме Текелийского ГОКа (см. рисунок 1.2) предполагается измельчение клинкера в голове процесса и классификация по классу крупности 1 мм с даль-

нейшей мокрой магнитной сепарацией. Магнитная фракция измельчается и проводится операция угольной флотации с получением углеродного концентрата. На хвостах флотации проводится медная флотация с получением железного и медного концентратов. Немагнитная фракция без доизмельчения проходит процедуру медной флотации. Полученный медный концентрат смешивается с первым медным концентратом [69].

По результатам лабораторных и промышленных испытаний сделаны выводы о том, что Челябинский клинкер с точки зрения его обогатимости при помощи флотации является сырьём «труднообогатимым» [73].

Институтом ОАО «Уралмеханобр» была разработана и проверена на промышленной установке ПАО «Электроцинк» (г. Владикавказ) комбинированная гравитационно-магнитно-флотационная технология переработки с получением товарного углеродсодержащего концентрата, железного продукта с высоким содержанием меди и отвальных хвостов флотации (рисунок 1.3) [94]. По заключению авторов технологии, железосодержащий продукт (суммарный концентрат), в котором степень концентрации меди, железа и золота составляет около 1,6, может служить кондиционным продуктом для пирометаллургической переработки.

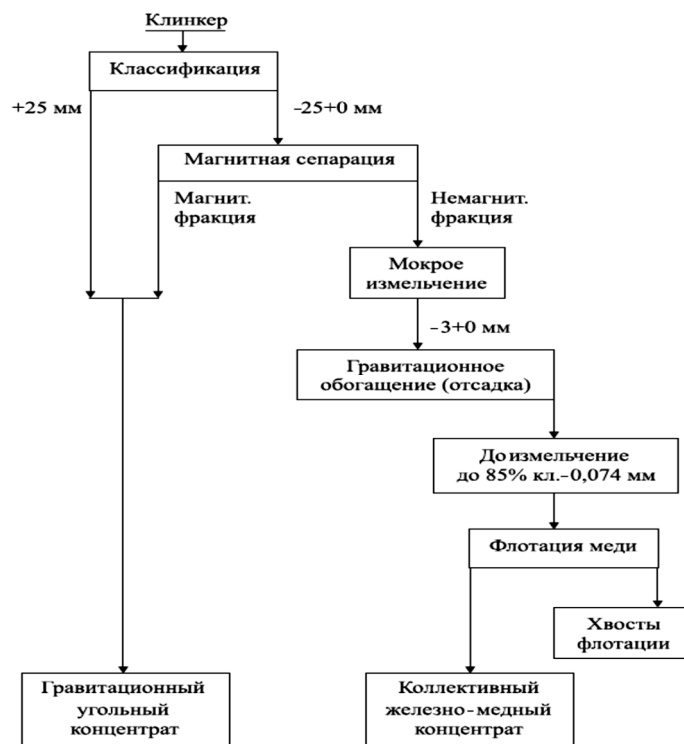


Рисунок 1.3 – Технологическая схема переработки богатого клинкера (ОАО «Уралмеханобр»)

Предлагается [21, 94] схема переработки клинкера с применением гравитационных, флотационных и магнитных методов обогащения (рисунок 1.4). Технологическая схема обогащения включает в себя такие основные процессы, как дезинтеграцию исходного клинкера, сухую магнитную сепарацию подрешетного продукта, гравитационное обогащение немагнитной фракции и флотационное обогащение тяжелой фракции гравитации. По схеме медный продукт (пенный продукт второй перечисточной флотации) смешивается с магнитным продуктом, полученным еще в голове процесса до доизмельчения. В результате получается коллективный концентрат в металлургический передел.

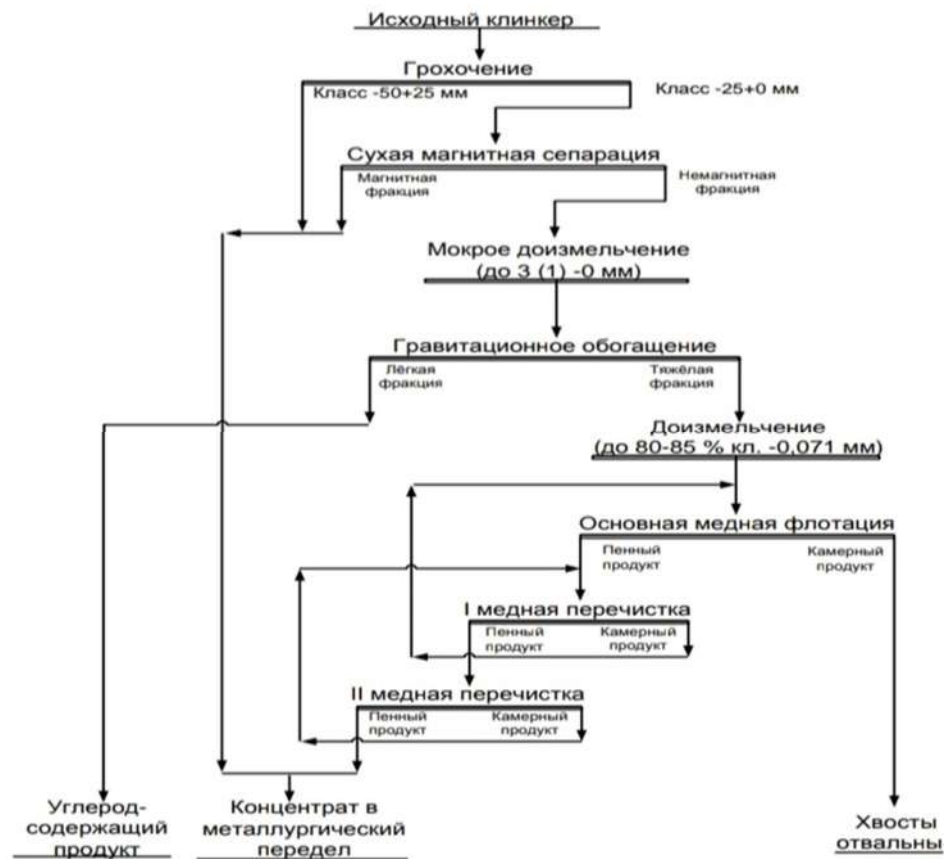


Рисунок 1.4 – Технологическая схема обогащения клинкера Владикавказского завода ОАО «Электроцинк»

В Северо-Кавказском горно-металлургическом институте (СКГМИ) [86] проводились исследования по выбору технологии обогащения «лежалого» клинкера ОАО «Электроцинк». Предложена схема переработки клинкера с применением флотационного и магнитного методов обогащения (рисунок 1.5). В голове процес-

са клинкер подвергается процессу дробления до 20 мм и измельчению. При флотации угля измельчается в две стадии до 40% класса -0,074 мм, а перед флотацией тяжелых цветных металлов - до 75,5% класса -0,074 мм. В результате получены угольный, железный концентрат и черновой медный, свинцово-цинковый продукт.

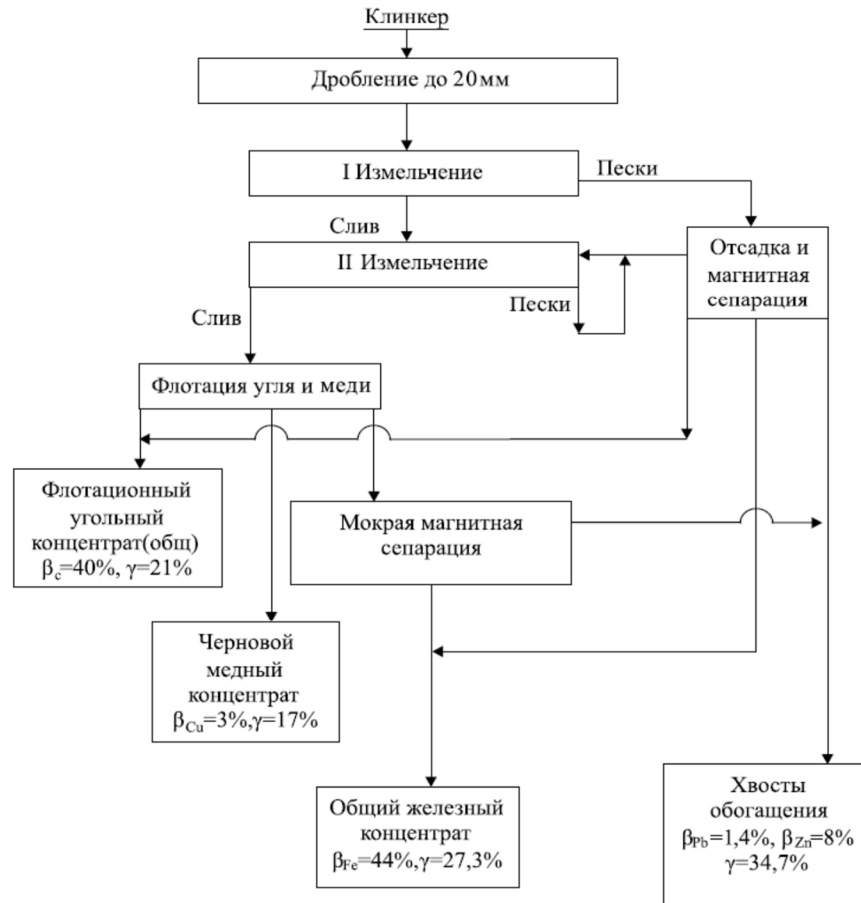


Рисунок 1.5 – Технологическая схема обогащения клинкера Владикавказского завода ОАО «Электроцинк»

На обогатительной фабрике ТОО «Казцинктех» [88] перерабатывались клинкеры без добавок медных продуктов по комбинированной схеме также с применением магнитного и флотационного методов обогащения (рисунок 1.6).

В результате сухой магнитной сепарации «текущего» клинкера получают три продукта: магнитный, немагнитный и промежуточный слабомагнитный продукт, в котором концентрируется основная масса тяжёлых цветных металлов. Слабомагнитный продукт поступает на измельчение с последующим его флота-

ционным обогащением. Продукт измельчается в две стадии в шаровых мельницах до крупности 85% класса -0,074 мм с последующей флотацией из него угля и меди.

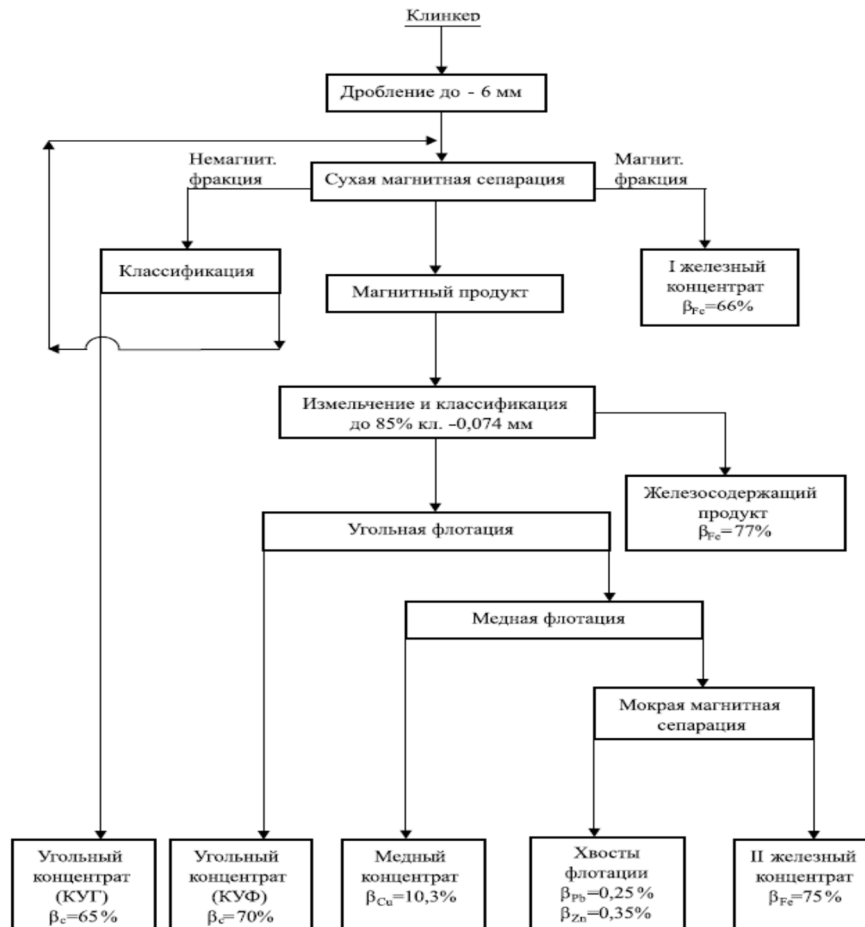


Рисунок 1.6 – Рекомендуемая технологическая схема переработки клинкера вельцевания цинковых кеков (ВКГТУ - Казцинктех)

«Таилс КО» [14] проводили исследования по извлечению золота из клинкера Беловского цинкового завода с применением комбинированной хлоридно-флотационной технологии. Конечными продуктами электрохимической хлоринации клинкера являлись раствор, твёрдая фаза, католит. Твёрдая фаза, полученная после электрохимической хлоринации, направлялась на угольную флотацию. Уголь флотировали по двухстадиальной схеме. Хвосты первой стадии флотации доизмельчали, после чего выполняли контрольную флотацию и получали извлечение золота в концентрат 43,99%. Концентраты первой и второй стадий флота-

ции объединяли. В результате был получен золотосодержащий концентрат (рисунок 1.7).

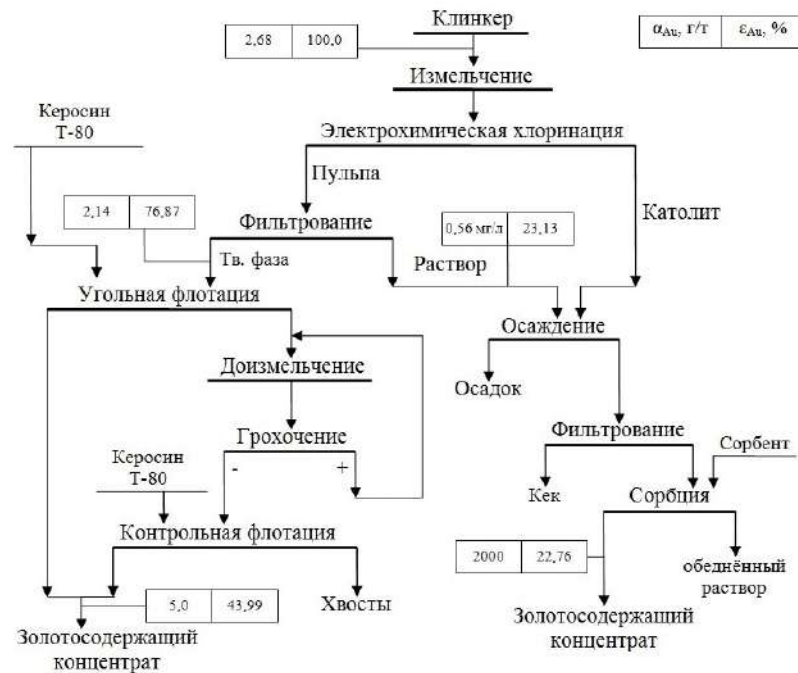


Рисунок 1.7 – Комбинированная хлоридно-флотационная схема переработки клинкера Беловского цинкового завода

Представители Госкомгеологии Республики Узбекистан ООО «Geotekimyosanoat» ГП «Центральная лаборатория», Национальный университет Узбекистана имени Мирзо Улугбека – Аллабергенов Р.Д., Ахмедов Р.К., Ходжаев О.Ф. [6] предложили Алмалыкскому горно-металлургическому комбинату идею совместной переработки тонких пылей медеплавильного завода и клинкера цинкового производства, основанную на том, что данные продукты являются техногенным сырьем одного предприятия и они характеризуются идентичным составом по содержанию основных ценных компонентов. Головная операция предлагаемой технологической схемы совместной переработки клинкера и пыли заключается в окислительном сернокислотном выщелачивании смеси «клинкер + пыль» в определенном массовом соотношении в присутствии нитрита натрия и кислорода. Совместная переработка указанных продуктов по единой схеме показала возможность выделения меди, цинка, железа и свинцового промпродукта, обогащенного благородными металлами, по технологии без пирометал-

лургического передела. Лабораторные испытания данного способа показали, что продуктами выщелачивания являются раствор сернокислых меди и цинка, а также твердый остаток, концентрирующий железо (до 28%) и благородные металлы. Данная технология предпочтительна для предприятий, имеющих гидрометаллургический передел.

В работе [93] доказана возможность извлечения из лежалых клинкеров цинкового производства до 52% цинка агитационным выщелачиванием раствором, содержащим 150 г/л H_2SO_4 и 10 г/л $NaCl$, в течение 50 мин.

Переработка гидрометаллургическими способами недостаточно эффективна из-за высокой сорбционной активности углерода, содержащегося как в самом клинкере, так и в продуктах его обогащения и предварительной обработки. Традиционные схемы переработки обожженных цинковых материалов (клинкер) при повышенном содержании в них железа не обеспечивают высокого извлечения цинка и меди в раствор по той причине, что при обжиге образуются ферраты меди и цинка со структурой шпинели, которые являются упорными для химического разложения формами.

Анализ схем позволил выделить следующие характерные приемы:

1. Флотация меди осуществляется из магнитной фракции клинкера или после магнитной сепарации из немагнитной фракции. Массовые доли меди в концентратах сильно различаются.
2. Операция сульфидной флотации проводится после угольной.
3. Железный концентрат получают в голове процесса, выделяя сильномагнитное железо, или в операции сульфидной флотации камерным продуктом. Массовые доли железа в концентратах сильно различаются.
4. Угольный концентрат получают в голове процесса или в результате угольной флотации магнитного продукта.

Анализ исследовательских работ показал, что: в исследовательских работах не приводится обоснование выбора методов обогащения и их комбинации; в цикле флотации не получают продуктов с массовой долей меди, соответствующей медному промпродукту или концентрату по ГОСТ Р 52998-2008; при выделении

железного концентрата в голове схемы с ним теряется значительное количество меди; разработанные схемы позволяют получить коллективный железно-медный концентрат, углеродсодержащий, железосодержащий; медь- и золотосодержащий продукты не соответствуют ГОСТ; магнитному разделению подвергается, как правило, только исходный клинкер; получаемые по обогатительным схемам продукты характеризуются повышенным содержанием примесей; работы по извлечению цинка из клинкера носят эпизодический характер.

Таким образом, основными выявленными проблемами являются следующие:

1. Недостаточно полная концентрация меди и цинка в продукт, который в схемах отправляется на флотацию.
2. Низкое извлечение и массовая доля меди в концентрате основной сульфидной флотации.
3. Недостаточно полное выделение углерода в отдельный концентрат и распределение углерода по получаемым продуктам.
4. Отсутствие технологических схем, позволяющих получить медные и цинковые товарные продукты.
5. Отсутствие подробного описания реагентных режимов флотации, из способов повышения технологических показателей медного цикла флотации используется только увеличение числа перечистных операций. По эпизодическим сведениям можно заключить, что при осуществлении флотации используется один и тот же набор реагентов, соответствующий классическому режиму флотации сульфидов меди из колчеданных руд.

Выводы по главе 1

1. Исходя из технологии получения цинка и процесса вельцевания, можно сделать вывод о том, что на химический, фазовый и минералогический состав клинкера вельцевания цинковых кеков влияет исходное сырье, которое поставляется на предприятия от различных поставщиков, а именно состав исходного цин-

кового концентрата, способ переработки цинковых кеков, параметры и особенности процесса вельцевания.

2. Клинкер вельцевания как ресурс и дополнительный источник металлов требует более детального подхода с точки зрения возможности его флотации на обогатительных фабриках, существующих ГОКов, которые на сегодняшний день испытывают дефицит сырья, и должен быть хорошо изучен с позиций технологической минералогии.

3. Переработка клинкера гидрометаллургическими способами недостаточно эффективна из-за высокой сорбционной активности углерода, содержащегося как в самом клинкере, так и в продуктах его обогащения.

4. Используемые сегодня технологии переработки клинкера вельцевания являются простыми, не учитывают формы нахождения в нём ценных компонентов. Клинкер делят на две фракции – магнитную и немагнитную. Магнитную фракцию, как правило, отправляют на флотацию либо сразу в печь как железосодержащий продукт, а немагнитную используют в качестве топлива. При этом основная часть ценных компонентов (медь, цинк, золото, серебро) при этом теряется.

5. Наиболее распространенным методом является обогатительное разделение по магнитно-флотационным схемам, но нет обоснования, с чем связаны недостаточно полные разделения техногенных фаз клинкера и повышенное содержанием примесей в продуктах.

6. Не описана технология флотации клинкера вельцевания, используемая на действующих обогатительных фабриках горно-добывающего комплекса, как одна из основных. Остается неясным вопрос влияния реагентов на технологические показатели флотации, не установлена причина плохой флотируемости клинкера.

7. Не обосновано, с какими факторами связана чрезвычайная упорность клинкера.

8. Нет работ с применением радиометрической сепарации для предобогащения клинкера.

В этой связи цель данной работы состоит в совершенствовании схемы переработки лежалого медистого клинкера вельцевания цинковых кеков за счет комбинации методов магнитного, гравитационного и флотационного обогащения, реагентного режима флотации и повышении технологических показателей извлечения меди.

Идея работы заключается в использовании особенностей ассоциации железо- и медьсодержащих фаз клинкера для комбинирования методов магнитного и гравитационного разделения с целью максимально возможного концентрирования меди в питании флотации и совершенствования реагентного режима медной флотации с использованием потенциометрической диагностики процессов, протекающих в пульпе.

Для достижения указанной цели поставлены следующие **задачи**:

- провести анализ теории и практики переработки клинкера вельцевания в России и за рубежом;
- изучить характер минеральных ассоциаций, текстурно-структурные особенности и технологические свойства клинкера вельцевания и установить особенности нахождения минеральных форм железа, меди и цинка, определяющие их трудную обогатимость;
- обосновать рациональные параметры обогатительных операций и изучить возможность повышения концентрации меди в промежуточном продукте перед флотацией с использованием комбинации магнитного и гравитационного методов;
- выявить причины низкой эффективности медной флотации с использованием потенциометрической диагностики процессов, происходящих в пульпе, обосновать эффективный реагентный режим на основе установленных закономерностей разделения минеральных фаз клинкера в зависимости от использования сочетаний реагентов;
- обосновать и усовершенствовать комбинированную схему обогащения клинкера вельцевания;
- провести экономическую оценку практического применения разработанных решений.

Глава 2 ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ КЛИНКЕРА

Техногенные образования металлургического передела рудных концентратов обычно обладают своеобразным, иногда уникальным минеральным составом, содержат значительно большее количество минеральных форм, чем исходное сырье. Вещественный состав техногенного минерального сырья изучается по тем же методикам, по которым изучаются руды [23, 70, 74, 99, 103, 105]. При выборе и обосновании ресурсосберегающих технологий комплексной переработки техногенного минерального сырья необходимо изучение форм нахождения ценных компонентов в нем, характера срастания техногенных фаз и их морфометрических характеристик, микротвердости фаз в сростках. Новые техногенные образования рассматриваются с позиций минералогии [105]. Изучение технологических свойств техногенных материалов, так же как и для руд, базируется на определении раскрываемости и обогатимости фракций разной крупности основными методами обогащения.

2.1 Методики исследования состава и технологических свойств клинкера вельцевания

Объект исследования. С целью разработки технологии переработки клинкера вельцевания ЧЦЗ и вовлечения его в эффективную промышленную переработку проведены исследования вещественного состава и технологических свойств отобранной представительной технологической пробы. Отбор и подготовка проб для лабораторных исследований проводились в соответствии с общепринятыми методиками и требованиями нормативно-технических документов (ГОСТ 14180-80 и др.). Исследования проводили на представительной пробе лежалого клинкера

ЧЦЗ. Масса исходной пробы составляла 150 кг, максимальная крупность частиц клинкера 25 мм. Масса исходной пробы превышает массу минимальной необходимой представительной пробы, которая в соответствии с формулой Чечетта-Ричардса $Q=kd^2$, где Q – масса после сокращения, кг, d – диаметр максимальных частиц в пробе, мм, k – коэффициент [19], составляет 62,5 кг.

Макроскопическими исследованиями лежалого клинкера вельцевания было установлено, что клинкер характеризуется угловатой формой частиц с поверхностью, подвергнутой окислению, о чем свидетельствует рыжий и грязно-коричневый налет. Частицы представляют собой сrostки кокса со шлаком, штейном и металлическим железом. Макроскопически (рисунок 2.1) куски клинкера отличаются между собой цветом, блеском, количеством пор. Выделяются куски охристого цвета, реже встречаются светло-серые куски. В большей массе куски имеют характерный для шлаковой массы тёмно-серый цвет. Куски отличаются по весу. Легкие куски имеют многочисленные, неравномерно распределенные поры и пустоты. Поры обладают разными размерами – от десятых долей миллиметра до 10 мм и имеют различную форму. Преобладают поры округлой и округло-овальной формы. Тяжелые куски – плотные с шероховатой поверхностью.



Рисунок 2.1 – Внешний вид клинкера Челябинского цинкового завода

Для всестороннего изучения клинкера вельцевания Челябинского цинкового завода и разработки технологии его переработки использован комплексный метод исследований: анализ и обобщение научно-технической информации, аналитические исследования, эксперименты в лабораторных условиях, включающие

гранулометрический, микроскопический (анализатор изображения «Минерал С-7»), электронно-микроскопический (JEOL JSM-6460 LV) анализы, анализ твердости (микротвердомер Buehler Micromet 5103), pH-метрию, лабораторные эксперименты для установления закономерностей разделения фаз клинкера магнитным, гравитационным и флотационным методами обогащения. В ходе экспериментальной деятельности использовался комплекс современных апробированных методов исследования. Обработка результатов исследований и испытаний осуществлялась методами математической статистики с использованием Microsoft Excel.

Исследование микроструктуры уточняет качественный и количественный состав пробы, выявляет наличие различных генераций минералов, микровключений в минералы, форму, размер, структуру рудных и нерудных выделений.

Оптико-микроскопические исследования структуры клинкера вельцевания выполнялись на анализаторе «Минерал-С7» с управляющей программой «SIAMS Photolab» на микроскопе «Olympus BX 51» в ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова» (г. Магнитогорск).

Микроскопический анализ проводили с использованием аншлифов и монтированных шлифов. Шлифы и аншлифы готовились по стандартным методикам, принятым для руд. Аншлифы изготовлены из штучных образцов крупностью не менее 25 мм приблизительно одного размера. Монтированные шлифы готовились отдельно из продуктов магнитного разделения фракции клинкера -3+1 мм. Фракция -3+1 мм получена при дроблении представительной пробы исходного клинкера до класса менее 5 мм и последующего отсева. Для проведения электронно-микроскопических исследований с целью обеспечения электропроводимости монтированного шлифа при заливке перпендикулярно поверхности шлифа вставляли медную проволоку.

Анализ индивидуальных фаз, их элементного и атомарного составов проведен методом СЭМ с помощью растрового электронного микроскопа JSM 6490 LV в режиме вторичных электронов. РСМА проводили с использованием специальной приставки к сканирующему микроскопу-системы INCA Energy. Сканирова-

ние поверхности проводили при увеличении, позволяющем охватить всю поверхность шлифа, и при многократном увеличении ярко выраженных различных по цвету участков. Полученное в результате «бомбардировки» поверхности потоком электронов изображение позволило визуальнo идентифицировать частицы как соединения с разной молекулярной массой. Для поиска областей концентрации металлов использовали картирование просматриваемой области.

Химический анализ пробы клинкера выполнен на рентгенофлуоресцентном анализаторе (РФА) 8000-DX компании Shimadzu.

Гранулометрический состав исследуемого материала определялся ситовым анализом. Для исследований проба массой не менее 5 кг рассеивалась на стандартном наборе сит по ГОСТ 2851-75. Продукты отсева на ситах взвешивались с помощью весов в соответствии с ГОСТ 29329-92. В каждом классе крупности определялось содержание меди, цинка, железа и рассчитывалось распределение компонентов по классам крупности.

Анализ контрастности проводился отбором 100 кусков лежалого клинкера крупностью 25-50 мм. В каждом образце определено содержание ценного компонента: железа, меди и цинка. Расчет контрастности проводился по оригинальной программе RmS Calculator, написанной специально для решения поставленной задачи на языке C# (приложение А).

2.2 Исследование вещественного состава клинкера вельцевания

Клинкер вельцевания цинковых кеков характеризуется сложным химическим составом, зависящим от исходного сырья, а именно от химического состава цинкового концентрата, способа переработки цинкового кека, параметров и особенностей процесса вельцевания. Содержание основных элементов в клинкере ЧЦЗ представлено в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Результаты химического анализа

Продукт	Массовая доля, %												
	Cu	Fe	Zn	Mn	Pb	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Ba	As	MgO	Ni
Клинкер	3,34	27,8	2,02	0,53	0,2	7,96	15,73	3,25	6,17	0,25	0,28	2,65	0,018

Минералогические исследования выполнены с целью изучения особенностей вещественного состава клинкера вельцевания, влияющих на его технологические свойства и обогатимость. При минералогических исследованиях применялись оптический и электронно-микроскопический методы, количественный рентгенофазовый анализ.

Сведения о минеральных формах присутствия меди и цинка в клинкере вельцевания дает фазовый анализ. Результаты фазового анализа соединений меди и цинка, выполненного методом количественного химического анализа, представлены в таблицах 2.2, 2.3.

Таблица 2.2 – Результаты фазового анализа соединений меди в пробе клинкера

Содержание меди, %	Общая	Первичная	Вторичная	Окисленная		Сульфатная
				связанная	свободная	
Абсолютное	3,34	0,971	2,331	0,02	0,015	0,003
Относительное	100,0	29,04	69,79	0,62	0,45	0,09

Таблица 2.3 – Результаты фазового анализа соединений цинка в пробе клинкера

Содержание цинка, %	Общий	Первичный	Окисленный	Сульфатный
Абсолютное	2,02	1,85	0,155	0,012
Относительное	100,0	91,80	7,68	0,53

Фазовый анализ соединений меди (см. таблицу 2.2) показал, что в пробе медь на 69,79% представлена вторичными сульфидами (халькозин, ковеллин, борнит), на 29,04% – первичными сульфидами (халькопирит) и на долю окисленной и сульфатной меди приходится всего 0,03 и 0,003% соответственно. На долю первичного цинка (см. таблицу 2.3) приходится 91,8% сульфида цинка (сфалерита), окисленного и сульфатного соответственно – 7,68 и 0,53%.

Рентгенофазовый анализ показал, что медьсодержащие фазы в клинкере вельцевания представлены: сульфидами меди в форме халькозина Cu₂S, ковеллина Cu₂S, борнита Cu₅FeS₄, халькопирита CuFeS₂ в количестве 5%; ферритами меди

CuFeO_2 и металлической медью, на долю которых суммарно приходится немного больше 0,1%.

Цинксодержащие фазы представлены в клинкере вельцевания ферритами цинка ZnFe_2O_4 , силикатами цинка Zn_2SiO_4 , суммарно на их долю в клинкере приходится 3%, и железистыми сульфидами цинка $\text{Zn}[\text{Fe}]\text{S}$ – 2%.

Железосодержащие фазы в исследуемой пробе клинкера представлены оксидами и гидроксидами – магнетитом и лимонитом $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, массовые доли которых в пробе составляют суммарно около 8%, сульфидами пирротин-пиритового ряда, массовые доли которых в пробе составляют суммарно около 11%, а также силикатами – 5% и сложными сплавами по типу твердых ферритных растворов – 9%. На долю металлического железа приходится только 3%.

Для уточнения минеральных форм, образующих клинкер, и определения особенностей их срастания проведены микроскопические исследования.

Оптико-микроскопическое исследование аншлифов показало, что клинкер имеет достаточно четкую зональность вновь сформированных при его образовании фаз и невыраженную кристаллизацию (рисунок 2.2).

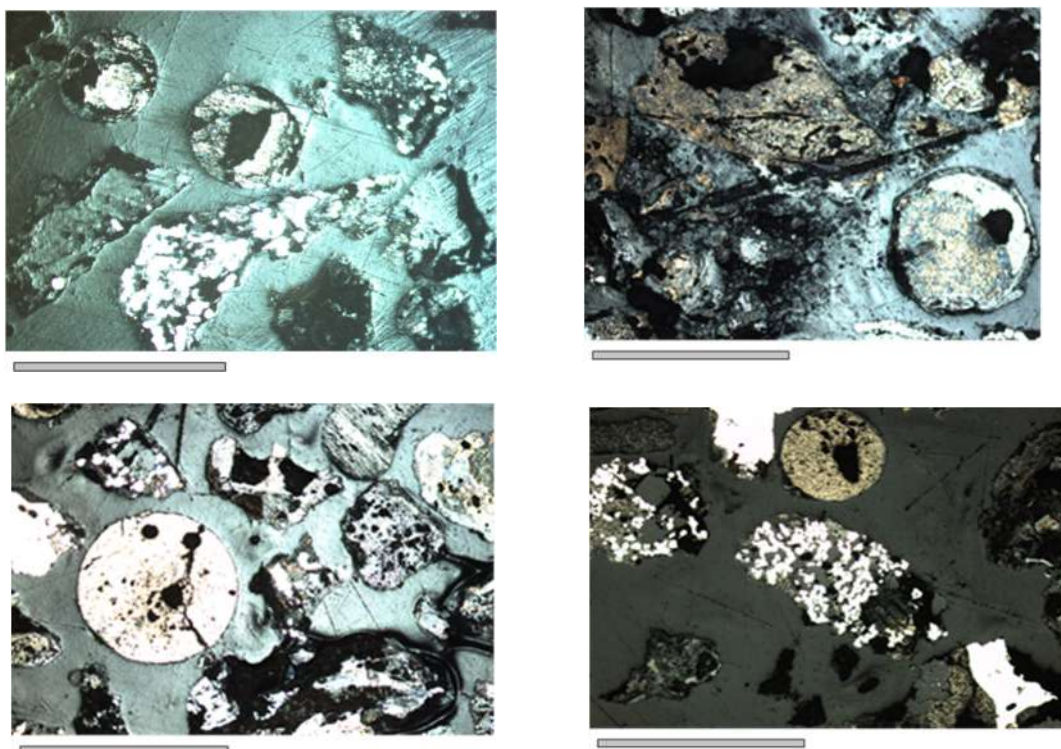


Рисунок 2.2 – Аншлифы клинкера вельцевания ЧЦЗ

С позиций рудной минералогии текстура клинкера может быть охарактеризована как массивная, а структура – как порфировая неполнокристаллическая и неравномернозернистая (рисунок 2.3) [47].

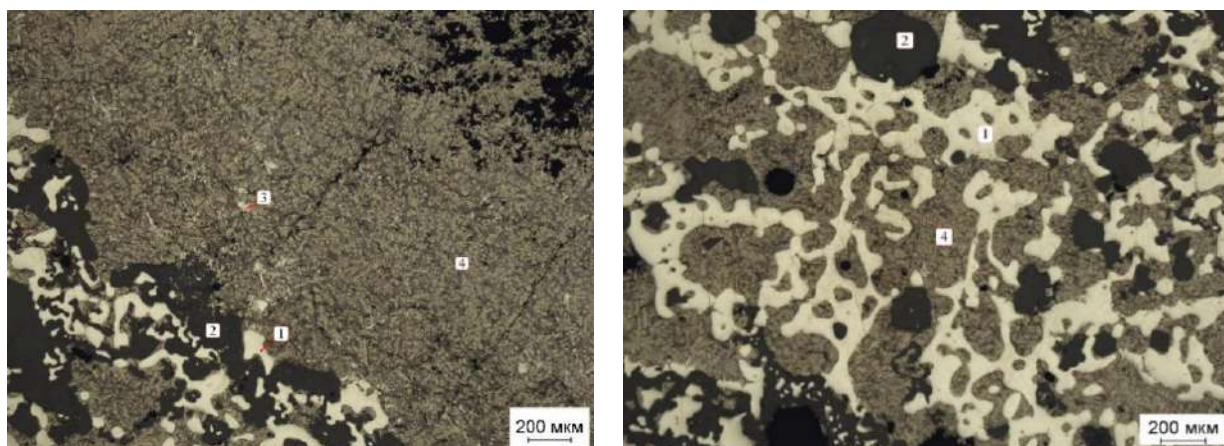


Рисунок 2.3 – Общий вид рудной части клинкера (ЧЦЗ). (Отраженный свет):

1 – ферриты; 2 – нерудные; 3 – пирит; 4 – смесь из 4-х различных фаз

На представленных изображениях при увеличении в 200 раз визуально выделяются четыре основные фазы клинкера, кроме коксовой фазы. Отчетливо различимы зоны концентрации ферритов, нерудных минералов и зоны, состоящие из мелкокристаллической смеси четырех фаз (см. рисунок 2.3), что хорошо видно при большем увеличении (рисунок 2.4). В этой зоне хорошо различима фаза сульфида железа, которая по данным электронно-микроскопических исследований по атомарному соотношению элементов в своем составе близка к пирротин-пиритовому ряду минералов; темно-серая игольчатая фаза – сложный алюмосиликат калия, кальция и железа; светло-серая ксеноморфная фаза сложного состава по типу твердого раствора и фаза, представляющая собой смесь медных минералов ковеллин-борнитового состава.

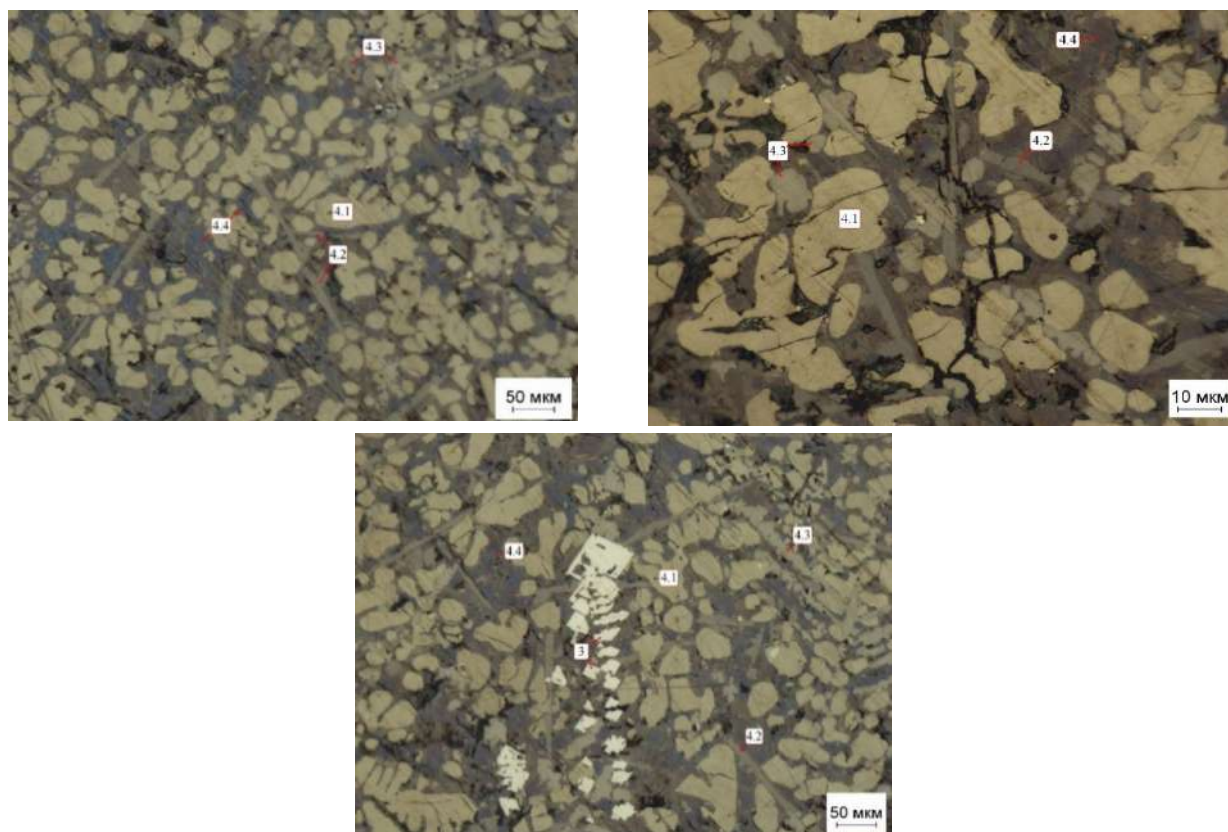


Рисунок 2.4 – Увеличенная область рудной части клинкера зоны 4 (см. рисунок 2.3) (Отраженный свет):

4.1 – сульфид железа; 4.2 – темно-серая игольчатая фаза – сложный алюмосиликат калия, кальция и железа; 4.3 – светло-серая ксеноморфная фаза – шпинель; 4.4 – смесь медных минералов ковеллин-борнитового состава

Исследование монтированных шлифов из клинкера, доведенного до крупности 3 мм, позволило определить, что преимущественно раскрываются округлые фазы, которые могут быть классифицированы как корольки (рисунок 2.5, а). Медьсодержащие фазы не раскрыты и находятся в сrostках с другими, как металлическими, так и неметаллическими, фазами, в том числе врастают в фазы округлой формы (рисунок 2.5, б). Медьсодержащие фазы преимущественно представлены мелкими вкраплениями и каёмками по краям частиц (рисунок 2.5, в). Границы срастаний неровные.

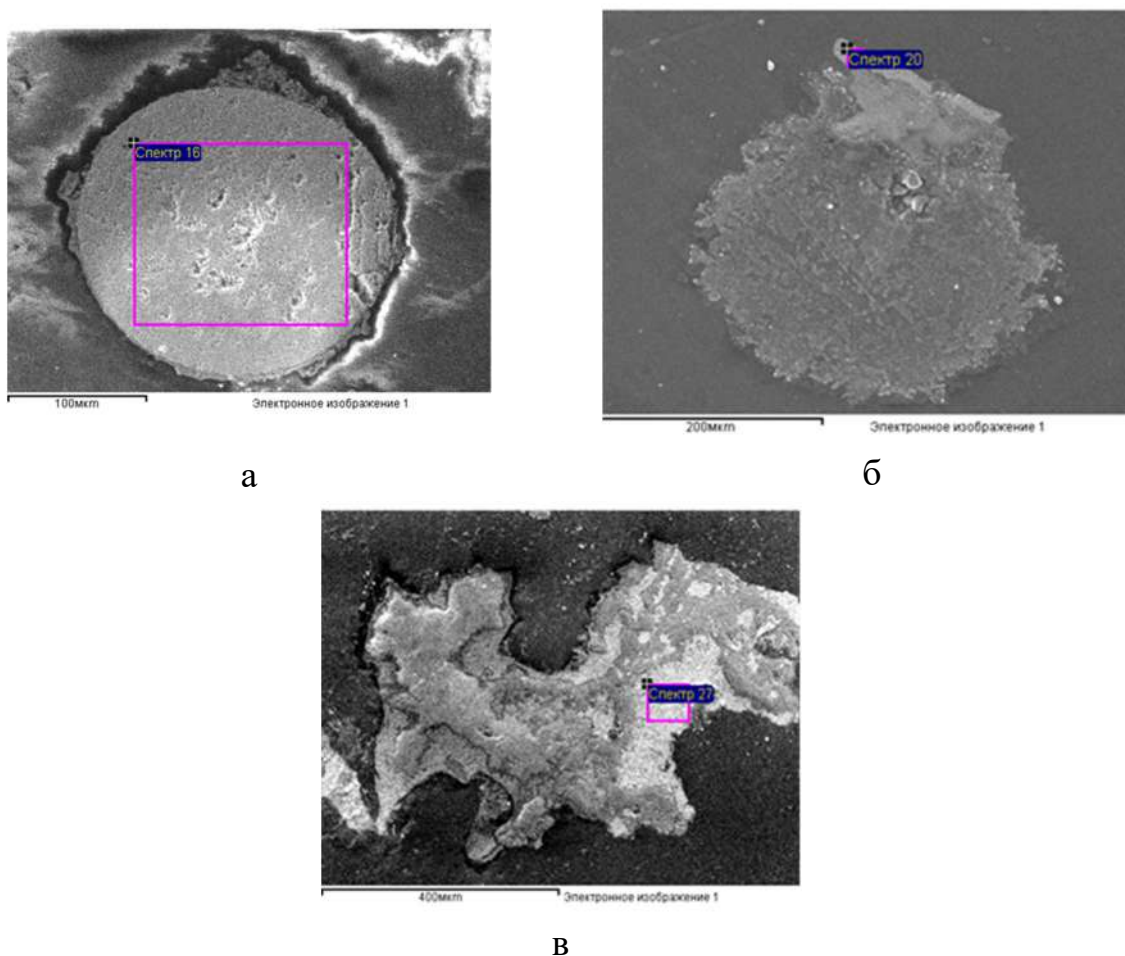


Рисунок 2.5 – Электронное изображение фаз клинкера

Цинксодержащих фаз при просмотре шлифов под оптическим микроскопом не обнаружено.

Электронно-микроскопический анализ шлифов показал, что изученная проба не содержит значительного количества металлического железа, что подтверждает результаты оптико-микроскопического анализа. Диагностируется металлическое железо с использованием оптического микроскопа по высокой отражательной способности, кремово-белому цвету, хорошей полировке, изотропности. С помощью электронного микроскопа – по ярко-белому цвету, элементному и атомарному составам фазы. Размеры наблюдаемых выделений металлического железа составляют от 20 до 500 мкм. Зерна железа имеют в основном сферическую или близкую к сферической форму (корольки). Изредка встречаются зерна неправильной формы.

Широко распространены в пробе сульфиды железа (рисунок 2.6).

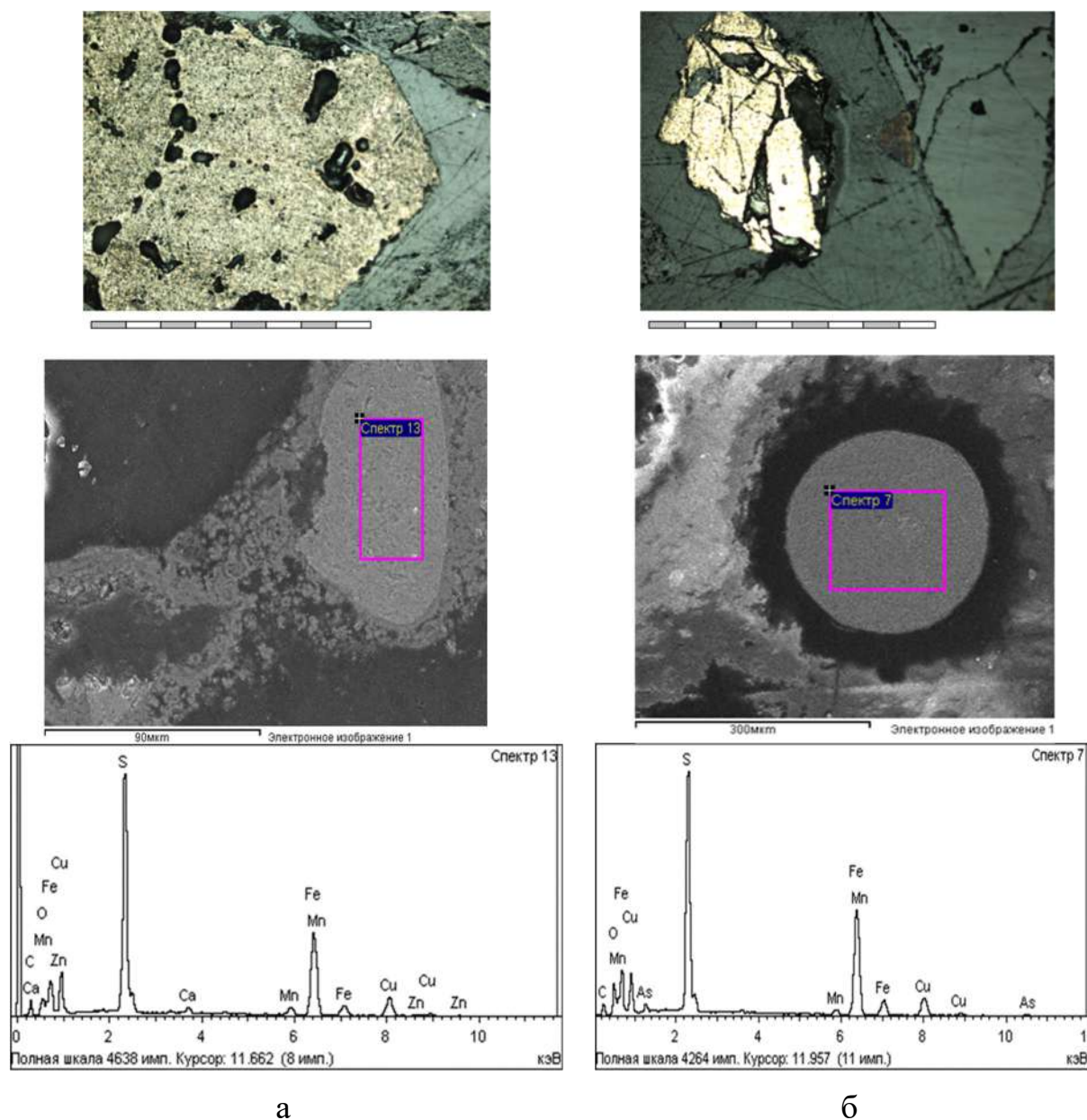


Рисунок 2.6 – Электронное изображение, спектрограмма и карта распределения элементов в сростках сульфидов железа:

а – троилит, б – пирит

Анализ состава таких образований (таблица 2.4) показывает, что они могут относиться к пирротин-пиритовому ряду минералов (пирит FeS_2 , троилит FeS , пирротин Fe_7S_8) [55, 113]. Пирит диагностировался по желтовато-белому цвету, плохой полировке, зональности (рисунок 2.6, б). Минерал представлен зернами идиоморфной, гипидиоморфной и ксеноморфной форм. Сульфиды железа находятся в тесных и сложных эвтектикоподобных прорастаниях.

Таблица 2.4 – Результат идентификации фаз клинкера по атомарному составу

Но- мер спек- тра	Доля элемента в атомарном составе, %															Идентифициро- ванные фазы
	Fe	Cu	Zn	S	Ca	Ti	As	Na	Al	Si	Sb	Mn	O	P	Mg	
21	46,99	3,88	-	48,69	-	-	-	-	-	-	-	0,45	-	-	-	Троилит
18	43,72	13,27	-	38,33	-	-	-	-	2,01	1,01	-	1,66	-	-	-	Пирротин
7	36,85	13,81	1,46	43,63	1,29	-	-	-	-	-	-	2,95	-	-	-	Пирит
4	94,33	1,69	-	2,41	-	-	1,57	-	-	-	-	-	-	-	-	Металлическое железо
3	16,53	-	-	0,43	-	-	2,25	-	-	0,46	-	-	80,33	-	-	Оксид железа
20	42,91	12,24	-	41,59	-	-	1,69	-	-	-	-	1,57	-	-	-	Сульфид железа (троилит)
12	76,58	3,51	-	3,92	-	-	1,56	-	-	-	-	-	14,43	-	-	Карбид железа
11	2,87	2,17	-	13,54	9,41	-	-	-	-	0,48	-	0,63	70,89	-	25,01	Магниева шпинель
5	2,04	60,00	-	18,83	5,69	-	-	-	2,77	6,72	-	-	-	-	3,94	Халькозин
9	36,03	21,03	-	38,11	2,27	-	-	-	-	-	-	2,56	-	1,01	-	Халькопирит
24	0,24	-	0,25	0,34	8,69	0,14	-	0,42	5,00	12,78	-	-	72,14	-	8,75	Алюминиево- магниевый силикат сложного состава
28	0,43	-	0,58	-	12,02	-	-	1,24	2,26	14,07	-	-	64,21	-	5,18	Окерманит
27	12,48	1,23	32,12	48,50	0,44	-	-	-	-	-	-	5,24	-	-	-	Сфалерит
2	1,30	-	0,91	1,26	10,71	-	-	-	3,89	13,44	-	0,20	-	-	7,22	Мелилит
7	54,56	11,50	-	13,31	-	-	16,38	-	-	-	2,31	-	-	1,94	-	Арсенопирит
15	-	81,62	-	18,38	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	Халькозин
26	0,35	0,24	-	0,58	12,95	-	-	0,53	4,83	13,22	-	-	-	-	5,85	Оксид кремния
13	31,00	19,84	-	40,92	4,48	-	-	-	-	-	-	3,76	-	-	-	Халькопирит
14	19,59	10,99	0,66	21,10	-	-	-	-	-	-	-	1,53	-	-	-	Халькопирит
41	9,91	2,76	25,46	40,94	-	-	-	-	-	-	-	5,09	-	-	-	Марматит
32	16,78	4,67	43,11	69,32	-	-	-	-	-	-	-	8,62	26,82	-	-	Эвтетика ферритов цветных металлов

Пирротин и троилит следует отнести к классу халькогенидов 3d-металлов с химической формулой $M_{1-z}X$, где M – 3d-металл, X = (S, Se) – халькогенид. Минерал пирротин ($Fe_{1-z}S$) – это бедный железом ($0,05 \leq z \leq 0,125$) сульфид железа.

В случае точного и почти точного совпадения с формулой FeS минерал называют троилитом (величина недостатка железа $0 \leq z \leq 0,05$) [57]. Минерал имеет в отраженном свете кремовый цвет, невысокую отражательную способность, он сильно анизотропен. Троилит является редким минералом, встречается в ультраосновных магматических породах и метеоритах. Однако в отходах пирометаллургической переработки рудных концентратов (шлаках и штейнах) троилит встречается часто [22, 75]. Известно, что пирит, разлагаясь под воздействием температуры, переходит в метастабильный пирротин и затем в троилит, образуя различные сочетания фаз [75]. Температура плавления *пирита* равна $1177\text{--}1188^\circ\text{C}$ [122], а температура шихты в вельц–печи составляет от 1100 до 1460°C в зависимости от зоны печи [68]. Это обосновывает возможность присутствия троилита в клинкере вельцевания. Размеры выделений достигают 200 мкм. В исследуемой пробе содержание сульфидов железа составляет около 11% .

Магнетит по содержанию в клинкере уступает по распространенности сульфидам железа, но часто находится в сростаниях с ними.

В пробе также присутствует лимонит, что объясняется окислением сульфидов железа в результате длительного контакта клинкера с воздухом и осадками. Для пирита, лежащего на влажном воздухе, характерна реакция: $\text{FeS}_2 + m\text{O}_2 + n\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ (лимонит) [7].

Халькозин, ковеллин, халькопирит, борнит наблюдаются в небольших количествах ($1,0\text{--}1,5\%$) в ассоциации между собой и с пиритом, троилитом, в сростках с мелилитом и как компоненты эвтектических сростаний с сульфидами железа и арсенатами. Выделения сульфидов меди имеют размеры $10\text{--}100$ мкм. Форма зерен неправильная, границы сростания извилистые.

Электронно-микроскопический анализ монтированных шлифов показал, что относительно богатые цинксодержащие фазы по составу преимущественно представлены железистым сфалеритом (марматитом) и ферритом цинка. Цинксодержащие сульфидные образования имеют округлую, каплевидную форму и часто ассоциированы со шпинелью. В составе клинкера обнаружены отдельные округлые частицы марматита с содержанием Zn $19,7\text{--}44,34\%$ (рисунок 2.7). Вокруг ча-

стиц находится область, идентифицируемая по соотношению атомов как окерманит, с содержанием Zn–1,61% и большим содержанием Si–16,88% и Ca–20,59%. Размеры образований сульфида цинка колеблются в пределах от 2 до 40 мкм.

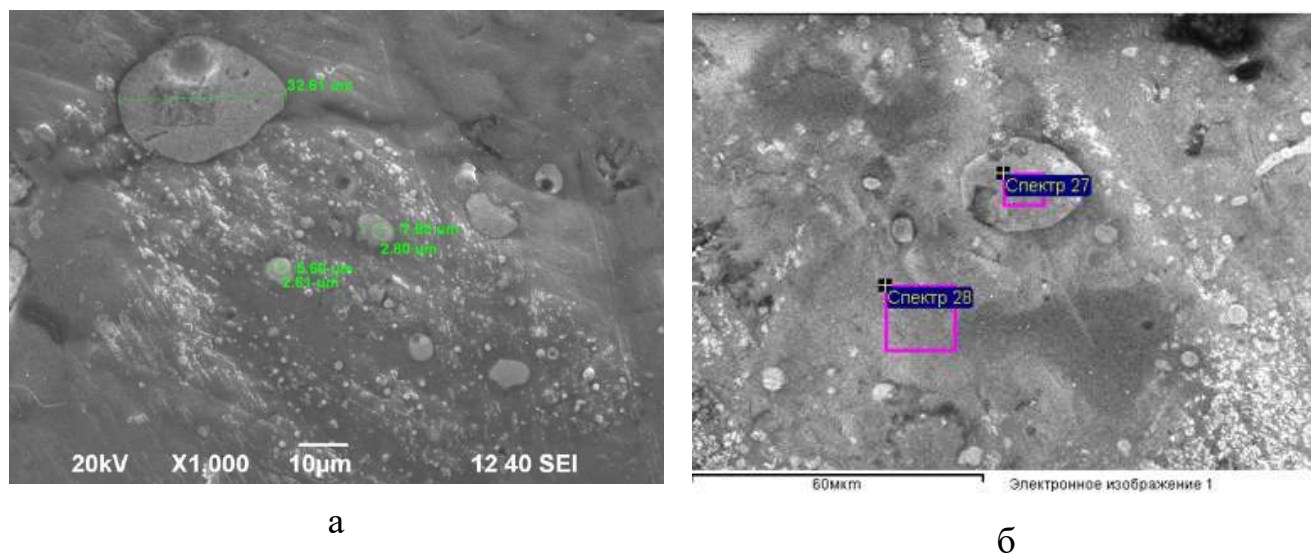


Рисунок 2.7 – Микрофотографии цинксодержащих фаз клинкера:
 а – определение диаметра, б – определение состава: спектр 27 – сфалерит
 (Zn-44,34%), спектр 28 – окерманит

Электронно-микроскопический анализ подтвердил, что распознанные при картировании поверхности шлифа богатые по меди фазы при сильном увеличении состоят из рассредоточенных в шпинелевой или мелилитовой матрице сульфидов меди размером менее 15 мкм (рисунок 2.8).

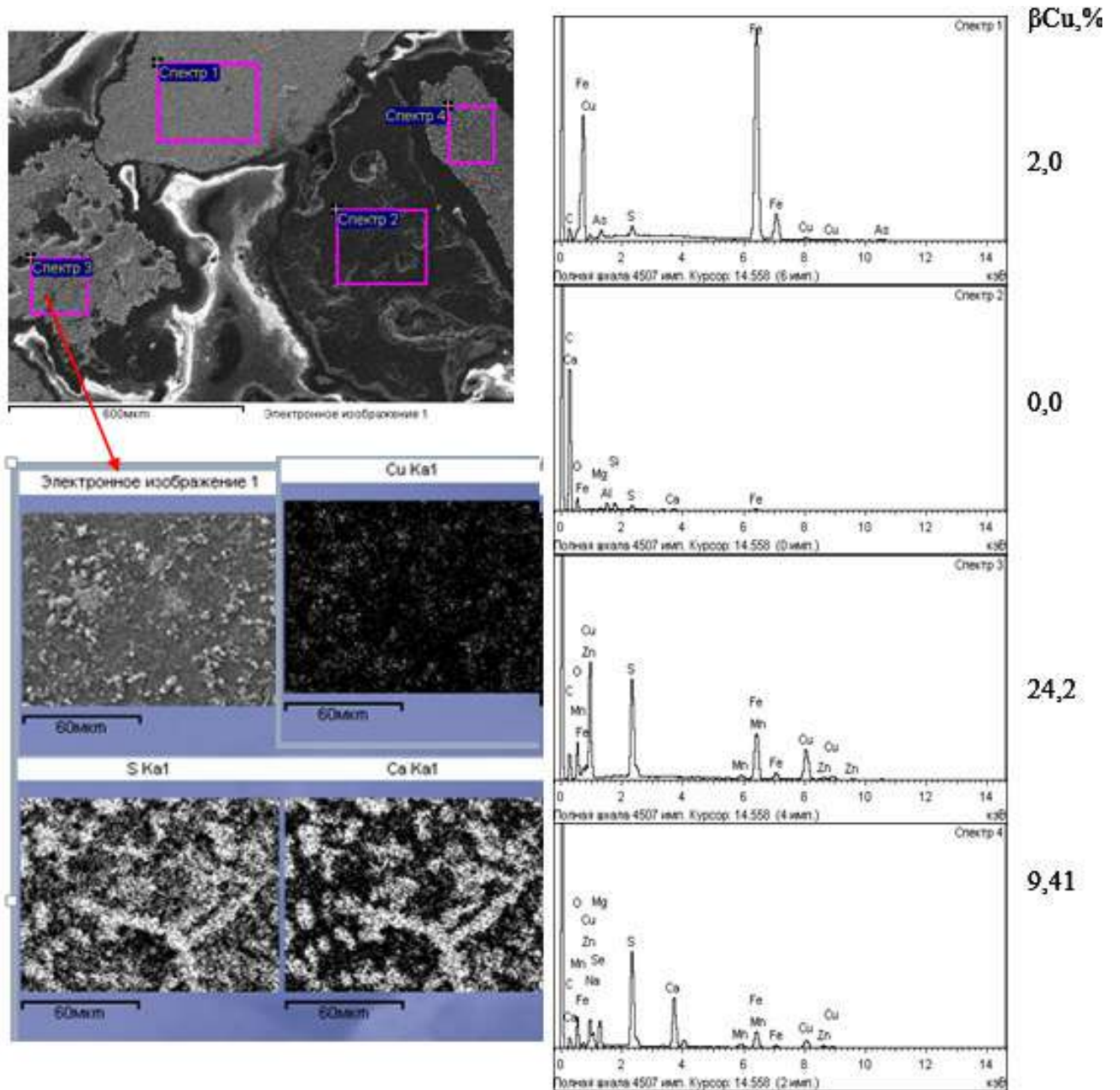


Рисунок 2.8 – Электронное изображение, спектрограммы и карта распределения элементов в клинкере

В клинкере присутствуют мышьяковистые соединения в форме арсенопири-та. Мышьяк распределен неравномерно. Обнаруживается в отдельных фазах в ви-де арсенопири-та, сросшего с сульфидом железа (рисунок 2.9).

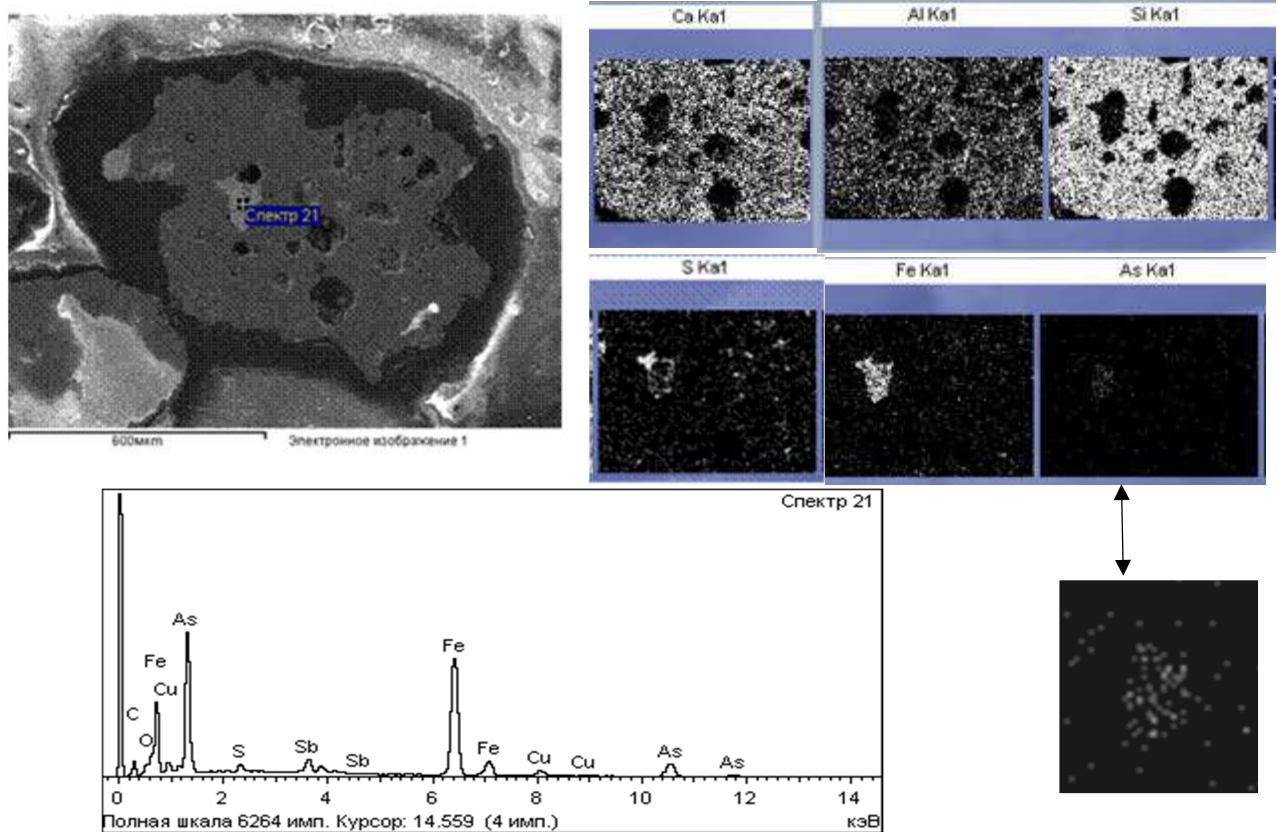


Рисунок 2.9 – Электронное изображение, спектрограмма и карта распределения элементов в сростке, содержащем арсенопирит

Кокс представляет собой скопления графитоподобного материала, его доля достигает 14%. Выделения кокса имеют изометрично-округлую, иногда слегка удлиненную форму, их размеры варьируются от 1 до 5-6 мм. Большая их часть не содержит посторонних включений, но в отдельных случаях в частицах кокса наблюдаются включения металлического железа вместе с сульфидами меди.

С точки зрения возможности применения механических и физико-химических методов разделения для разных фаз клинкера следует отметить, что в микроструктуре клинкера медь, цинк и железо только частично распределены в разных фазах, между которыми есть четкие границы. Но именно эти фазы и являются наиболее богатыми по содержанию цветных металлов с массовыми долями более 10%. Фазы по типу твердых растворов, эвтектики одновременно содержат и медь, и цинк, но имеют небольшие массовые доли цветных металлов, в среднем 1,5-3%, максимально до 10%. Богатые по цинку фазы клинкера ассоциированы с немагнитными шпинелями. По аналогичной причине в немагнитной фракции сле-

дует ожидать наличие меди. Железосодержащий магнитный продукт будет разубожен коксом, в котором есть включения металлического железа. И, наоборот, в немагнитный углеродсодержащий продукт будет наблюдаться извлечение раскрытых в процессе измельчения немагнитных железосодержащих фаз, с которыми ассоциированы сульфиды меди и цинка.

Для техногенного сырья не совсем корректно использовать понятия «техногенные минералы» и «твердые растворы». Эти два понятия можно объединить в понятие «медьсодержащая фаза», а следовательно, следует конкретизировать это понятие. Предлагается под *медьсодержащими фазами клинкера* понимать фазы, находящиеся в частицах клинкера, включающие в себя реликты минералов, вновь образованные техногенные минералы и металлургические фазы, а также твердые растворы, в составе которых есть медь.

Результаты исследования раскрываемости медьсодержащих фаз при различной крупности измельчения представлены в таблицах 2.5, 2.6.

Таблица 2.5 – Раскрытие минералов и распределение по классам крупности в пробе руды, измельченной до 100% - 2 мм

Халькозин	Содержание % от масс		Менее 0,25	0,25-0,5	0,5-1	Более 1
	абс.	отн.				
	2,9	100				
Свободные зерна	0,00	0,16	100,00	0,00	0,00	0,00
в сростках с:						
- магнетитом	0,19	6,53	7,37	7,37	47,53	37,73
- троилитом и пиритом (немагнитные)	0,11	3,79	11,70	23,39	34,97	29,94
- окерманитом	0,14	4,94	16,01	51,21	0,00	32,78
- медьсодержащим твердым раствором	0,46	15,88	3,20	10,25	60,30	26,25
- коксиком	0,04	1,44	0,00	43,86	0,00	56,14
сложные сростки	1,96	67,26	2,07	0,00	15,67	82,26
Халькопирит	Содержание % от масс		Менее 0,25	0,25-0,5	0,5-1	Более 1
	абс.	отн.				
	2,70	100				
Свободные зерна	0,02	0,69	100,00	0,00	0,00	0,00
в сростках с:						
- магнетитом	0,24	8,92	9,73	15,56	24,90	49,81
- троилитом и пиритом (немагнитные)	0,17	6,23	19,55	44,69	35,76	0,00
- окерманитом	0,13	4,75	14,62	29,24	0,00	56,14
- медьсодержащим твердым раствором	0,50	18,61	7,46	14,93	29,85	47,76
- коксиком	0,09	3,51	9,88	39,53	0,00	50,59
сложные сростки	1,55	57,29	3,03	0,00	19,39	77,58

Таблица 2.6 – Раскрытие минералов и распределение по классам крупности
в пробе руды, измельченной до 100% - 0,5 мм

Халькозин	Содержание, % от масс		Менее 0,1	0,1-0,25	0,25-0,5
	абс	отн			
		2,9			
Свободные зерна	0,21	7,11	74,93	16,35	8,72
в сростках с:					
- магнетитом	0,40	13,95	0,00	55,56	44,44
- троилитом и пиритом	0,26	9,10	10,64	21,27	68,09
- окерманитом	0,24	8,23	5,88	94,12	0,00
- медьсодержащим твердым раствором	0,90	31,19	3,11	37,27	59,62
- коксиком	0,09	3,11	0,00	0,00	100,00
сложные сростки	0,79	27,31	3,55	28,36	68,09
Халькопирит	Содержание, % от масс		Менее 0,1	0,1-0,25	0,25-0,5
	2,70	100			
Свободные зерна	0,65	24,23	44,76	51,15	4,09
в сростках с:					
- магнетитом	0,56	20,89	4,00	10,67	85,33
- троилитом и пиритом	0,24	9,03	6,17	74,07	19,76
- окерманитом	0,17	6,35	8,77	35,09	56,14
- медьсодержащим твердым раствором	0,42	15,60	14,29	28,57	57,14
- коксиком	0,11	3,57	0,00	0,00	100,00
сложные сростки	0,55	20,33	1,37	10,96	87,67

Результаты показывают, что в клинкере крупностью -2 мм сульфиды меди находятся преимущественно в сложных сростках. В бинарных сростках с магнетитом и твердыми растворами (магнитные фазы) находится соответственно 22,41 отн. % халькозина и 27,53 отн. % халькопирита. В бинарных сростках с троилитом или пиритом, окерманитом, коксом суммарно находится 10,17 отн.% халькозина и 14,49 отн.% халькопирита.

Таким образом, при использовании магнитной сепарации для отделения кокса вместе с ним в немагнитной фракции окажется около 10,02 отн. % медьсодержащих минералов халькопирита и халькозина.

Результаты показывают, что в клинкере крупностью -0,5 мм сульфиды меди раскрыты на 7,11 отн. % халькозин и на 24,23 отн. % халькопирит. Находятся преимущественно в бинарных сростках с магнетитом и твердыми растворами (магнитные фазы) 45,14 отн. % халькозина и 36,49 отн. % халькопирита. Увеличение произошло за счет разрушения сложных сростков. В бинарных сростках с

троилитом или пиритом, окерманитом, коксом суммарно находится 20,44 отн. % халькозина и 18,95 отн. % халькопирита.

Таким образом, при использовании магнитной сепарации для отделения кокса, даже при уменьшении крупности до -0,5 мм, вместе с ним в немагнитной фракции окажется в среднем 19 отн. % медьсодержащих минералов халькопирита и халькозина.

В результате анализа распределения медьсодержащих фаз по сrostкам установлено, что соотношение сrostков техногенных медных минералов с немагнитными фазами клинкера и с магнитными фазами клинкера составляет 1/2,5.

2.3 Изучение технологических свойств клинкера вельцевания

Для обоснования возможности разделения клинкера гравитационным методом и методом мокрой магнитной сепарации проведен гранулометрический анализ пробы, доведенной до класса -3 мм, и изучено распределение основных ценных компонентов (железо, медь, цинк) по классам крупности.

Гранулометрический состав, распределение меди, цинка и железа по классам крупности приведены в таблицах 2.7 и 2.8.

Таблица 2.7 – Гранулометрический состав и распределение металлов по классам крупности

Размер фракции, мм	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		железо	медь	цинк	железо	медь	цинк
-3+1	56,11	27,70	2,76	2,08	55,91	46,30	57,70
-1+0,5	34,72	28,34	4,02	2,48	35,39	41,78	42,66
-0,5+0,14	6,67	29,02	4,46	2,70	6,96	8,92	8,91
-0,14+0,071	1,60	26,83	4,44	2,67	1,54	2,13	2,12
-0,071	0,50	37,98	4,73	6,24	0,68	0,71	1,55
Клинкер	100	27,80	3,34	2,02	100	100	100

Гранулометрический анализ (см. таблицу 2.7) показал, что в пробе преобладают классы крупность -3+1 и -1+0,5 мм (по 56,1 и 34,72% соответственно). Соответственно, большее извлечение металлов также приходится на эти классы, но

при этом наибольшая массовая доля железа, меди и цинка соответственно 37,98%; 4,73%; 6,24% приходится на класс -0,071 мм.

Таблица 2.8 – Распределение железа, меди, цинка и углерода в магнитном и немагнитном продуктах сепарации узких классов крупности

Фракция, мм		Выход от класса, %	Выход от клинкера, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
				Fe	Cu	Zn	C	Fe	Cu	Zn	C
-3	магнитная	43,92	30,65	31,5	3,45	2,6	11	34,62	32,03	35,12	24,02
	немагнитная	56,08	27,75	23,5	1,99	1,5	16	23,38	16,73	18,34	31,64
-1	магнитная	51,31	16,6	35,2	6,2	3,1	9,8	20,95	31,17	22,68	11,59
	немагнитная	48,69	15,75	21,1	1,72	1,83	18	11,91	8,21	12,70	20,20
-0,5	магнитная	45,11	3	41,1	7,5	4,4	7,8	4,42	6,82	5,82	1,66
	немагнитная	54,89	3,65	19,1	1,97	1,3	29	2,50	2,18	2,09	7,54
-0,14	магнитная	28,13	0,45	52,2	11,2	6,1	7	0,84	1,53	1,21	0,22
	немагнитная	71,88	1,15	16,9	1,8	1,33	32	0,70	0,63	0,67	2,62
-0,071	магнитная	60,00	0,3	51,7	6,7	9,4	12,4	0,56	0,61	1,24	0,27
	немагнитная	40,00	0,2	17,4	1,78	1,51	16	0,12	0,11	0,13	0,22
Клинкер			100	27,80	3,34	2,08	14	100	100	100	100

Изучение распределения железа, меди и цинка по классам крупности показало, что железо, медь и цинк распределяются относительно пропорционально выходу класса крупности. Более высокая концентрация цветных металлов в тонком классе может быть результатом наличия хрупких железо-, медь- и цинксодержащих фаз, склонных к переизмельчению.

Суммарная характеристика «по плюсу» имеет выпуклый характер (рисунок 2.10), что свидетельствует о преобладании крупных зерен в материале клинкера вельцевания ЧЦЗ крупностью менее 3 мм.

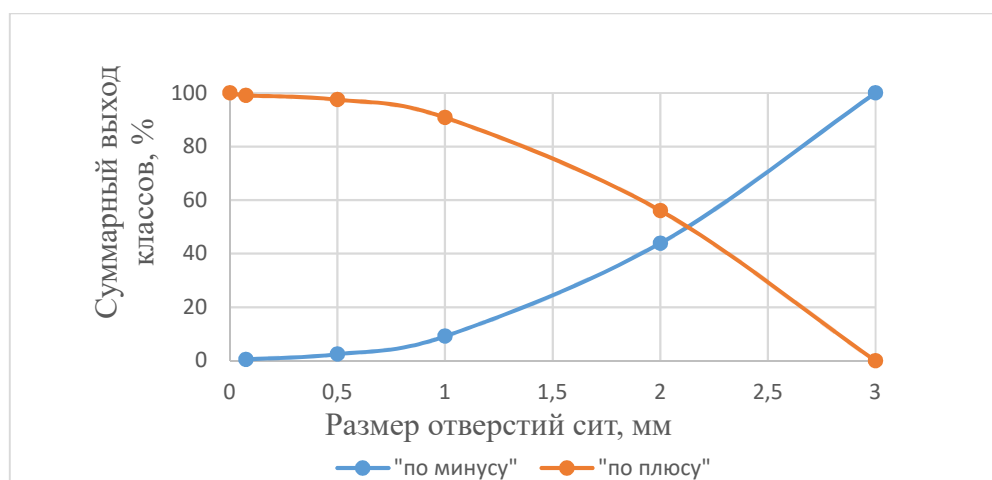


Рисунок 2.10 – Суммарная характеристика крупности клинкера вельцевания ЧЦЗ

Первоначально в каждом классе крупности с помощью ручного магнита был проведен магнитный анализ (см. таблицу 2.8).

Результаты, представленные в таблице 2.8, показывают, что все классы крупности можно разделить на магнитную и немагнитную фракции. При этом в классах $-3+1$, $-1+0,5$, $-0,5+0,14$ и $-0,071$ мм разделение на магнитную и немагнитную фракцию прошло в отношении 1,2:1, что нельзя сказать про класс крупности $-0,14+0,071$, в котором разделение произошло в отношении 1:2,5.

Наибольшая массовая доля железа 52,2% и меди 11,2% приходится на магнитную фракцию класса $-0,14+0,071$, а цинка 9,4% – на магнитную фракцию класса $-0,071$ мм. При этом максимальное извлечение железа 34,62%, меди 32,03%, цинка 35,12% приходится на магнитную фракцию класса $-3+1$, а углерода 31,64% – на немагнитную фракцию класса $-3+1$ мм. В первых трех классах крупности извлечение железа и меди больше в магнитную фракцию. Цинк во всех классах крупности в большей степени извлекается в магнитную фракцию, а углерод – в немагнитную.

Суммарно в немагнитную фракцию извлекается 38,61% железа, 27,86% меди и 33,93% цинка, что может свидетельствовать как о недораскрытии магнитных минеральных фаз, обладающих магнитными свойствами, так и о наличии немагнитных железосодержащих форм минералов. Также при уменьшении крупности разделяемого продукта с 1 до 0,5 мм снижается извлечение меди в магнитный продукт, что также может быть связано с ассоциацией сульфида меди с немагнитными минералами троилитом, пиритом.

Таким образом, в немагнитную фракцию из классов крупности $-3+0,14$ мм переходит от 35 до 40% железа, что коррелирует с переходом меди от 20 до 30% в этой же крупности. Углерод распределяется равномерно в мелких классах, между магнитной и немагнитной фракциями, что связано с переизмельчением углерода и налипанием на магнитные частицы.

Изучение микротвердости фаз клинкера показало, что твердость медьсодержащих фаз по типу твердого раствора находится в очень широком диапазоне – от 1782 до 9830 МПа (рисунок 2.11), при этом микротвердость кокса по данным

[108] составляет всего 410 МПа. Теоретически при дезинтеграции кокс будет отделяться от частиц твердых растворов, но и сами частицы будут разрушаться из-за того, что визуально ограниченное единое зерно может иметь значительно отличающуюся твердость его частей. По периферии зерен наблюдаются «корки» с меньшей твердостью, чем основное тело зерна.

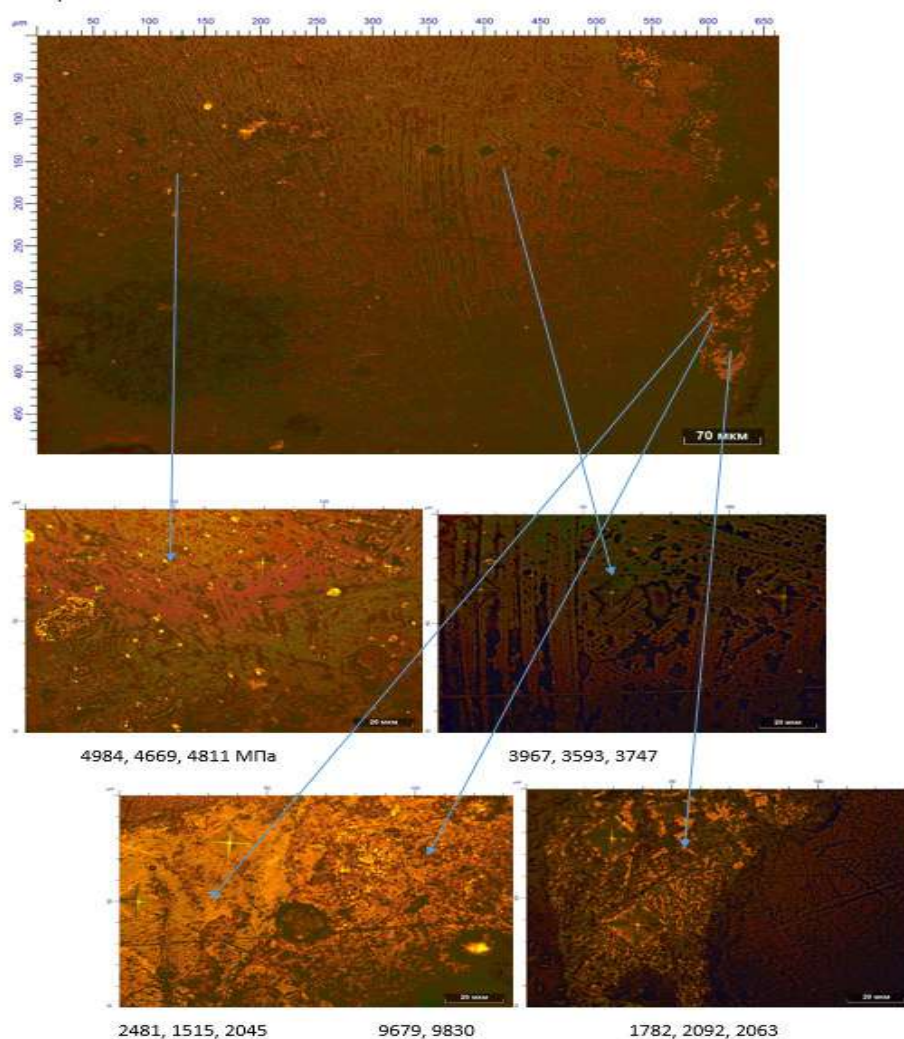
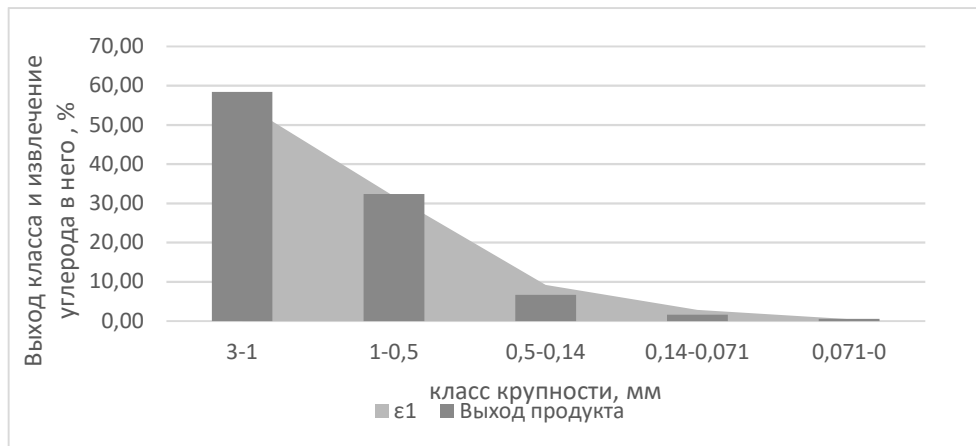
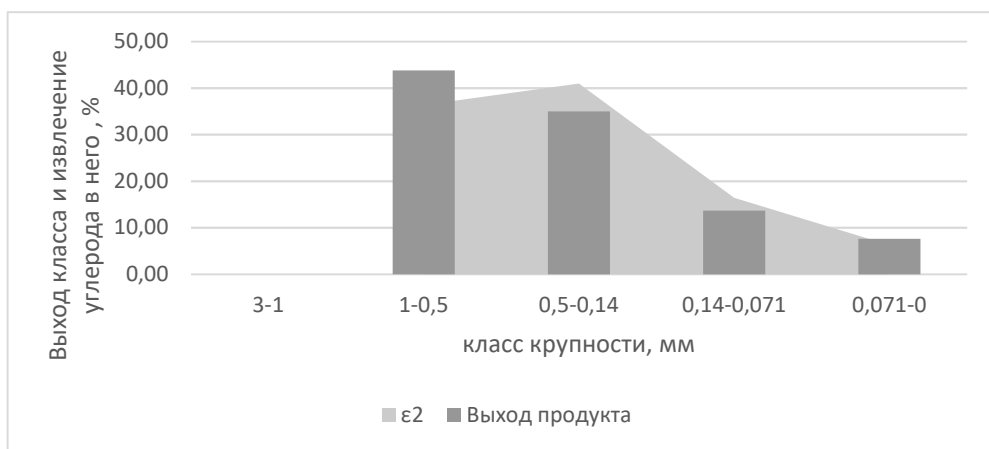


Рисунок 2.11 – Изображение фаз клинкера

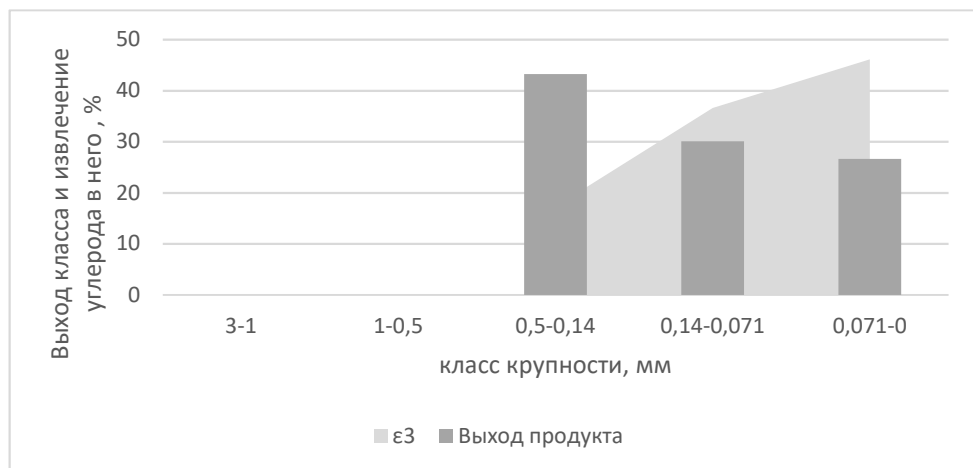
Известно, что минералы халькозин и ковеллин, склонны к переизмельчению, легко шламуются [86]. Более тонкое измельчение клинкера до раскрытия сульфидов меди приведет к переизмельчению как кокса, так и медьсодержащих сплавов, имеющих низкую микротвердость, и к снижению показателей разделения. Это предположение подтверждается перераспределением углерода по классам крупности при разной продолжительности измельчения (рисунок 2.12).



а



б



в

Рисунок 2.12 – Перераспределением углерода по классам крупности при разной продолжительности измельчения до достижения крупности:

а – минус 3 мм; б – минус 1 мм; в – минус 0,5 мм

Анализ показал (см. рисунок 2.12), что при уменьшении тонины помола значительный прирост извлечения углерода приходится на класс -0,071 мм, что свидетельствует о переизмельчении кокса. Микроскопическое изучение пробы затруднено, поскольку все частицы «замазаны сажей».

Наличие в клинкере немагнитных сульфидов железа (пирита и троилита) с их высокой плотностью может сделать целесообразным применение гравитационных способов разделения.

Для оценки возможности обогащения на концентрационном столе был рассчитан коэффициент разделения для бедных, богатых и рядовых сростков гравитационным методом:

$$M = \frac{\rho_{\text{т}} - \rho_{\text{ж}}}{\rho_{\text{л}} - \rho_{\text{ж}}} \text{ (для крупности материала 2 мм и более);}$$

$$M = \sqrt[3]{\frac{(\rho_{\text{т}} - \rho_{\text{ж}})^2}{(\rho_{\text{л}} - \rho_{\text{ж}})^2}} \text{ (для крупности 0,1-2 мм),}$$

где $\rho_{\text{т}}$, $\rho_{\text{л}}$, $\rho_{\text{ж}}$ – плотности тяжелого, легкого минералов и жидкости соответственно для сростков. Если $M > 2,5$, то обогащение на столах эффективно, если $1,75 < M < 2,5$ эффективное обогащение возможно только при крупности материала не более 0,07 – 0,15 мм, при $M < 1,75$ обогащение на столах затруднено или невозможно [16, 80].

Концентрацию на столах (песковых и шламовых) используют для мелких частиц крупностью 2-0,2 мм, для тонких 0,2-0,02 мм целесообразно использовать флотацию.

Коэффициент разделения для минералов, присутствующих в клинкере относительно кокса (приложение Б) не позволяет достоверно спрогнозировать эффективность гравитационного разделения клинкера, поскольку полного раскрытия сростков медных техногенных минералов не происходит при доведении до крупности, позволяющей проводить гравитационное разделение на концентрационном столе. Предложено произвести расчет коэффициента разделения для рядовых и богатых сростков с основными немагнитными фазами клинкера.

Плотности сростков рассчитывались по формуле

$$\rho_{\text{ср}} = \frac{\rho_{\text{п}} \cdot \rho_{\text{м}} \cdot \beta_{\text{м}}}{\rho_{\text{п}} \cdot \alpha + \rho_{\text{м}} (\beta_{\text{м}} - \alpha)},$$

где $\rho_{\text{м}}$, $\rho_{\text{п}}$ - плотность минерала и породы; $\beta_{\text{м}}$, α - массовая доля компонента в минерале и сростке [49].

$$\rho_{\text{кокса}}=1,75 \text{ Г/см}^3, \rho_{\text{халькопирита}}=4,2 \text{ Г/см}^3, \rho_{\text{халькозина}}=5,6 \text{ Г/см}^3, \rho_{\text{троилита}}=4,6 \text{ Г/см}^3.$$

Анализ свойств разных фаз клинкера и наличие более 30% медных минералов при доведении клинкера до крупности менее 1 мм в сростках как с сильномагнитными (магнетит, ферритные твердые растворы), так и с немагнитными или очень слабомагнитными минералами (см. приложение А) позволяет констатировать, что применение только магнитного разделения не позволит полно сконцентрировать медьсодержащие фазы в магнитной фракции при одновременном эффективном извлечении углерода в немагнитную фракцию. В немагнитной фракции окажутся сростки медных минералов с троилитом и пиритом, а также с мелилитом и окерманитом (разновидностью мелилита). Кроме этого в немагнитную фракцию перейдет вскрытая металлическая медь и медные минералы.

В связи с этим проанализирована возможность гравитационного разделения сростков на концентрационном столе. Рассчитаны плотности сростков медных минералов халькозина и халькопирита с коксом (таблица 2.9), троилитом (таблица 2.10), мелилитом (окерманитом) (таблица 2.11) и определен коэффициент разделения гравитационным методом (таблицы 2.12-2.15).

Таблица 2.9 – Плотность сростков на основе кокса

Доля в сростке медного минерала, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Халькопирит	1,995	2,24	2,485	2,73	2,975	3,22	3,465	3,71	3,955
Халькозин	1,827	1,837	1,846	1,855	1,865	1,874	1,883	1,893	1,902

Таблица 2.10 – Плотность сростков на основе троилита

Доля в сростке медного минерала, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Халькопирит	4,56	4,52	4,48	4,44	4,4	4,36	4,32	4,28	4,24
Халькозин	4,646	4,645	4,64	4,644	4,644	4,644	4,643	4,64	4,642

Таблица 2.11 – Плотность сростков на основе мелилита

Доля в сростке, %	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Халькопирит	3,12	3,24	3,36	3,48	3,6	3,72	3,84	3,96	4,08
Халькозин	3,081	3,084	3,087	3,091	3,094	3,097	3,100	3,103	3,106

Таблица 2.12 – Коэффициенты разделения гравитационным методом сростков «мелилит-халькопирит» / «кокс-халькопирит» $d > 2$ мм

Плотность сростка «мелилит-халькопирит», %	Доля халькопирита, %	Плотность сростка «кокс-халькопирит»								
		1,995	2,24	2,485	2,73	2,975	3,22	3,465	3,71	3,955
		Доля халькопирита, %								
		10	20	30	40	50	60	70	80	90
3,12	10	2,13	1,71	1,43	1,23	1,07	0,95	0,86	0,78	0,72
3,24	20	2,25	1,81	1,51	1,29	1,13	1,01	0,91	0,83	0,76
3,36	30	2,37	1,90	1,59	1,36	1,19	1,06	0,96	0,87	0,80
3,48	40	2,49	2,00	1,67	1,43	1,26	1,12	1,01	0,92	0,84
3,60	50	2,61	2,10	1,75	1,50	1,32	1,17	1,05	0,96	0,88
3,72	60	2,73	2,19	1,83	1,57	1,38	1,23	1,10	1,00	0,92
3,84	70	2,85	2,29	1,91	1,64	1,44	1,28	1,15	1,05	0,96
3,96	80	2,97	2,39	1,99	1,71	1,50	1,33	1,20	1,09	1,00
4,08	90	3,10	2,48	2,07	1,78	1,56	1,39	1,25	1,14	1,04
4,20	100	3,22	2,58	2,15	1,85	1,62	1,44	1,30	1,18	1,08

Примечание. Зеленый цвет – обогащение эффективно, желтый цвет – эффективное обогащение при крупности материала не более 0,07 – 0,15 мм, белый цвет – обогащение затруднено.

Таблица 2.13 – Коэффициент разделения гравитационным методом сростков «троилит-халькопирит» / «кокс-халькопирит» $d > 2$ мм

Плотность сростка «троилит-халькопирит», %	Доля халькопирита, %	Плотность сростка «кокс-халькопирит»								
		1,99	2,24	2,485	2,73	2,975	3,22	3,465	3,71	3,955
		Доля халькопирита, %								
		10	20	30	40	50	60	70	80	90
4,56	10	3,58	2,87	2,40	2,06	1,80	1,60	1,44	1,31	1,20
4,52	20	3,54	2,84	2,37	2,03	1,78	1,59	1,43	1,30	1,19
4,48	30	3,50	2,81	2,34	2,01	1,76	1,57	1,41	1,28	1,18
4,44	40	3,46	2,77	2,32	1,99	1,74	1,55	1,40	1,27	1,16
4,40	50	3,42	2,74	2,29	1,97	1,72	1,53	1,38	1,25	1,15
4,36	60	3,38	2,71	2,26	1,94	1,70	1,51	1,36	1,24	1,14
4,32	70	3,34	2,68	2,24	1,92	1,68	1,50	1,35	1,23	1,12
4,28	80	3,30	2,65	2,21	1,90	1,66	1,48	1,33	1,21	1,11
4,24	90	3,26	2,61	2,18	1,87	1,64	1,46	1,31	1,20	1,10
4,20	100	3,22	2,58	2,15	1,85	1,62	1,44	1,30	1,18	1,08

Примечание. Зеленый цвет – обогащение эффективно, желтый цвет – эффективное обогащение при крупности материала не более 0,07 – 0,15 мм, белый цвет – обогащение затруднено.

Таблица 2.14 – Коэффициенты разделения гравитационным методом сростков
«мелилит-халькозин» / «кокс – халькозин» $d > 2$ мм

Плотность сростка «мелилит-халькозин», %	Доля - халькозина, %	Плотность сростка «кокс-халькозин»								
		2,135	2,52	2,905	3,29	3,675	4,06	4,445	4,83	5,215
		Доля халькозина, %								
		10	20	30	40	50	60	70	80	90
3,26	10	1,99	1,49	1,19	0,99	0,84	0,74	0,66	0,59	0,54
3,52	20	2,22	1,66	1,32	1,10	0,94	0,82	0,73	0,66	0,60
3,78	30	2,45	1,83	1,46	1,21	1,04	0,91	0,81	0,73	0,66
4,04	40	2,68	2,00	1,60	1,33	1,14	0,99	0,88	0,79	0,72
4,3	50	2,91	2,17	1,73	1,44	1,23	1,08	0,96	0,86	0,78
4,56	60	3,14	2,34	1,87	1,55	1,33	1,16	1,03	0,93	0,84
4,82	70	3,37	2,51	2,01	1,67	1,43	1,25	1,11	1,00	0,91
5,08	80	3,59	2,68	2,14	1,78	1,53	1,33	1,18	1,07	0,97
5,34	90	3,82	2,86	2,28	1,90	1,62	1,42	1,26	1,13	1,03
5,6	100	4,05	3,03	2,41	2,01	1,72	1,50	1,34	1,20	1,09

Примечание. Зеленый цвет – обогащение эффективно, желтый цвет- эффективное обогащение при крупности материала не более 0,07 – 0,15 мм, белый цвет – обогащение затруднено.

Таблица 2.15 – Коэффициент разделения гравитационным методом сростков
«троилит-халькозин»/ «кокс – халькозин» $d > 2$ мм

Плотность сростка «троилит-халькозин», %	Доля - халькозина, %	Плотность сростка кокс-халькозин								
		2,135	2,52	2,905	3,29	3,675	4,06	4,445	4,83	5,215
		Доля халькозина, %								
		10	20	30	40	50	60	70	80	90
4,7	10	2,43	1,94	1,62	1,38	1,21	1,07	0,97	0,88	4,7
4,8	20	2,50	1,99	1,66	1,42	1,24	1,10	0,99	0,90	4,8
4,9	30	2,57	2,05	1,70	1,46	1,27	1,13	1,02	0,93	4,9
5	40	2,63	2,10	1,75	1,50	1,31	1,16	1,04	0,95	5
5,1	50	2,70	2,15	1,79	1,53	1,34	1,19	1,07	0,97	5,1
5,2	60	2,76	2,20	1,83	1,57	1,37	1,22	1,10	1,00	5,2
5,3	70	2,83	2,26	1,88	1,61	1,41	1,25	1,12	1,02	5,3
5,4	80	2,89	2,31	1,92	1,64	1,44	1,28	1,15	1,04	5,4
5,5	90	2,96	2,36	1,97	1,68	1,47	1,31	1,17	1,07	5,5
5,6	100	3,03	2,41	2,01	1,72	1,50	1,34	1,20	1,09	5,6

Примечание. Зеленый цвет – обогащение эффективно, желтый цвет- эффективное обогащение при крупности материала не более 0,07 – 0,15 мм, белый цвет – обогащение затруднено.

Для наглядности результаты расчетов представлены в графической форме (рисунок 2.13).

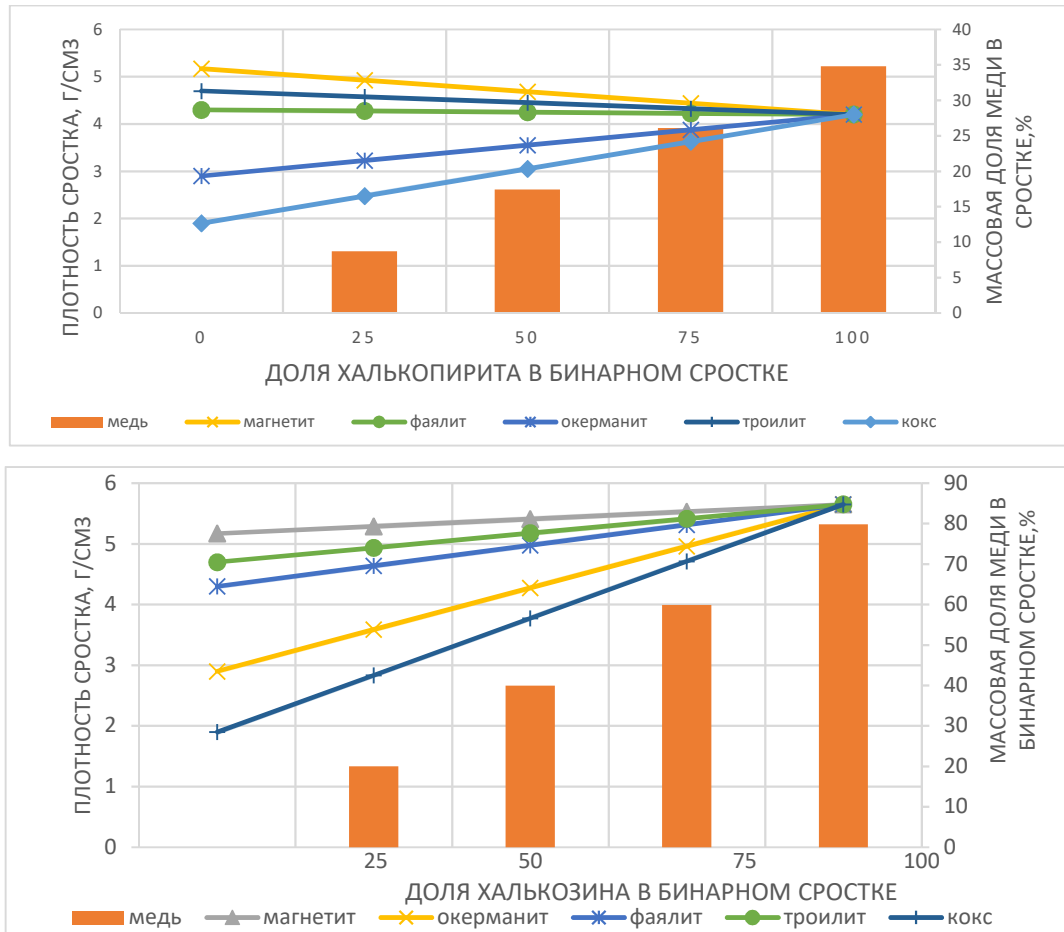


Рисунок 2.13 – Изменение массовой доли меди в бинарных сростках и их плотности в зависимости от доли халькозина в сростке

Расчет коэффициента разделения гравитационным методом для класса более 2 мм (см. таблицы 2.12-2.15) показал, что все сростки «троилит-халькопирит» отделяются от кокса и его сростков с халькопиритом при доле халькопирита в сростке менее 50% (коэффициент гравитационного разделения более 1,75). Все сростки «мелилит-халькопирит» легко отделяются от сростков халькопирита с коксом при доле халькопирита в сростке менее 30%.

То есть разделение на концентрационном столе позволит выделить в тяжелый продукт сростки мелилита с медными минералами, а в промпродукт и легкий продукт кокс и его сростки с медными минералами при их доле менее 30-50%. Сростки «мелилит-халькозин» с долей халькозина более 40% отделяются от сростков «кокс-халькозин» с долей халькозина менее 30%. Сростки «троилит-халькозин» с долей халькозина более 30% отделяются от сростков «кокс-халькозин» с долей халькозина менее 40%.

Расчет коэффициента разделения гравитационным методом для класса 0,1-2 мм показал (таблицы 2.16-2.19), что все сростки «троилит-халькопирит» от-

деляются от кокса и его сростков с халькопиритом при доле халькопирита в сростке с коксом менее 20% (коэффициент гравитационного разделения более 1,75). Все сростки «мелилит-халькопирит» легко отделяются от сростков халькопирита с коксом при доле халькопирита в сростке менее 30%. То есть разделение на концентрационном столе позволит выделить в тяжелый продукт сростки мелилита с медными минералами, а в промпродукт и легкий продукт кокс и его сростки с медными минералами при их доле менее 20-30%. Сростки «мелилит-халькозин» с долей халькозина более 40% отделяются от сростков «кокс-халькозин» с долей халькозина менее 30%. Сростки «троилит-халькозин» с долей халькозина более 30% отделяются от сростков «кокс-халькозин» с долей халькозина менее 40%. Таким образом, теоретически введение в схему обогащения гравитационного разделения позволит повысить извлечение углерода в объединённый продукт (немагнитная фракция первого приема магнитной сепарации + легкая фракция гравитационного разделения) и повысить извлечение меди в объединенный продукт (магнитная фракция первого приема сепарации и тяжелый продукт гравитационного разделения).

Таблица 2.16 – Коэффициенты разделения гравитационным методом сростков «мелилит-халькопирит» / «кокс-халькопирит» $d=0,1-2$ мм

(с поправкой на плотность среды разделения в стесненных условиях)

Плотность сростка «мелилит-халькопирит», %	Доля халькопирита, %	Плотность сростка «кокс-халькопирит»								
		1,995	2,24	2,485	2,73	2,975	3,22	3,465	3,71	3,955
		Доля халькопирита, %								
		10	20	30	40	50	60	70	80	90
3,12	10	1,79	1,50	1,30	1,16	1,05	0,97	0,90	0,84	0,79
3,24	20	1,86	1,56	1,36	1,21	1,10	1,01	0,93	0,87	0,82
3,36	30	1,93	1,62	1,41	1,26	1,14	1,05	0,97	0,91	0,85
3,48	40	2,00	1,68	1,46	1,30	1,18	1,08	1,00	0,94	0,88
3,60	50	2,07	1,74	1,51	1,35	1,22	1,12	1,04	0,97	0,91
3,72	60	2,14	1,79	1,56	1,39	1,26	1,16	1,07	1,00	0,94
3,84	70	2,21	1,85	1,61	1,43	1,30	1,19	1,11	1,03	0,97
3,96	80	2,27	1,90	1,66	1,48	1,34	1,23	1,14	1,06	1,00
4,08	90	2,34	1,96	1,70	1,52	1,38	1,26	1,17	1,10	1,03
4,20	100	2,40	2,01	1,75	1,56	1,41	1,30	1,20	1,12	1,06

Примечание. Зеленый цвет – обогащение эффективно, желтый цвет – эффективное обогащение при крупности материала не более 0,07 – 0,15 мм, белый цвет – обогащение затруднено.

Таблица 2.17 – Коэффициенты разделения гравитационным методом сростков
«троилит-халькопирит» / «кокс-халькопирит» $d=0,1-2$ мм

(с поправкой на плотность среды разделения в стесненных условиях)

Плотность сростка «троилит-халькопирит», %	Доля халькопирита, %	Плотность сростка «кокс-халькопирит»								
		1,995	2,24	2,485	2,73	2,975	3,22	3,465	3,71	3,955
		Доля халькопирита, %								
		10	20	30	40	50	60	70	80	90
4,56	10	2,59	2,17	1,89	1,68	1,52	1,40	1,30	1,21	1,14
4,52	20	2,57	2,15	1,87	1,67	1,51	1,39	1,29	1,20	1,13
4,48	30	2,55	2,13	1,86	1,65	1,50	1,38	1,28	1,19	1,12
4,44	40	2,53	2,12	1,84	1,64	1,49	1,37	1,27	1,18	1,11
4,40	50	2,51	2,10	1,83	1,63	1,48	1,35	1,26	1,17	1,10
4,36	60	2,49	2,08	1,81	1,61	1,46	1,34	1,25	1,16	1,09
4,32	70	2,47	2,06	1,80	1,60	1,45	1,33	1,24	1,15	1,09
4,28	80	2,44	2,05	1,78	1,59	1,44	1,32	1,22	1,14	1,08
4,24	90	2,42	2,03	1,77	1,57	1,43	1,31	1,21	1,13	1,07
4,20	100	2,40	2,01	1,75	1,56	1,41	1,30	1,20	1,12	1,06

Примечание. Зеленый цвет – обогащение эффективно, желтый цвет – эффективное обогащение при крупности материала не более 0,07 – 0,15 мм, белый цвет – обогащение затруднено.

Таблица 2.18 – Коэффициенты разделения гравитационным методом сростков
«мелилит-халькозин» / «кокс-халькозин» $d=0,1-2$ мм

(с поправкой на плотность среды разделения в стесненных условиях)

Плотность сростка «мелилит-халькозин», %	Доля халькозина, %	Плотность сростка «кокс-халькозин»								
		2,135	2,52	2,905	3,29	3,675	4,06	4,445	4,83	5,215
		Доля халькозина, %								
		10	20	30	40	50	60	70	80	90
3,26	10	1,68	1,34	1,13	0,99	0,89	0,81	0,74	0,69	0,64
3,52	20	1,82	1,45	1,23	1,07	0,96	0,87	0,80	0,74	0,70
3,78	30	1,95	1,56	1,31	1,15	1,03	0,93	0,86	0,80	0,75
4,04	40	2,08	1,66	1,40	1,22	1,10	1,00	0,92	0,85	0,80
4,3	50	2,21	1,76	1,48	1,30	1,16	1,05	0,97	0,90	0,84
4,56	60	2,33	1,85	1,56	1,37	1,22	1,11	1,02	0,95	0,89
4,82	70	2,44	1,95	1,64	1,44	1,29	1,17	1,07	1,00	0,93
5,08	80	2,56	2,04	1,72	1,50	1,35	1,22	1,13	1,04	0,98
5,34	90	2,67	2,13	1,80	1,57	1,40	1,28	1,17	1,09	1,02
5,6	100	2,78	2,21	1,87	1,63	1,46	1,33	1,22	1,14	1,06

Примечание. Зеленый цвет – обогащение эффективно, желтый цвет – эффективное обогащение при крупности материала не более 0,07 – 0,15 мм, белый цвет – обогащение затруднено.

Таблица 2.19 – Коэффициент разделения гравитационным методом сростков «троилит-халькозин»/ «кокс-халькозин» $d=0,1-2$ мм

(с поправкой на плотность среды разделения в стесненных условиях)

Плотность сростка «троилит-халькозин», %	Доля - халькозина, %	Плотность сростка «кокс-халькозин»								
		2,135	2,52	2,905	3,29	3,675	4,06	4,445	4,83	5,215
		Доля халькозина, %								
		10	20	30	40	50	60	70	80	90
4,7	10	2,39	1,90	1,61	1,41	1,26	1,14	1,05	0,98	0,91
4,8	20	2,43	1,94	1,64	1,43	1,28	1,16	1,07	0,99	0,93
4,9	30	2,48	1,97	1,67	1,46	1,30	1,19	1,09	1,01	0,95
5	40	2,52	2,01	1,70	1,48	1,33	1,21	1,11	1,03	0,96
5,1	50	2,57	2,04	1,73	1,51	1,35	1,23	1,13	1,05	0,98
5,2	60	2,61	2,08	1,76	1,53	1,37	1,25	1,15	1,07	1,00
5,3	70	2,65	2,11	1,78	1,56	1,40	1,27	1,17	1,08	1,01
5,4	80	2,70	2,15	1,81	1,59	1,42	1,29	1,19	1,10	1,03
5,5	90	2,74	2,18	1,84	1,61	1,44	1,31	1,20	1,12	1,05
5,6	100	2,78	2,21	1,87	1,63	1,46	1,33	1,22	1,14	1,06

Примечание. Зеленый цвет – обогащение эффективно, желтый цвет- эффективное обогащение при крупности материала не более 0,07 – 0,15 мм, белый цвет – обогащение затруднено.

Теоретический анализ возможности разделения на концентрационном столе бинарных сростков медных минералов халькозина и халькопирита с коксом, троилитом, мелилитом (окерманитом), магнетитом и фаялитом по соотношению $M = \frac{\rho_t - \rho_j}{\rho_l - \rho_j}$ показал, что для рядовых и богатых сростков халькозина и халькопирита с основными фазами клинкера и сростками кокса составляет более 1,75, что позволяет сделать вывод об эффективности гравитационного разделения при крупности материала менее 0,15 мм. Для избежания переизмельчения кокса рациональной крупностью для разделения на столе выбрана фракция клинкера -0,5 мм, содержание в которой класса крупности -0,15 мм составляет 60% (см. рисунок 2.12).

Исходя из теоретических предположений предложено провести разделение клинкера по магнитной и магнитно-гравитационным схемам, изображенным на рисунке 2.14.

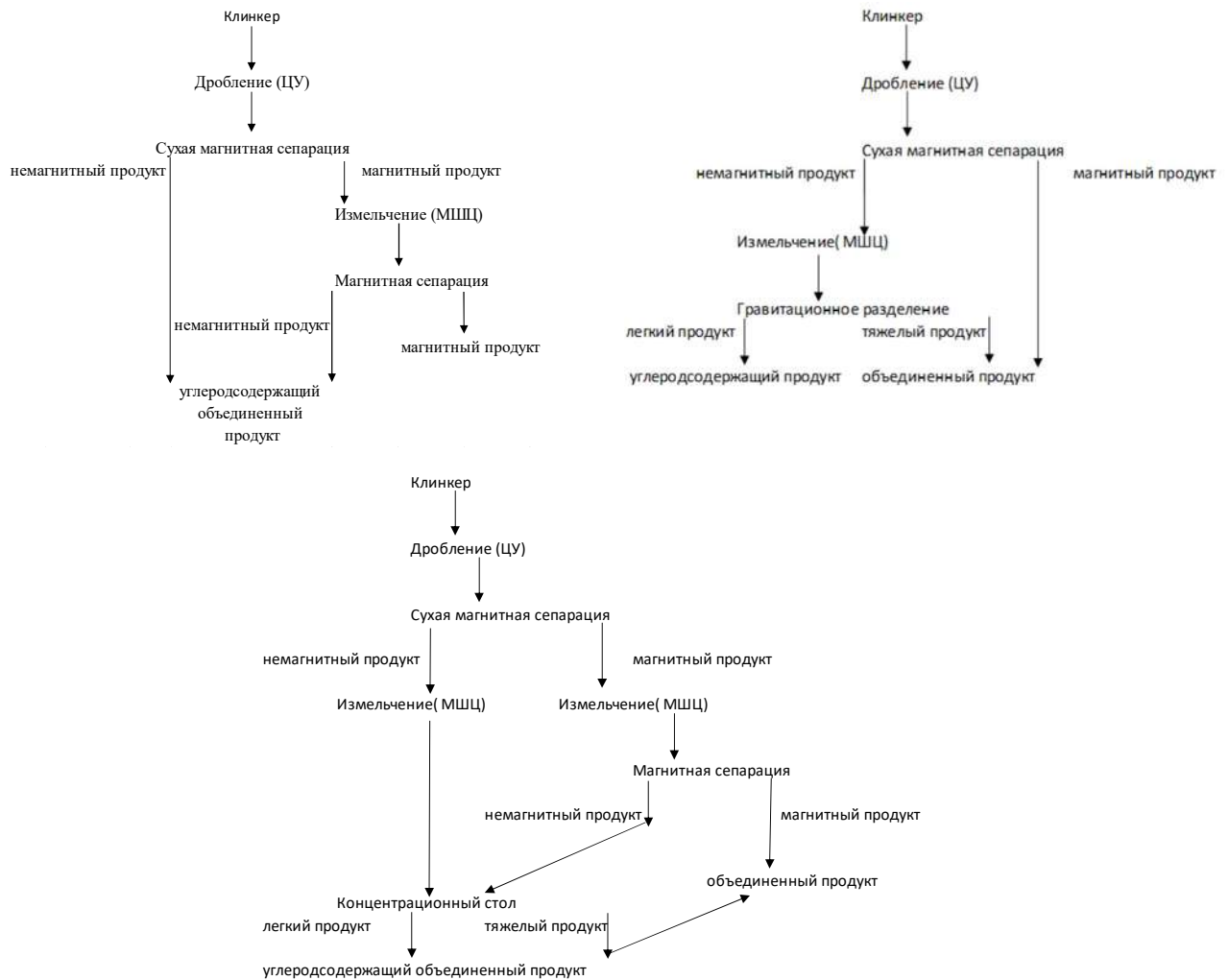


Рисунок 2.14 – Схемы разделения клинкера

2.4 Изучение контрастности клинкера

По рекомендациям ВИМС (Всероссийского института минерального сырья) на первом этапе исследования техногенного сырья необходимо изучение контрастности для определения возможности предобогащения методом радиометрической сепарации.

Рентгенорадиометрическая сепарация – низкочатратная, экологически чистая и наиболее эффективная технология предварительного обогащения руд, которая позволяет повысить качество любых руд за счет сортировки пустой породы [97]. В основе рентгенорадиометрической сепарации заложен рентгенофлуоресцент-

ный метод, который позволяет производить сортировку кусков руды по прямому содержанию полезных элементов.

Для принятия управленческого решения о целесообразности применения радиометрической сепарации и автоматизированного расчета технологических показателей исследуемого клинкера вельцевания написана программа «RmS Calculator» (radiometric separation calculator – калькулятор радиометрической сепарации, свидетельство о регистрации № 2022619332 от 20 мая 2022 г.) (приложение А) [82]. Программа предоставляет собой оконное приложение, обеспечивающее обработку входных данных, и вывод результатов в табличном, графическом, числовом и текстовом виде.

Разработанная программа может применяться на любых промышленных предприятиях и в научно-исследовательских объединениях, использующих радиометрическую сепарацию. Программа также может применяться для обучения студентов при проведении лабораторных работ по направлению «Обогащение полезных ископаемых», «Металлургия».

Программа выполняет расчёт показателя контрастности, а его значение и рекомендации для принятия решения отображаются снизу на панели информации. Расчет показателя контрастности M , выполнен на основе уравнения В.А. Мокроусова [38]: $M = \frac{\sum_{i=1}^n |y_1 - \bar{a}| \gamma_1}{100\bar{a}}$, где \bar{a} – содержание ценного компонента в руде (классе), %; y_1 – содержание ценного компонента в кусках, %; γ_1 – выход куска от общей массы изучаемой пробы, %; n – число кусков, составляющих пробу.

Для наглядности и оценки полученных зависимостей программа строит кривые контрастности. При необходимости определения граничного содержания ценного компонента и его содержания в продуктах обогащения, имея требуемый процент выхода хвостов или концентрата, подберет остальные параметры, соответствующие данному значению исходя из расчетов.

Изучение контрастности исходного клинкера (анализ 100 кусков крупностью 25-50 мм) показало, что показатель контрастности, рассчитанный как для однокомпонентного сырья, по железу, меди соответствует значениям 0,81 и 0,67 (при-

ложение В), что позволяет отнести клинкер к высококонтрастному сырью по железу, но низкоконтрастному по меди (таблица 2.20). Следовательно, в крупном куске (25-50 мм) можно провести радиометрическую сепарацию с получением железного концентрата, но тогда задача высокого извлечения меди будет невыполнима, поскольку часть медных фаз клинкера потеряется с железным концентратом. Теоретически при получении радиометрической сепарацией железного концентрата с массовой долей железа 60% в хвостах обогащения массовая доля железа составит 11%, меди 4,4%.

Полностью сконцентрировать медь в продукте перед флотацией методом радиометрической сепарации не получится.

Таблица 2.20 – Категории контрастности

Категория	Показатель контрастности М
Неконтрастные	<0,5
Низкоконтрастные	0,5-0,7
Контрастные	0,7-1,1
Высококонтрастные	1,1-1,5
Особоконтрастные	>1,5

Выводы по главе 2

1. Результаты изучения структурных и фазовых особенностей лежалого клинкера вельцевания цинковых кеков позволяют отнести к наиболее характерным особенностям вещественного состава и технологических свойств следующие:

- наличие значительного количества сульфидов железа пирит-пирротинового ряда;
- низкое содержание ценных компонентов (металлов), поликомпонентный и полиминеральный (многофазовый) состав;
- наличие комплексных полиминеральных сростков, для раскрытия которых требуется очень тонкое измельчение;

— сложные структурно-фазовые характеристики, которые обусловлены совместным присутствием агрегатов металлсодержащих фаз и техногенных минералов разных размеров и форм;

— тонкое, тесное прораствание металлсодержащих фаз и техногенных минералов между собой и с фаялитово-окерманито-мелилитовой матрицей;

— фазовые преобразования поверхности зерен клинкера.

2. В результате изучения фазового и минералогического составов клинкера было установлено, что часть железосодержащих фаз, атомарный состав которых близок к составу минералов пирит-пирротинового ряда, представлена троилитом. Обоснована возможность образования троилита в вельц-процессе.

3. Присутствие в клинкере согласно фазовому анализу около 11% сульфидов железа в преимущественно немагнитной форме и суммарное извлечение в немагнитную фракцию 38,62% железа, 27,85% меди и 33,94% цинка при сепарации пробы крупностью менее 3 мм обуславливает целесообразность включения в схемах обогащения клинкера, помимо магнитной сепарации, операций гравитационного разделения.

4. В результате анализа распределения медьсодержащих фаз по сrostкам установлено, что соотношение сrostков техногенных медных минералов с немагнитными фазами клинкера и с магнитными фазами клинкера составляет 25-28%.

5. Установлено, что гравитационное разделение кокса и рядовых, богатых сrostков халькозина и халькопирита с основными фазами клинкера – коксом, троилитом и мелилитом (окерманитом) – будет эффективно при крупности клинкера -0,5 мм, содержащего не менее 60% класса -0,15 мм, поскольку значение соотношения $M = \frac{\rho_T - \rho_{ж}}{\rho_L - \rho_{ж}}$ составляет более 1,75.

6. Морфометрические параметры сульфидов меди (доля сульфидной меди составляет более 90 %) обосновывают необходимость тонкого измельчения клинкера для селективного их извлечения и, следовательно, флотационный способ разделения как один из основных в комбинированной технологической схеме переработки клинкера. При этом более тонкое измельчение клинкера до раскрытия сульфидов меди приведет к переизмельчению как кокса, так и медьсодержащих

твердых растворов, имеющих низкую микротвердость (1782-2092 МПа), и к снижению показателей разделения. Необходимо выделение коксика в отдельный концентрат перед флотацией для снижения потерь меди и железа в операции флотации.

7. Преобладающая форма существования богатых по цинку фаз в виде сферических образований размером менее 20 мкм, ассоциированных с окерманитом, свидетельствуют о возможности перехода цинка в немагнитную фракцию при применении магнитного разделения исходного клинкера, необходимости сверхтонкого помола клинкера и использования флотации для селективного его выделения в одноименный концентрат.

8. Селективное выделение коксика в углеродсодержащий концентрат магнитной сепарацией или флотацией будет осложняться присутствием включений металлического железа в некоторых частицах коксика.

9. Введение в схему обогащения гравитационного разделения позволит повысить извлечение углерода в объединённый продукт (немагнитная фракция первого приема магнитной сепарации + легкая фракция гравитационного разделения) и повысить извлечение меди в объединенный продукт (магнитная фракция первого приема сепарации и тяжелый продукт гравитационного разделения).

10. Применение радиометрической сепарации для концентрации меди в продукте перед флотацией нецелесообразно, но целесообразно при получении железного концентрата.

Таким образом, результаты комплексного изучения структурно-фазовых особенностей и технологических свойств клинкера вельцевания цинковых кеков, как одного из основных побочных продуктов цинкового производства и при этом ресурсоценного и наиболее крупнотоннажного, показали, что поликомпонентный, многофазовый состав клинкера, его неоднородное строение и сложный текстурно-структурный рисунок указывают на необходимость включения в план исследований на обогатимость магнитной сепарации, гравитационного разделения с целью более полного выделения железа в концентрат и флотацию тонкоизмельченного клинкера с целью повышения селективного извлечения медьсодержащих фаз.

Глава 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАЗДЕЛЕНИЯ ФАЗ КЛИНКЕРА МАГНИТНЫМ, ГРАВИТАЦИОННЫМ И ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДАМИ

Проведенное изучение вещественного состава (см. главу 2) и технологических свойств лежалого клинкера вельцевания ЧЦЗ послужило основанием для исследований обогатимости клинкера вельцевания магнитным и гравитационным методами. Выбор рациональных параметров обогащения осуществляли из соображений достижения наибольшего извлечения меди и цинка в металлсодержащий продукт при получении в неметаллсодержащем продукте достаточной массовой доли углерода для дальнейшего использования продукта.

3.1 Методики проведения исследований

Подготовка клинкера до требуемой крупности осуществлялась в барабанной шаровой мельнице (рисунок 3.1) по стандартным методикам [29, 33, 49]. Размеры мельницы $D \times L = 0,19 \times 0,14$ м. Объем мельницы $V=1$ дм³. Масса шаров $m= 2,8$ кг. Размер шаров $d=10-30$ мм.



Рисунок 3.1 – Лабораторная шаровая мельница

Магнитная сепарация выполнялась на электромагнитном роликовом сепараторе 138Т-СЭМ (рисунок 3.2) и мокром магнитном анализаторе 25т-Сэм (рисунок 3.3)



Рисунок 3.2 – Электромагнитный роликовый сепаратор 138Т-СЭМ

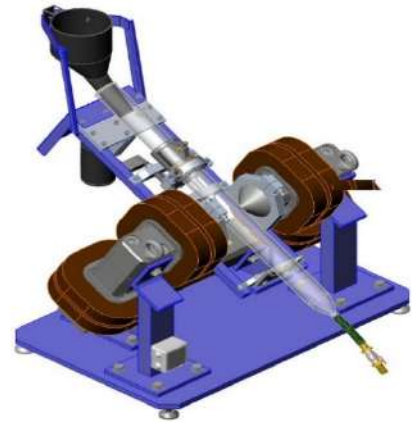


Рисунок 3.3 – Трубчатый магнитный анализатор 25т-Сэм

Магнитная сепарация была проведена с изменением крупности питания и напряженности магнитного поля 28, 42, 72, 102 и 125 кА/м.

Обогащение исходного клинкера и магнитного продукта разделения клинкера проводили в зависимости от крупности питания на лабораторных концентрационном 30 Б-КЦ и шламовом столах (рисунок 3.4).



а



б

Рисунок 3.4 – Лабораторный концентрационный стол:

а – СКО, б – 30 Б-КЦ

Обогащение на концентрационном столе представляет процесс разделения частиц по плотности и крупности в потоке воды малой высоты на наклонной плоско-

сти, подверженной качательному движению. При этом расслоение частиц происходит в узких каналах, образованных нарифлением (рисунок 3.5).

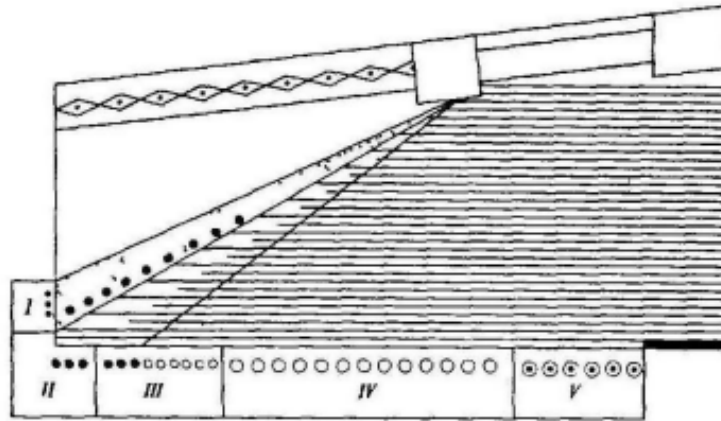


Рисунок 3.5 – Схема распределения частиц по промпродуктам разделения:
 зона I – преимущественно мелкие частицы большой плотности (концентрат 1);
 II – преимущественно крупные частицы большой плотности (концентрат 2);
 III – мелкие частицы малой плотности и крупные частицы большой плотности (промпродукт); IV – крупные частицы малой плотности (хвосты); V – шламы

Таким образом, общие принципы процесса обогащения на концентратных столах могут быть коротко сформулированы следующим образом: сегрегация в межрифловом пространстве, транспортировка частиц в продольном (под влиянием колебаний деки) и поперечном (водой по уклону) направлениях [37].

Опыты на концентратном столе проводились для клинкера крупностью - 3+0 и -0,5+0 мм, масса навески материала 150 г. Эксперимент на концентратном столе проводился с изменением угла наклона деки концентратного стола (5, 7, 10 и 12°) и содержания твердого в питании. Длина и число ходов деки стола приняты по известной зависимости от крупности обогащаемого материала [24]. Проводили разделение исходного клинкера и немагнитной фракции клинкера. Тяжелый продукт собирали из I, II и III зон, суммарный продукт IV и V зон – легкий продукт.

Для сравнения с результатами разделения на концентратном столе изучены закономерности разделения клинкера в поле центробежной силы на концентраторе «ИТОМАК-КН-0,1» (рисунок 3.6) с целью выделения коксика в отдель-

ный продукт. Анализировали массовые доли железа, меди, углерода и благородных металлов в продуктах.



Рисунок 3.6 – Центробежный сепаратор ИТОМАК-КН-0,1

Опыты на центробежном сепараторе «ИТОМАК» проводились для клинкера крупностью $-0,5+0$ мм, переменным фактором было давление воды: 0,08; 0,15; 0,22 кг/см³. Разделение производили исходного клинкера и магнитной фракции клинкера с целью проверки возможности получения продукта, обогащенного благородными металлами.

Флотационные испытания проводились по стандартным методикам [29, 49] на механической флотационной машине с объемом камеры 0,7 и 1 дм³ (рисунок 3.7).



Рисунок 3.7 – Лабораторная флотационная машина

За базовый режим принят режим флотации клинкера, используемый на Сибайской обогатительной фабрике, которая в 2014 г. занималась отработкой данных режимов на партии клинкера ЧЦЗ (таблица 3.1).

Таблица 3.1 – Режимы флотации клинкера на Сибайской ОФ

Точка подачи	Наименование реагента	Расход	Единицы измерения
Измельчение	CaO	до pH 9	
	Na ₂ S	100	г/т
Cu-головка	CaO	до pH 9	
	БКК	300	г/т
	T-92	160	г/т
Cu-флотация	CaO	до pH 10,5	
	БКК	700	г/т
	T-92	80	г/т

3.2 Магнитное обогащение клинкера

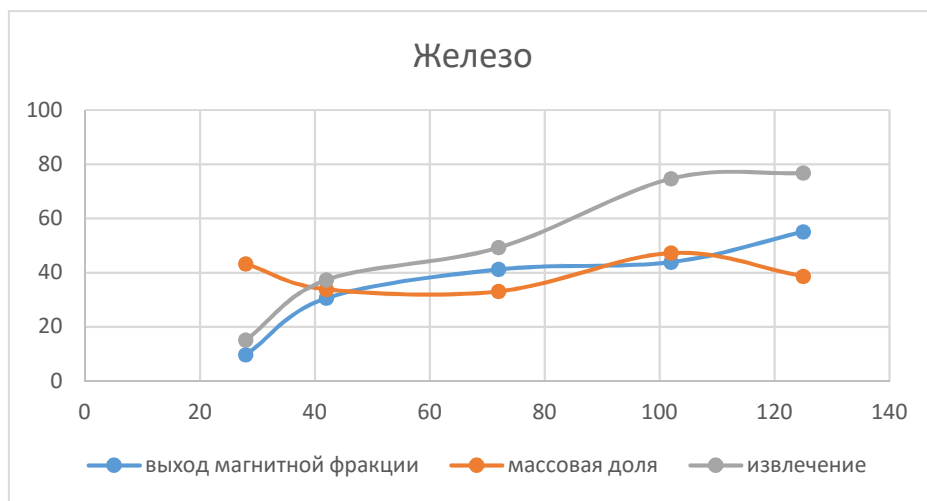
Вначале с использованием ручного магнита проведено разделение клинкера вельцевания крупностью -3+1 мм. Масса навески материала 150 г. Результаты представлены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Результаты открытого опыта магнитного обогащения клинкера

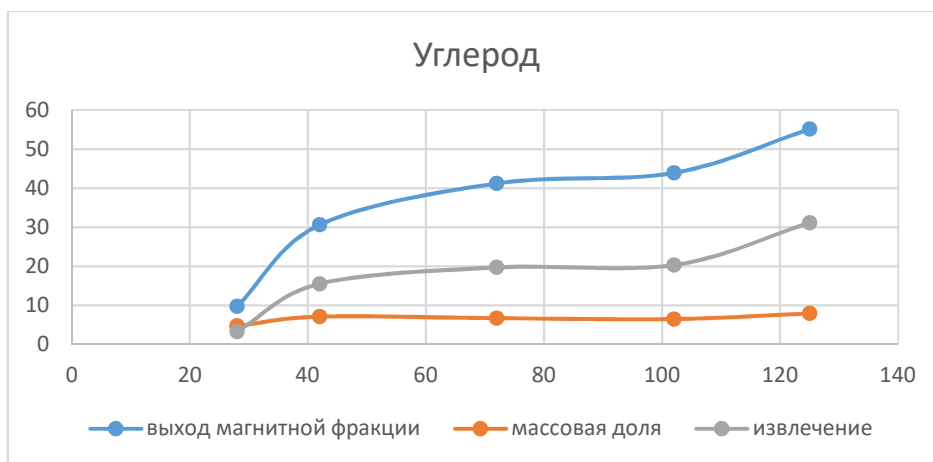
Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %, г/т						Извлечение, %					
		Cu	Fe	C	Au	Ag	Zn	Cu	Fe	C	Au	Ag	Zn
Магнитная фракция	44,3	5,3	36,58	6,4	3,10	303,60	2,63	70,3	58,23	20,3	58,60	52,02	56,
Немагнитная фракция	55,7	1,78	20,87	20,05	1,66	212,12	1,64	29,7	41,77	79,75	41,40	47,98	43,9
Клинкер	100,00	3,34	27,83	14,00	2,28	251,55	2,08	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Результаты открытого опыта (см. таблицу 3.2) показали, что большая часть углерода 79,75% концентрируется в немагнитной фракции, в неё также переходит 29,7% меди и 43,9% цинка. На основании вышеизложенного в главе 2 переходит и часть основных полезных компонентов меди, железа и драгметаллов, основная часть которых концентрируется в магнитной фракции. Массовая доля углерода в немагнитной фракции составляет 20,05%, что подтверждают результаты магнитного разделения узких классов крупности.

Результаты электромагнитной сепарации клинкера вельцевания показали, что при увеличении напряженности магнитного поля закономерно увеличивается выход магнитной фракции, но при этом снижается массовая доля железа в магнитном продукте, а извлечение углерода в магнитный продукт увеличивается (рисунок 3.8). Максимальное извлечение железа наблюдается при максимальной из изученных напряженностей магнитного поля (28, 42, 72, 102 и 125 кА/м), но при этом массовая доля железа значительно снижается, что, вероятно, является следствием перехода в магнитную фракцию бедных сростков магнетита с неметаллическими фазами клинкера.



а



б

Рисунок 3.8 – Зависимость выхода магнитной фракции, массовой доли и извлечения компонентов в магнитный продукт от напряженности магнитного поля: а – железо; б – углерод

Установлено, что при разделении пробы сухой магнитной сепарацией за рациональные параметры целесообразно принять напряженность магнитного поля 102 кА/м. При этих параметрах наблюдается извлечение железа в магнитный продукт 74,69%, извлечение углерода на уровне 20,3% и массовая доля углерода находится в одних и тех же пределах, что и при меньшей напряженности.

Результаты пофракционной магнитной сепарации при напряженности 102 кА/м клинкера крупностью -3, -1, и -0,5 мм представлены в таблицах 3.3-3.5.

Таблица 3.3 – Результаты пофракционной магнитной сепарации,
класс крупности -3 мм

Фракция, мм		Выход от класса, %	Выход от клинкера, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
				Fe	Cu	Zn	C	Fe	Cu	Zn	C
-3	магнитная	52,48	30,65	31,5	3,45	2,6	11	34,62	32,03	35,12	24,02
	немагнитная	47,52	27,75	23,5	1,99	1,5	16	23,38	16,73	18,34	31,64
-1	магнитная	51,31	16,6	35,2	6,2	3,1	9,8	20,95	31,17	22,68	11,59
	немагнитная	48,69	15,75	21,1	1,72	1,83	18	11,91	8,21	12,70	20,20
-0,5	магнитная	45,11	3	41,1	7,5	4,4	7,8	4,42	6,82	5,82	1,66
	немагнитная	54,89	3,65	19,1	1,97	1,3	29	2,50	2,18	2,09	7,54
-0,14	магнитная	28,13	0,45	52,2	11,2	6,1	7	0,84	1,53	1,21	0,22
	немагнитная	71,88	1,15	16,9	1,8	1,33	32	0,70	0,63	0,67	2,62
-0,071	магнитная	60,00	0,3	51,7	6,7	9,4	12,4	0,56	0,61	1,24	0,27
	немагнитная	40,00	0,2	17,4	1,78	1,51	16	0,12	0,11	0,13	0,22
Клинкер			100	27,80	3,34	2,08	14	100	100	100	100

Таблица 3.4 – Результаты пофракционной магнитной сепарации,
класс крупности -1 мм

Фракция		Выход от класса, %	Выход от клинкера, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
				Fe	Cu	Zn	C	Fe	Cu	Zn	C
-1	магнитная	41,37	18,1	38,2	4,67	2,02	8,2	25,37	24,88	17,80	8,49
	немагнитная	58,63	25,65	21,1	2,1	1,83	19	19,86	15,86	22,86	27,87
-0,5	магнитная	43,78	15,3	48,1	5,8	2,51	7	27,00	26,12	18,70	6,12
	немагнитная	56,22	19,65	12,1	1,79	1,7	31	8,72	10,35	16,27	34,84
-0,14	магнитная	39,78	5,45	49,7	6,4	2,1	4	9,94	10,27	5,57	1,25
	немагнитная	60,22	8,25	10,9	2,2	2,23	32,2	3,30	5,34	8,96	15,19
-0,071	магнитная	31,52	2,4	61,7	5,6	1,4	13	5,43	3,96	1,64	1,78
	немагнитная	68,48	5,2	10,4	2,1	3,24	15	1,98	3,21	8,20	4,46
Клинкер			100	27,80	3,34	2,08	14	100	100	100	100

Таблица 3.5 – Результаты пофракционной магнитной сепарации,
класс крупности -0,5 мм

Фракция, мм		Выход от класса, %	Выход от клинкера, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
				Fe	Cu	Zn	C	Fe	Cu	Zn	C
-0,5	магнитная	49,25	21,3	46,1	<u>4,79</u>	2,2	4,5	<u>35,30</u>	<u>30,12</u>	<u>24,51</u>	6,75
	немагнитная	50,75	21,95	17,1	2,74	1,3	6,8	13,49	17,75	14,93	10,52
-0,14	магнитная	31,39	9,45	60,4	6,7	2,7	2,1	20,52	18,69	13,35	1,40
	немагнитная	68,61	20,65	13,2	2,1	1,33	24,2	9,80	12,80	14,37	35,21
-0,071	магнитная	19,7	5,25	<u>64,2</u>	3,94	<u>5,4</u>	2,4	12,12	6,11	14,83	0,89
	немагнитная	80,3	21,4	11,4	2,3	1,61	<u>30</u>	8,77	14,53	18,02	<u>45,23</u>
Клинкер			100	27,80	3,34	2,08	14	100	100	100	100

Магнитный анализ по классам крупности материала фракции -3+0 мм показал, что магнитная фракция во всех классах, кроме -0,14+0,071 мм, составляет более 45%. В классе крупности -0,14+0,071 мм преобладает немагнитная фракция, на долю которой приходится 71,88% от класса. Соотношение извлечения железа в магнитную и немагнитную фракции для класса крупности более -0,071 мм близко и находится в интервале 1,2-1,75, а в классе -0,071 мм составляет 4,7. Это объясняется наличием в классе -0,071 мм раскрытых сростков. Наибольшее извлечение железа 34,62%, меди 32,03% и цинка 35,12% закономерно приходится на магнитную фракцию класса -3 мм, а углерода – 31,64% на немагнитную фракцию этого же класса. При этом наибольшая массовая доля железа 52,2% и меди 11,2% приходится на магнитную фракцию класса -0,14 мм, цинка 9,4% – на магнитную фракцию класса -0,071 мм, а углерода 32% – на немагнитную фракцию класса -0,14 мм. Соотношение извлечения железа и меди в магнитную фракцию находится в интервале 0,55-1, то есть изменяется не в широких пределах, что подтверждает корреляцию между извлечением железа и меди в один и тот же продукт.

Магнитный анализ по классам крупности материала фракции -1+0,071 мм показал, что магнитная фракция во всех классах, кроме -0,071 мм, составляет более 40%. В классе крупности -0,071 мм преобладает немагнитная фракция, на долю которой приходится 68,48% от класса. Соотношение извлечения железа в магнитную и немагнитную фракции для класса крупности -3 мм со-

ставляет 1,2 и увеличивается до 3 при уменьшении класса крупности до -1 мм. Железо эффективнее извлекается в магнитную фракцию в классах крупности менее -1 мм. Это объясняется наличием в этом классе раскрытых сростков. Наибольшее извлечение железа 27%, меди 26,12% приходится на магнитную фракцию класса -0,5 мм, а углерода 34,84% – на немагнитную фракцию этого же класса. При этом наибольшая массовая доля железа 61,7% приходится на магнитную фракцию класса -0,071 мм, цинка 3,24% – на немагнитную фракцию этого же класса, меди 6,4% – на магнитную фракцию класса -0,14 мм, а углерода – 32,2% на немагнитную фракцию этого класса. Соотношение извлечения железа и меди в магнитную фракцию сохраняется во всех классах крупности и находится в интервале 1-1,4. Классов, в которых преимущественно концентрируется медь, в магнитной фракции не выявлено.

Магнитный анализ по классам крупности материала фракции -0,5 мм показал, что выход магнитной фракции снижается с уменьшением класса крупности. В классе крупности -0,071 мм преобладает немагнитная фракция, на долю которой приходится 80,3% от класса. Отношение извлечения железа в магнитную и немагнитную фракции для класса крупности -0,5 мм уменьшается с 2,6 до 1,4, что указывает на наличие немагнитных железосодержащих фаз в клинкере при дезинтеграции до класса крупности -0,5 мм.

Наибольшее извлечение железа 35,3%, меди 30,12% и цинка 24,51% приходится на магнитную фракцию класса -0,5 мм, а углерода 45,23% – на немагнитную фракцию класса -0,071 мм. При этом наибольшая массовая доля железа 64,2% и цинка 5,4% приходится на магнитную фракцию класса -0,071 мм, а углерода 30% – на немагнитную фракцию этого же класса, меди 4,79 % – на магнитную фракцию класса -0,5 мм.

Проведен расчет массовой доли и извлечения меди, цинка и углерода в суммарную магнитную фракцию в классах крупности -3 мм, -1 мм и -0,5 мм.

Результаты показали (рисунок 3.9), что наибольшее извлечения меди, цинка и углерода в суммарную магнитную фракцию происходит при магнитной сепарации материала крупностью -3 мм и составляет 72,16%, 66,07%, 37,76% соответ-

ственно. При уменьшении крупности до $-0,5$ мм извлечение меди и углерода в магнитную фракцию снижается до $54,92\%$ и $9,04\%$. При этом извлечение железа увеличивается до $67,94\%$ при уменьшении крупности до $-0,5$ мм. Извлечение цинка сначала уменьшается до $43,71\%$, а затем снова увеличивается до $52,69\%$ при уменьшении крупности до $-0,5$ мм.

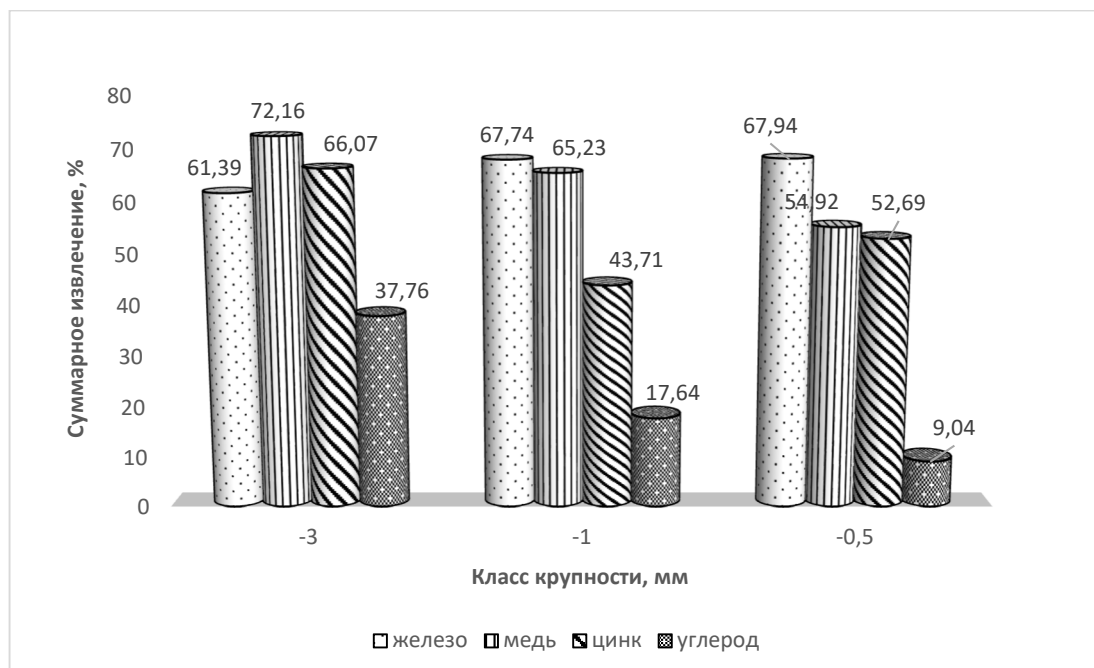


Рисунок 3.9 – Суммарное извлечение железа, меди, цинка и углерода в магнитную фракцию (по данным таблиц 3.3-3.5)

Следует отметить, что извлечение железа в магнитную фракцию возрастает при снижении крупности с -3 до $-0,5$ мм, что является следствием более полного раскрытия сростков магнитных и немагнитных железосодержащих клинкерообразующих фаз.

3.3 Изучение закономерности разделения клинкера гравитационным методом

На основании изложенного в главах 1, 2 для проверки предположений о целесообразности изучения разделения клинкера гравитационным способом были проведены лабораторные исследования с использованием концентрационного стола и центробежной сепарации на ИТОМАК.

В условиях лаборатории ОПИ изучено влияние трех основных параметров концентрации на столах, регулируемых в фабричных условиях: поперечный угол, расход воды и крупность питания. Эти параметры являются основными регулирующими параметрами процесса концентрации. Оптимальное их соотношение определяется экспериментально для конкретного исходного материала. Эксперимент на концентрационном столе проводился с изменением угла наклона деки концентрационного стола 5, 7, 10 и 12° (таблица 3.6).

Таблица 3.6 – Результаты обогащения исходной фракции клинкера на концентрационном столе ($d_{\max}=3$ мм)

Угол наклона, град	Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
			Cu	Fe	C	Cu	Fe	C
5	Исходная	100,00	3,34	27,80	14,00	100,00	100,00	100,00
	Тяжелая фракция	60,24	3,42	29,84	13,60	61,68	64,66	58,52
	Легкая фракция	39,76	3,22	24,71	14,61	38,32	35,34	41,48
7	Исходная	100,00	3,34	27,80	14,00	100,00	100,00	100,00
	Тяжелая фракция	60,24	3,56	29,98	13,32	64,21	64,96	57,31
	Легкая фракция	39,76	3,01	24,50	15,03	35,79	35,04	42,69
10	Исходная	100,00	3,34	27,80	14,00	100,00	100,00	100,00
	Тяжелая фракция	59,61	4,2	35,82	12,76	74,95	76,80	54,33
	Легкая фракция	40,39	2,07	15,97	15,83	25,05	23,20	45,67

Для центробежной сепарации переменным фактором было давление воды: 0,08; 0,15; 0,22 кг/см³. Разделение производили исходного клинкера и магнитной фракции клинкера с целью проверки возможности получения продукта, обогащенного благородными металлами.

Результаты изучения влияния крупности и изменения угла наклона деки концентрационного стола при расходе смывной воды 0,5 дм³/мин представлены в таблицах 3.6-3.8. Амплитуда горизонтальных и вертикальных колебаний по И.Н. Исаеву принята в пределах 6-10 и 1-3 мм соответственно [24]. Увеличение амплитуды горизонтальных колебаний приводит к увеличению скорости транспортирования, увеличение амплитуды вертикальных – к интенсивному перемешиванию материала, а уменьшение амплитуды снижает скорость транспортирования.

вания, вызывая увеличение толщины слоя разделяемого материала, что отрицательно сказывается на процессе разделения.

Таблица 3.7 – Результатов обогащения немагнитной фракции клинкера на концентрационном столе ($d_{\max}=3$ мм)

Угол наклона, град	Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
			Cu	Fe	C	Cu	Fe	C
5	Тяжелая фракция	92,00	2,01	12,70	21,10	92,92	96,88	86,28
	Легкая фракция	8,00	1,76	4,70	38,60	7,08	3,12	13,72
	Исходная	100,00	1,99	12,06	22,50	100,00	100,00	100,00
7	Тяжелая фракция	82,53	2,03	13,20	20,80	84,19	90,33	76,30
	Легкая фракция	17,47	1,80	6,67	30,53	15,81	9,67	23,70
	Исходная	100,00	1,99	12,06	22,50	100,00	100,00	100,00
10	Тяжелая фракция	65,33	1,98	15,80	19,46	65,01	85,59	56,51
	Легкая фракция	34,67	2,01	5,01	28,23	34,99	14,41	43,49
	Исходная	100,00	1,99	12,06	22,50	100,00	100,00	100,00
12	Тяжелая фракция	62,27	1,95	16,20	18,79	61,02	83,64	52,00
	Легкая фракция	37,73	2,06	5,23	28,62	38,98	16,36	48,00
	Исходная	100,00	1,99	12,06	22,50	100,00	100,00	100,00

Таблица 3.8 – Результатов обогащения немагнитной фракции клинкера на концентрационном столе ($d_{\max}=0,5$ мм)

Угол наклона, град	Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
			Cu	Fe	C	Cu	Fe	C
5	Тяжелая фракция	59,43	2,23	14,20	9,75	66,60	69,98	25,75
	Легкая фракция	40,57	1,64	8,92	41,18	33,40	30,02	74,25
	Исходная	100,00	1,99	12,06	22,50	100,00	100,00	100,00
7	Тяжелая фракция	53,57	2,50	16,20	8,80	67,30	71,96	20,95
	Легкая фракция	46,43	1,40	7,28	38,31	32,70	28,04	79,05
	Исходная	100,00	1,99	12,06	22,50	100,00	100,00	100,00
10	Тяжелая фракция	50,51	3,02	18,80	6,30	76,65	78,73	14,14
	Легкая фракция	49,49	0,94	5,18	39,03	23,35	21,27	85,86
	Исходная	100,00	1,99	12,06	22,50	100,00	100,00	100,00
12	Тяжелая фракция	50,24	2,73	16,20	6,26	68,92	67,49	13,98
	Легкая фракция	49,76	1,24	7,88	38,90	31,08	32,51	86,02
	Исходная	100,00	1,99	12,06	22,50	100,00	100,00	100,00

Анализ результатов обогащения немагнитной фракции клинкера на концентрационном столе для разной крупности показал, что рационально брать материал

крупностью $-0,5$ мм, так как извлечение углерода в тяжелую фракцию значительно уменьшается. Увеличение наклона деки приводит к снижению выхода тяжелой фракций.

Анализ расхода воды на шламовом столе для угла наклона деки 10° показал, что за оптимальный расход воды необходимо принять $0,5$ $\text{дм}^3/\text{мин}$, при котором извлечение меди в тяжелую фракцию из немагнитной фракции клинкера крупностью $-0,5$ мм составляет $76,65\%$ (рисунок 3.10).

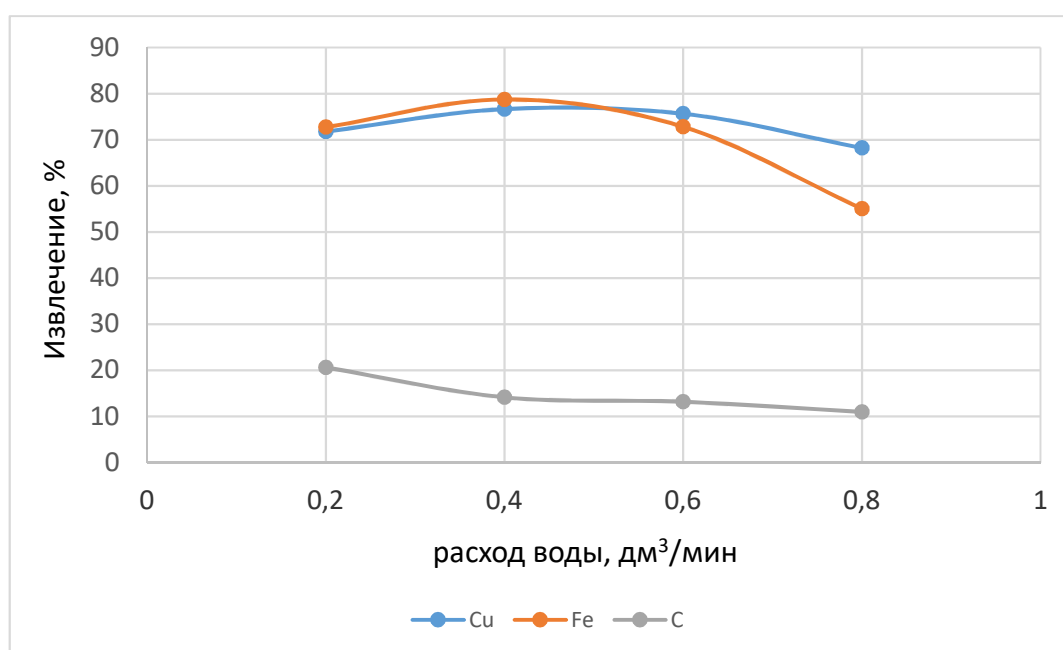


Рисунок 3.10 – Влияние расхода воды на шламовом столе ($d=0,5$), угол наклона 10°

Наилучший результат для исходного клинкера и немагнитной фракции клинкера на концентрационном столе получен при угле наклона деки равном 10° , расход воды $0,5$ $\text{дм}^3/\text{мин}$, при крупности материала -3 мм извлечение Cu составляет $74,95\%$, Fe – $76,80\%$; для крупности $-0,5$ мм извлечение Cu – $76,65\%$, Fe – $78,73\%$.

Установлено, что в результате центробежной сепарации клинкера на ИТО-МАК извлечение меди в тяжелую фракцию составило $27,56\%$, железа – $26,88\%$, цинка – $31,12\%$, что значительно ниже, чем на концентрационном столе (таблицы 3.9, 3.10).

Таблица 3.9 – Результаты центробежной сепарации на ИТОМАК исходного клинкера

Давление воды, кг/см ³	Продукты	Выход, %	Массовая доля, %					Извлечение, %				
			Zn	Fe	Cu	Au	Ag	Zn	Fe	Cu	Au	Ag
0,08	Тяжелая фракция	15,60	4,03	47,91	5,90	3,80	288,40	31,12	26,88	27,56	28,50	18,27
	Легкая фракция	84,40	0,00	24,08	2,87	1,76	238,40	0,00	73,12	72,44	71,50	81,73
	Исходный клинкер	100,0	2,02	27,80	3,34	2,08	246,20	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
0,15	Тяжелая фракция	10,20	3,80	42,76	5,84	3,43	290,30	19,19	15,69	17,83	16,82	12,03
	Легкая фракция	89,80	1,82	26,10	3,06	1,93	241,19	80,81	84,31	82,17	83,18	87,97
	Исходный клинкер	100,0	2,02	27,80	3,34	2,08	246,20	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
0,22	Тяжелая фракция	7,50	3,75	43,45	5,80	3,40	295,50	13,92	11,72	13,02	12,26	9,00
	Легкая фракция	92,50	1,88	26,53	3,14	1,97	242,20	86,08	88,28	86,98	87,74	91,00
	Исходный клинкер	100,0	2,02	27,80	3,34	2,08	246,20	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

С целью проверки возможности получения концентрата, обогащенного благородными металлами, поставлены опыты по разделению магнитной фракции (таблица 3.10).

Таблица 3.10 – Результаты центробежной сепарации на ИТОМАК магнитной фракции клинкера

Давление воды, кг/см ³	Продукты	Выход, %	Массовая доля, %					Извлечение, %				
			Zn	Fe	Cu	Au	Ag	Zn	Fe	Cu	Au	Ag
0,08	Тяжелая фракция	15,60	5,03	58,45	7,90	6,94	298,70	16,62	16,28	18,90	34,92	5,89
	Легкая фракция	84,40	4,66	55,55	6,25	2,39	341,91	83,38	83,72	81,10	65,08	94,11
	Исходный клинкер	100,0	4,72	36,58	5,30	3,10	303,6	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
0,15	Тяжелая фракция	10,20	4,80	60,12	6,84	6,43	305,2	10,37	10,95	10,70	21,16	12,03
	Легкая фракция	89,80	4,71	36,27	6,22	2,72	303,42	89,63	89,05	89,30	78,84	87,97
	Исходный клинкер	100,0	4,72	36,58	6,25	3,10	246,2	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
0,22	Тяжелая фракция	7,50	4,75	60,15	6,80	6,40	295,50	7,55	8,06	7,82	15,48	9,00
	Легкая фракция	92,50	4,72	36,36	6,23	2,83	242,20	92,45	91,94	92,18	84,52	91,00
	Исходный клинкер	100,0	4,72	56,00	6,52	3,10	246,2	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Сконцентрировать благородные металлы в тяжелой фракции не удалось, то есть получение отдельного золото- и серебросодержащего продукта нецелесообразно. В результате центробежной сепарации на ИТОМАК в легкую фракцию извлекаются в среднем 85% благородных металлов (золота и серебра).

3.4 Сравнительный анализ и обоснование схем концентрирования меди перед флотацией

Анализ результатов извлечения меди, железа и углерода в продукты магнитного и гравитационного разделения исходного клинкера крупностью -3 мм показало, что извлечение меди в магнитный продукт составило 72,15%, в тяжелую фракцию – 74,95%, при этом содержание меди в магнитном продукте выше, чем в тяжелой фракции, в которую переходит больше углерода – 54,33% (рисунок 3.11).

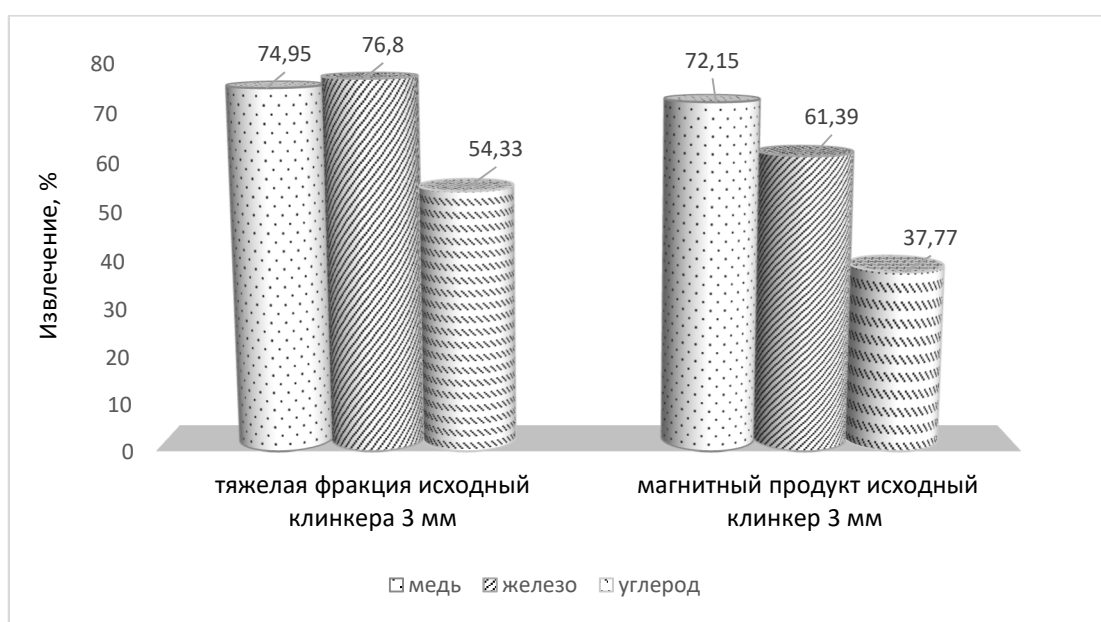


Рисунок 3.11 – Сравнительный анализ наилучших показателей извлечения меди, железа и углерода в продукт магнитного и гравитационного разделения исходного клинкера

По совокупности показателей сложно сделать выбор между магнитной сепарацией и концентрацией на столе в голове процесса, поэтому провели опыты разделения по схемам: концентрационный стол – магнитная сепарация (рисунок 3.12, а); магнитная сепарация – концентрационный стол (рисунок 3.12, б).

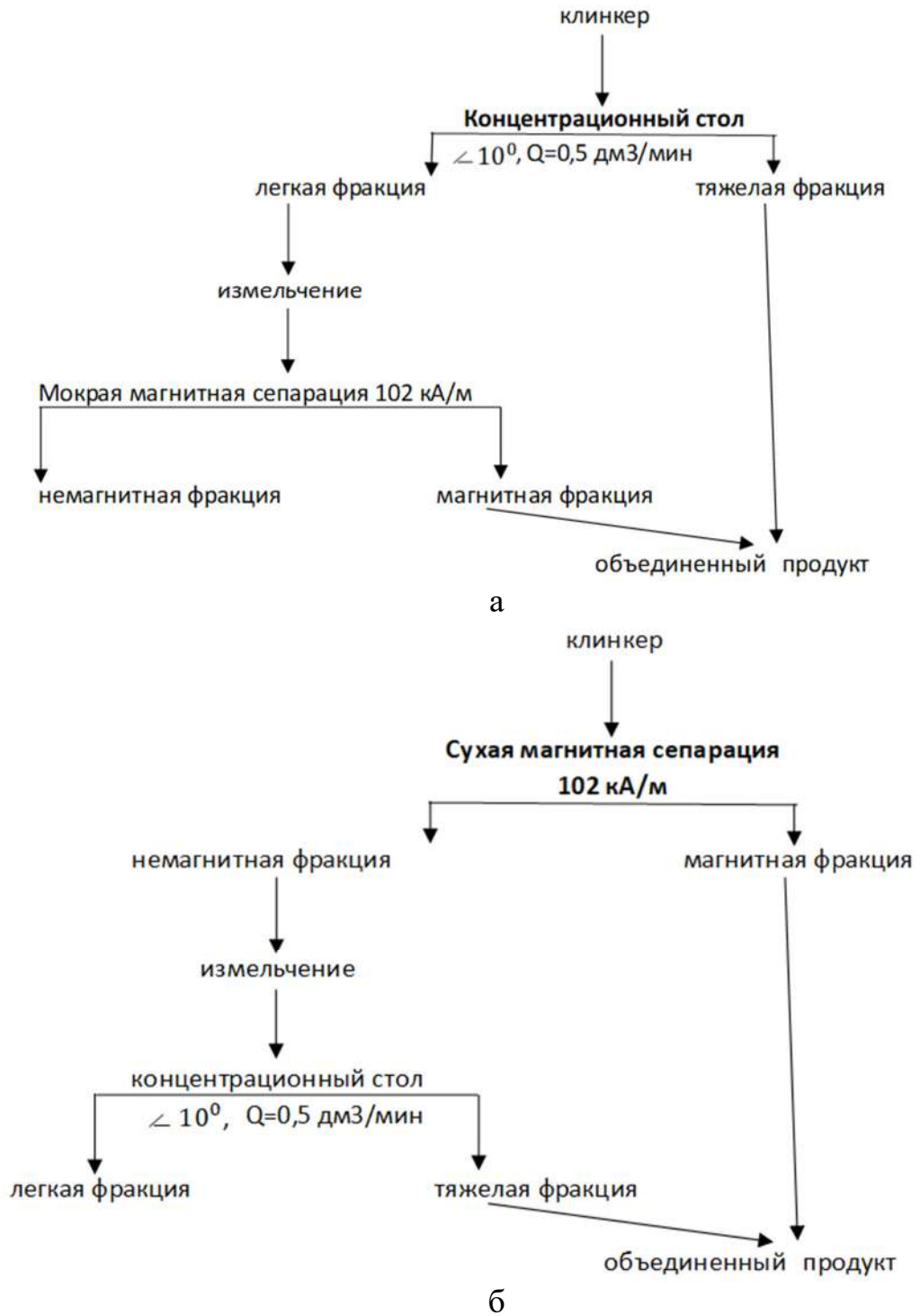


Рисунок 3.12 – Схемы лабораторного эксперимента:

а – концентрационный стол – магнитная сепарация;

б – магнитная сепарация – концентрационный стол

Результаты представлены в таблицах 3.11, 3.12.

Таблица 3.11 – Результаты опыта «концентрационный стол – магнитная сепарация»

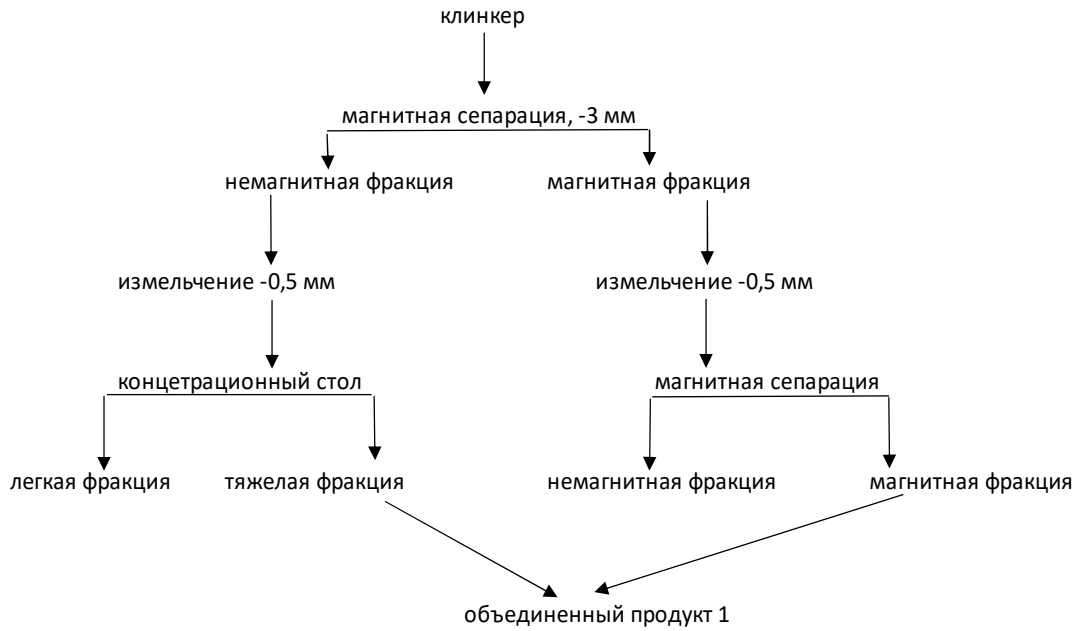
Продукт	Выход,%	Массовая доля,%			Извлечение,%		
		Cu	Fe	C	Cu	Fe	C
Тяжелая фракция	59,6	4,22	35,82	12,76	75,30	80,66	35,12
Легкая фракция	40,4	2,04	13,74	22,48	24,70	19,34	64,88
Магнитная	8	3,54	55,55	3,58	8,48	15,99	2,05
Немагнитная	32,4	1,67	2,88	26,41	16,22	3,35	62,83
Исходный	100	3,34	27,80	14,00	100,00	100,00	100,00
Объединенный продукт	67,6	4,76	39,74	8,05	83,78	96,65	37,17

Таблица 3.12 – Результаты опыта «магнитная сепарация – концентрационный стол»

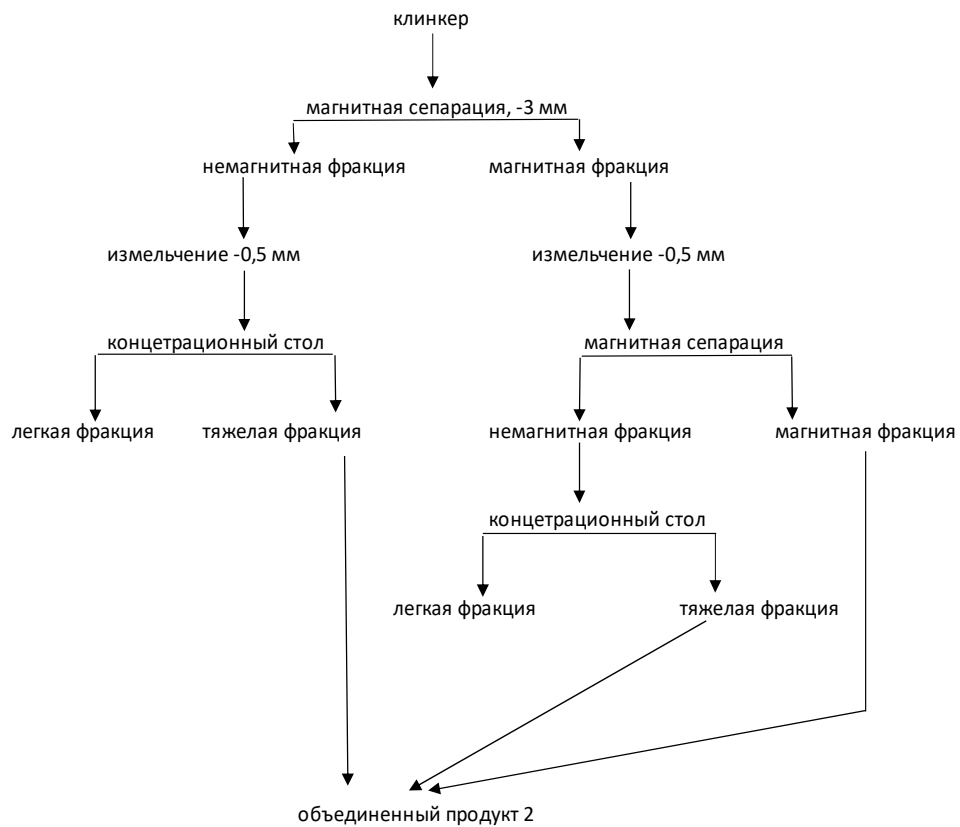
Продукт	Выход,%	Массовая доля,%			Извлечение,%		
		Cu	Fe	C	Cu	Fe	C
Магнитная фракция	44,30	5,35	47,35	6,46	70,30	74,69	20,25
Немагнитная	55,70	1,78	18,99	20,04	29,70	25,31	79,75
Тяжелая	30,55	2,56	18,36	4,88	23,37	20,15	10,65
Легкая	25,15	0,84	5,71	38,47	6,33	5,16	69,10
Исходный	100,00	3,34	27,83	14,00	100,00	100,00	100,00
Объединенный продукт	74,85	4,18	35,26	5,78	93,67	94,84	30,90

Результаты опытов показали, что из двух изученных схем оптимально использовать для включения в технологическую схему обогащения комбинацию «сухая магнитная сепарация – измельчение немагнитного продукта – концентрационный стол», т.к. в результате эксперимента с использованием данной последовательности получили более высокое извлечение в объединенный продукт Cu – 93,67% и более низкое извлечение углерода C – 30,9%.

В связи с тем, что в объединенный продукт извлечение углерода осталось на уровне 30,9%, в схему добавили доизмельчение магнитной фракции до -0,5 мм, вторую магнитную сепарацию (рисунок 3.13, а) и концентрационный стол для немагнитной фракции второй магнитной сепарации (рисунок 3.13, б).



а



б

Рисунок 3.13 – Схемы лабораторного эксперимента

Полученные результаты представлены в таблице 3.13 и отражены в статье [58].

Таблица 3.13 – Результаты опытов

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Cu	Fe	C	Cu	Fe	C
Легкая	21,15	0,84	5,71	38,47	6,33	5,16	69,10
Немагнитная	26,54	3,65	34,70	9,16	29,03	33,09	17,37
Объединенный продукт 1	47,91	4,51	35,87	3,95	64,64	61,75	13,53
Исходный	100,00	3,34	27,83	14,00	100,00	100,00	100,00
Тяжелая	17,46	5,24	50,37	2,23	27,41	31,61	2,78
Легкая	9,07	0,60	20,70	22,51	1,62	6,75	14,59
Немагнитная	26,54	3,65	34,70	9,16	29,03	33,09	17,37
Объединенный продукт 2	65,37	4,70	39,74	3,49	92,05	93,36	16,31

Результаты показали, что наименьшее извлечение углерода 13,53% получаем по схеме на рисунке 3.13, а, но при этом извлечение меди и железа в объединенный продукт низкое – 64,64% и 61,75%. В последней схеме (см. рисунок 3.13, б) массовая доля меди в объединенный продукт составила 4,7% при извлечении в него меди 92,05%, при этом массовая доля углерода наименьшая – 3,49% при извлечении в него углерода 16,31%. Получили, что наименьшее извлечение углерода при высоком извлечении меди и железа в объединенный продукт перед флотацией получаем по схеме на рисунке 3.13, б. В связи с тем, что использование двух концентрационных столов нерентабельно для одной и той же крупности материала, целесообразно вернуть немагнитную фракцию, полученную после второй магнитной сепарации, на концентрационный стол вместе с измельченной до -0,5 мм немагнитной фракцией первой магнитной сепарации.

3.5 Изучение особенностей флотационного разделения клинкера по базовому режиму

После выделения обогащенного по меди и железу объединенного продукта (см. пункт 3.4) провели поисковые открытые опыты по флотационному выделению меди в пенный продукт с использованием реагентного режима, применяемого на Сибайской ОФ при переработке клинкера, с пофракционным съемом пены.

Опыты проводились по схеме, приведенной на рисунке 3.14, результаты представлены в таблице 3.14.

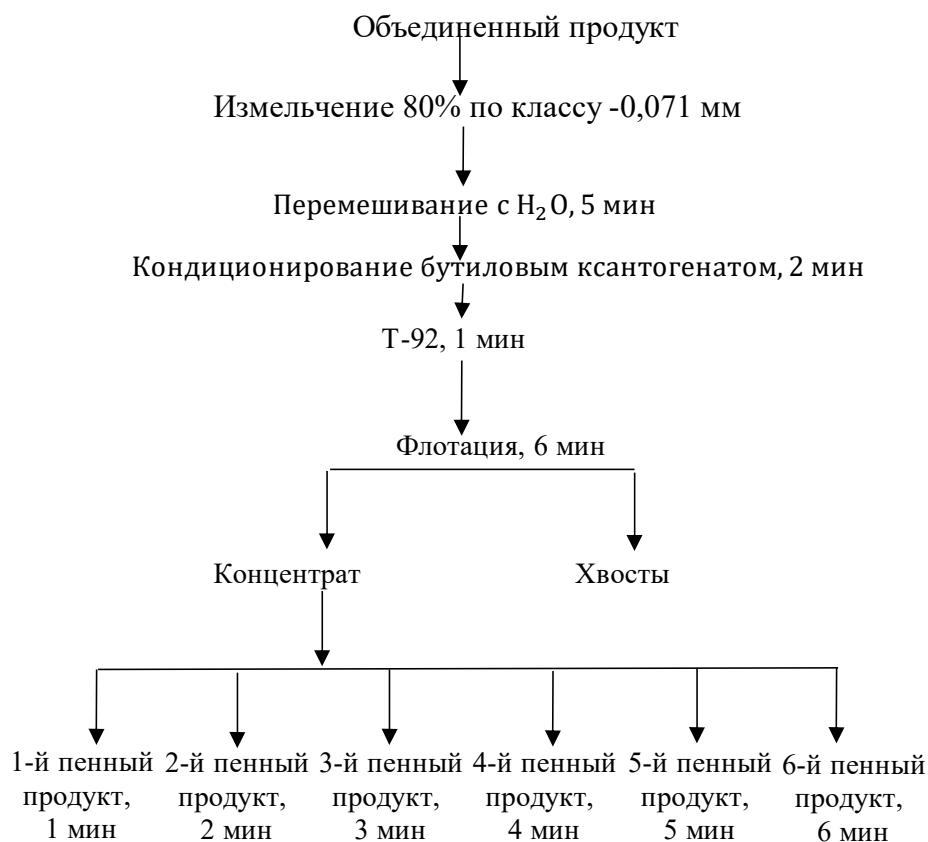


Рисунок 3.14 – Схема проведения опыта

Таблица 3.14 – Результаты флотационного опыта в открытом режиме

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			
		Cu	Fe	C	Cu	Fe	C	
Опыт-1								
Пенный концентрат	1	16,13	9,50	33,82	5,85	35,46	15,70	10,28
	2	10,75	7,30	33,20	6,39	18,16	10,27	7,48
	3	6,34	6,12	30,97	10,48	8,98	5,65	7,24
	4	5,79	3,65	22,93	18,17	4,89	3,82	11,46
	5	5,71	2,19	18,56	27,65	2,90	3,05	17,20
	6	4,67	1,64	16,67	29,29	1,77	2,24	14,90
Коллективный концентрат		49,39	6,31	28,66	12,74	72,16	40,74	68,55
Хвосты		50,61	2,38	40,69	5,70	27,84	59,26	31,45
Клинкер		100,0	4,32	34,75	9,18	100,0	100,0	100,0

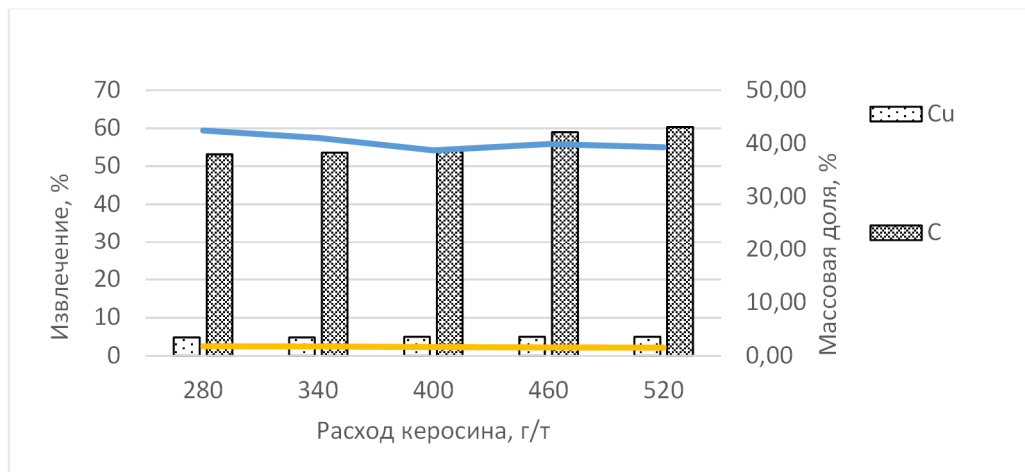
Результаты показали, что более 35,46% меди и 15,7% железа извлекаются в начале процесса.

Уголь извлекается на протяжении всех 6-ти минут флотации и его извлечение увеличивается после 3 минут флотации.

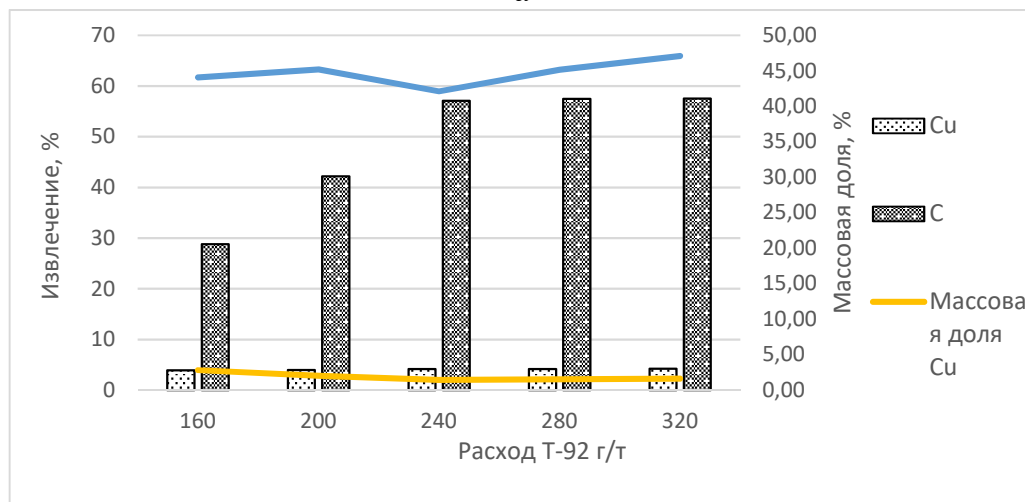
По результатам опыта получен коллективный концентрат с массовой долей меди – 6,31%, железа – 28,66%, углерода – 12,74% при извлечении в него меди – 72,16%, железа – 40,74%, углерода – 68,55%.

По полученным показателям обогащения можно сделать вывод о необходимости снижения содержания углерода в концентрате, который в дальнейшем негативно повлияет на получение готового медного концентрата, путем вывода его в готовый угольный концентрат.

После открытого флотационного опыта ввели операцию угольной флотации перед медной с подачей керосина и изучили влияние расходов керосина и вспенивателя на извлечение углерода, крупность материала -0,071 мм (рисунок 3.15).



а



б

Рисунок 3.15 – Гистограмма серии флотационных опытов с изменением:

а – расхода керосина; б – расхода вспенивателя

Результаты серии опытов на изменение расхода керосина с 280 до 520 г/т показали, что рациональным расходом керосина является расход 280 г/т, при котором получен углеродный концентрат с массовой долей углерода 42,44% и извлечением углерода в него 53,17%, меди – 4,81%.

Результаты серии опытов на изменение расхода вспенивателя Т-92 со 160 до 320 г/т показали, что рациональным расходом вспенивателя Т-92 является расход 240 г/т, при котором получен углеродный концентрат с массовой долей углерода 42,12% и извлечением углерода в него 57,12%, меди – 4,18%.

После установления рациональных параметров угольной флотации изучили влияние тонины помола и расходов реагентов на показатели медной флотации.

Результаты серии опытов (таблица 3.15) показали, что увеличение помола с 80,84% до 85,69% по классу -0,071 мм привело к повышению извлечения углерода в грубый медный концентрат с 33,89% до 41,05%, а на качество грубого медного концентрата и на увеличение извлечения меди в него не повлияло. Визуально замечено, что при достижении тонины помола 85,69% наблюдается ошламование пульпы. Следовательно, рациональной тониной помола для клинкера является помол 80,84% по классу -0,071 мм.

Таблица 3.15 – Сравнительные результаты открытых флотационных опытов с разной тониной помола по классу -0,071 мм (1 и 5 опыт в серии)

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Cu	Fe	C	Cu	Fe	C
Опыт-1							
Угольный концентрат	6,87	1,99	6,27	31,91	3,16	1,24	23,88
Грубый Си концентрат	35,80	8,67	36,92	8,69	71,85	38,04	33,89
Хвосты	57,33	1,88	36,81	6,76	24,95	60,73	42,22
Клинкер	100,0	4,32	34,75	9,18	100,0	100,0	100,0
Опыт-5							
Угольный концентрат	4,72	2,21	8,25	20,15	2,41	1,12	10,36
Грубый Си концентрат	36,10	8,40	31,54	10,44	70,19	32,77	41,05
Хвосты	59,18	2,00	39,47	7,54	27,40	67,22	48,61
Клинкер	100,0	4,32	34,75	9,18	100,0	100,0	100,0

Результаты серии опытов (таблица 3.16) на изменение расхода вспенивателя Т-92 со 160 до 320 г/т показали, что извлечение углерода и меди остались практически в тех же пределах. За рациональный расход вспенивателя Т-92 возьмем результат 240 г/т из всех опытов, при котором пенообразование и извлечение меди оптимально по сравнению с остальными опытами.

Таблица 3.16 – Сравнительные результаты серии открытых флотационных опытов на изменение расхода вспенивателя (1-й и 5-й опыты в серии)

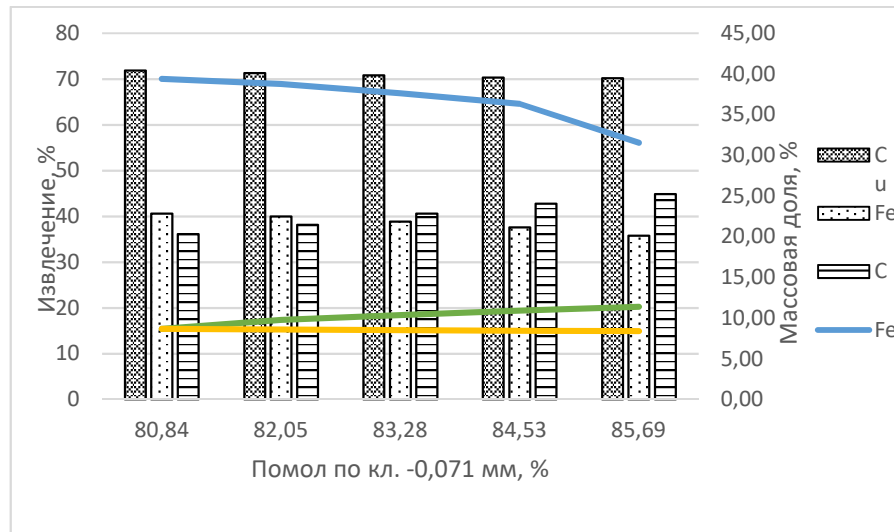
Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Cu	C	Cu	C
Опыт-1					
Угольный концентрат	11,21	1,7	47,64	4,4	58,17
Грубый Cu концентрат	45,81	6,75	4,74	71,54	23,66
Хвосты	42,98	2,42	3,88	24,06	18,17
Клинкер	100	4,32	9,18	100	100
Опыт-5					
Угольный концентрат	6	2,83	30,51	3,93	19,94
Грубый Cu концентрат	40,5	7,68	5,36	72,01	23,66
Хвосты	53,5	1,94	9,68	24,06	56,4
Клинкер	100	4,32	9,18	100	100

По результатам серии открытых опытов (таблица 3.17) получено, что при расходе БКК 200 г/т получен грубый медный концентрат с наибольшей массовой долей меди 9,5% и извлечением меди в него 35,46%; при расходе БКК 700 г/т получен грубый медный концентрат с массовой долей меди 6,31% и извлечением меди в него 72,16%, при содержании в исходной меди 4,32%. Таким образом, при увеличении расхода БКК с 200 г/т значительно увеличивается извлечение меди в грубый медный концентрат, при этом массовая доля меди снижается. За рациональный параметр расхода БКК возьмем 700 г/т, полученный в опыте №6, в котором получен наилучший результат по извлечению меди в медном концентрате.

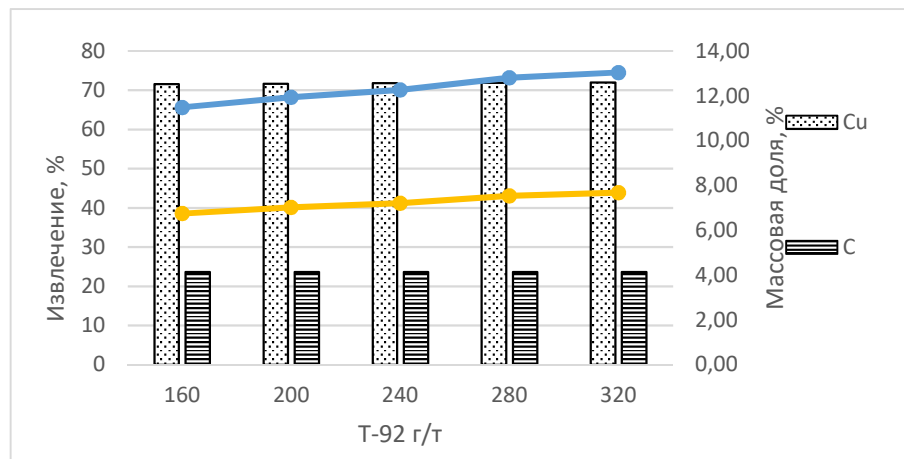
Таблица 3.17 – Сравнительные результаты серии открытых флотационных опытов на изменение расхода БКК

Наименование продукта	Расход БКК, г/т	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
			Cu	Fe	C	Cu	Fe	C
Си-концентрат 1	200	16,13	9,50	33,82	5,85	35,46	15,7	10,28
Си-концентрат 2	300	26,88	8,62	33,57	6,07	53,62	25,97	17,76
Си-концентрат 3	400	33,22	8,14	33,08	6,91	62,6	31,62	25,00
Си-концентрат 4	500	39,01	7,47	31,57	8,58	67,49	35,44	36,46
Си-концентрат 5	600	44,72	6,80	29,91	11,02	70,39	38,49	53,66
Си-концентрат 6	700	49,39	6,31	28,66	12,74	72,16	40,73	68,56
Хвосты		50,61	2,38	40,70	5,70	27,84	59,27	31,44
Клинкер		100	4,32	34,75	9,18	100	100	100

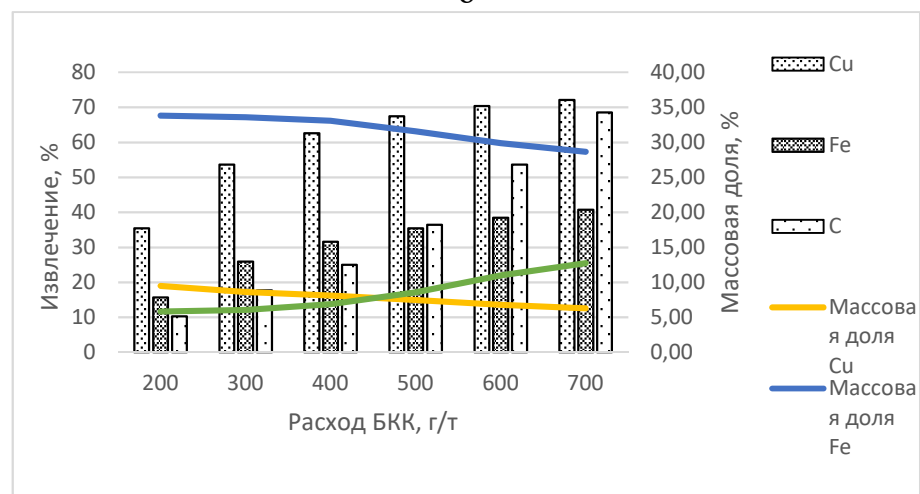
Сравнительные результаты открытых флотационных опытов представлены на рисунке 3.16.



а



б



в

Рисунок 3.16 – Гистограмма серии флотационных опытов с изменением:
а – тонины помола по классу -0,071 мм; б – расхода вспенивателя Т-92;
в – расхода БКК

В результате поисковых опытов с последовательным изменением значений одного из факторов при фиксации остальных определен базовый режим флотации для проведения дальнейших исследований: помол по классу $-0,071$ мм – 80,84%. Угольная флотация: керосин=280 г/т, $\Sigma T-92=240$ г/т. Сульфидная флотация: $\Sigma БКК=700$ г/т, $\Sigma T-92=240$ г/т.

Выводы по главе 3

1. Установлено, что при разделении пробы сухой магнитной сепарацией за рациональные параметры целесообразно принять напряженность магнитного поля 102 кА/м. При этих параметрах наблюдается извлечение железа в магнитный продукт 74,69%, извлечение углерода на уровне 20,3 % и массовая доля углерода находится в одних и тех же пределах, что и при меньшей напряженности.

2. Магнитным анализом узких классов крупности клинкера, доведенного до класса -3, -1, -0,5 мм, установлено, что распределение железа между магнитной и немагнитной фракциями с уменьшением крупности изменяется. Для клинкера крупностью -3 мм в магнитную фракцию железа в любом узком классе крупности извлекается больше в 2-2,5 раза, чем в немагнитную фракцию. При уменьшении крупности пробы клинкера до -1 мм в магнитную фракцию извлекается в среднем в 3 раза больше железа, чем в немагнитную фракцию, но при дальнейшем снижении извлечение железа в немагнитную фракцию возрастает, что свидетельствует о раскрытии сростков магнитных железосодержащих фаз с немагнитными железосодержащими фазами.

3. Магнитный анализ показал, что в немагнитную фракцию из классов крупности -3 и -0,14 мм переходит от 35 до 40% железа, что коррелирует с переходом меди от 20 до 30% в этой же крупности. Углерод распределяется равномерно в мелких классах, что связано с переизмельчением углерода и налипания на магнитные частицы.

4. Наилучший результат для исходного клинкера и немагнитной фракции клинкера на концентрационном столе получен при угле наклона деки, равном 10° ,

крупности материала -3 мм и -0,5 мм соответственно, расход воды 0,5 дм³/мин, извлечение Cu – 74,95%, Fe – 76,80%, Cu – 76,65%, Fe – 78,73%. Установлено, что в результате центробежной сепарации клинкера на ИТОМАК извлечение меди в тяжелую фракцию составило 27,56%, железа – 26,88%, цинка – 31,12%, что значительно ниже, чем на концентрационном столе.

5. Изучение эффективности комбинаций методов показало, что наилучшие показатели в промежуточный продукт перед операцией флотации, массовая доля меди 4,7%, при извлечении в него меди 92,05%, массовая доля железа – 39,74%, при извлечении в него железа 93,36%, массовая доля углерода – 3,49%, при извлечении в него углерода 16,31%, получены при комбинации гравитационных и магнитных методов в следующей последовательности:

- магнитная сепарация клинкера крупностью -3 мм, напряженность 102 кА/м – измельчение магнитного и немагнитного продукта до крупности -0,5 мм;
- концентрация на столе немагнитной фракции;
- вторая магнитная сепарация магнитной фракции и концентрация на столе немагнитной фракции, полученной после второй магнитной сепарации.

6. Флотация пробы клинкера по фабричному режиму не позволяет получить извлечение меди в коллективный концентрат более 72,16% при массовой доле меди в нем 6,31%, в связи с этим необходимо введение угольной флотации перед медной.

7. Совершенствование реагентного режима на основании факторных экспериментов с подбором рациональных расходов реагентов по фабричному режиму и введение угольной флотации позволяют повысить массовую долю меди всего на 4% и снизить массовую долю С, но при этом извлечение меди в концентрат снижается. Рациональный расход бутилового ксантогената калия по фабричному режиму составляет 700 г/т. Необходимо выяснение причин высокого расхода собирателя.

Глава 4 ИЗУЧЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ КЛИНКЕРА

Как показал анализ априорной информации (глава 1) и собственные исследования (глава 3), отраженные в статье [124] извлечение цветных металлов в концентрат при флотации магнитной фракции лежалого клинкера вельцевания цинковых кеков, в которую концентрируется большая доля металлов из исходного клинкера, является недостаточно эффективным. При относительно высоком извлечении меди 92,05% массовая доля меди в коллективном концентрате составила 4,7%, а массовая доля железа при извлечении 93,36% составила 39,74% (см. таблицу 3.13). После выделения угольной флотации в факторных опытах наибольшее извлечение меди достигнуто 72,16%, массовая доля меди в грубом медном концентрате 6,31%, но при этом массовая доля железа в медном концентрате 28,66% при извлечении 40,73%. Показатели обогащения недостаточно высокие. В рамках данного диссертационного исследования определены основные проблемы недостаточно эффективной флотации по реагентному режиму сульфидной флотации, используемому в абсолютном большинстве случаев, и изучена возможность интенсификации флотации с извлечением меди и цинка корректировкой реагентного режима.

4.1 Диагностика флотационного процесса

На основании результатов исследования структурно-морфометрических особенностей клинкера вельцевания, поисковых исследований на обогатимость клинкера флотационным методом выделены следующие характерные технологические особенности, осложняющие получение высоких технологических показателей обогащения клинкера:

- корродированная поверхность структурных элементов техногенного сырья лежалого типа;

- наличие в сырье различных минералов пирит-пирротинового ряда, источников ионов железа в пульпе, активно поглощающих кислород в щелочных средах;

- наличие тонкодисперсного кокса (углистое вещество), сорбирующего флотационные реагенты;

- наличие на поверхности минерала пленок гидроксидов железа: препятствует закреплению собирателя на минерале; взаимодействуя с гидроксил-ионами, сульфид-ионами, ксантогенат-ионами, образуют на поверхности минералов и в объеме пульпы тонкодисперсные осадки. Гидроксидные осадки являются гидрофильными, подавляющие флотацию сульфидных минералов;

- взаимное прорастание минералов;

- взаимная (совместная) активация минералов;

- шламуемость лежалых техногенных минералов.

При изучении процессов, происходящих при флотации сульфидных фаз клинкера, содержащих в своем составе медь и цинк, не представляется возможным использование классических методов изучения эффективности действия реагентов, например по измерению краевого угла смачивания, поскольку невозможно выделить «мономинеральную фракцию» техногенных минералов. При разработке реагентных режимов флотации, как правило, ориентируются на известные закономерности флотуемости природных минералов, соответствующих техногенным. Однако свойства техногенных фаз могут отличаться от природных аналогов. Наиболее современным способом анализа процессов, происходящих в пульпе является электрохимический контроль. Исследования эффектов от изменения реагентного режима сульфидной флотации клинкера проводились с применением методов электрохимического контроля параметров пульпы, которые позволяют более глубоко понять химизм протекающих процессов.

Методология исследования включала:

- изучение состава водной вытяжки клинкера;
- лабораторные флотационные опыты по принятому для переработки магнитной фракции медистого клинкера на флотационных фабриках и в исследовательских работах реагентному режиму;

- выдвижение гипотезы о причинах низкого извлечения цветных металлов из клинкера и выбор реагентов, теоретически способствующих устранению этой причины;

- лабораторные флотационные опыты с подачей выбранных реагентов при постоянном электрохимическом контроле динамики изменения параметров.

Система электрохимического контроля для проведения лабораторных исследований, которая была задействована, состоит из следующих компонентов:

- мультиканальный рН-метр EMF-16. (позволяет фиксировать электрохимические потенциалы с дискретностью в 1'', для формирования достаточного информационного пространства для проведения анализа);

- рН-электрод (характеризует концентрацию гидроксильных ионов в жидкой фазе пульпы);

- Мо-электрод (характеризует степень окисления поверхности техногенных фаз и минералов клинкера);

- Ag₂S-электрод (имеет широкий диапазон измерения, в соответствии с рядом селективности: S²⁻ > CN⁻ > ДМДК > ВtX⁻ > Af⁻ > I⁻ > MTK⁻ > S₂O₃²⁻ > SCN⁻ > Cl⁻ > OH⁻ > CO₃²⁻ > S₂O₄²⁻ > SO₄²⁻);

- EM – мембранный электрод (имеет широкий диапазон измерения, в соответствии с представленной шкалой селективности: S_n²⁻ > CuCN₄²⁻ > [ZnCNX₂]⁻ > [Zn(OH)X₂]⁻ > [Fe(OHX)X]⁻ > ZnCN₂⁻ > S₄O₆²⁻ > Af⁻ > ВtX⁻ > SCN⁻ > I⁻ > NO₃⁻ > S²⁻ = OH⁻ > CN⁻ > Cl⁻ > S₂O₃²⁻ > SO₃²⁻ > SO₄²⁻ и имеет перекрестную чувствительность к аргентитовому электроду);

- Pt-электрод (электрод для определения окислительно-восстановительного потенциала пульпы);

- Cd-электрод (характеризует электропроводность и ионную силу);

- ЭВП-08 – вспомогательный электрод (хлорсеребряный электрод сравнения);

- стандартный одноканальный рН-метр для случаев, когда применение мультиканальной системы не требуется (разовые измерения).

С целью определения работоспособных электродов перед электрохимическим картографированием была произведена калибровка рН-электродов согласно

стандартной методологии, посредством буферных растворов. Дополнительно была произведена калибровка аргентитового, мембранного и платинового электродов по разработанной Г.Н. Машевским и С.А. Романенко методикам [43]. Диагностические флотационные опыты проводились в исследовательской лаборатории МЭК Майнинг, г. Санкт-Петербург.

Так, например, различия в рядах селективности для аргентитового (Ag_2S) и мембранного (ЕМ) ИСЭ (ионоселективных электродов) позволяют раскрыть механизм протекающих электрохимических реакций (комплексобразование собирателя). Для выявления зависимости нормального поглощения собирателя была проведена калибровка электродов, на основании которой была вычислена электрохимическая линейная модель $Eh(\text{Ag}_2\text{S})=Eh(\text{EM})-239$. Таким образом, при построении такой зависимости и фиксации точек измерения в течение флотации или агитации с ксантогенатом можно констатировать, что если получаемые линии не параллельны, то наблюдается комплексование с ксантогенатом.

Электрохимическая модель $Eh(\text{Ag}_2\text{S})=Eh(\text{Pt})-208$, основанная на разнице потенциалов аргентитового и платинового электродов, позволяет диагностировать наличие ионных форм железа, которые имеют свойство комплексовать собиратель (ксантогенат).

Анализ водной вытяжки из клинкера

Водная вытяжка готовилась на дистиллированной ($\text{pH}=6,7$) и технической ($\text{pH}=8,4$) воде. Результаты представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Результаты ионного состава жидких фаз клинкера

Определяемая характеристика	Единицы измерения	Вытяжка на дистиллированной воде	Вытяжка на оборотной воде
pH	ед.	9,7	9,3
ОВП	мВ	0,7	0,7
Cu	мг/дм ³	4,43	9,68
Zn	мг/дм ³	2,68	1,9
Pb	мг/дм ³	0,93	0,47
Fe	мг/дм ³	9,59	7,82
Ca	мг/дм ³	600	940
Mg	мг/дм ³	-	85
SO ₄	мг/дм ³	148	1606
Сухой остаток	мг/дм ³	1280	2836
Хлориды	мг/дм ³	10,74	107,4
Жесткость общая	ж	30	54

Из таблицы 4.1 видно, что водная вытяжка имеет щелочную реакцию среды, что связано с минералогическим составом клинкера, включающем оксид кальция (см. таблицу 1.2, глава 1). При таком значении pH обращает на себя внимание концентрация в вытяжке ионов железа – более 7 мг/дм³. Учитывая, что теоретическая остаточная суммарная концентрация железа в форме несвязанных ионов железа при pH 8,5-9,0 составляет менее 1,5 мг/дм³, (таблица 4.2) и не может быть больше из-за образования гидроксидов железа, можно говорить о присутствии в водной вытяжке из клинкера ионов железа в виде комплексных соединений.

Таблица 4.2 – Условия осаждения металлов в виде гидроксидов

Вид катиона	Значения pH				Остаточная концентрация иона металла, наблюдаемая на практике при pH 8,5-9,0
	MW осаждения (при на КОИЦ осаждаемого иона 0,01 М)	Полное осаждение (остаточная концентрация менее 10 ⁻⁵ М)	Начало растворения	Полное растворение	
Fe(OH) ₃	2,3	4,1	14,0	-	0,3-0,5
Fe(OH) ₂	7,5	9,7	13,5	-	0,3-1,0
Zn(OH) ₂	6,4	8,0	10,5	12-13	0,1-0,05
Cu(OH) ₂	5,5	8,0-10,0	-	-	0,1-0,15

Присутствие железа в водной составляющей пульпы может способствовать повышению расхода ксантогената из-за образования комплексов ксантогената железа в пульпе. Следует также отметить, что в системе «клинкер-вода» создается множество активных гальванопар «железо-углерод» между металлическим железом и коксом, что способствует протеканию процессов электрохимической коррозии.

Известно, что «усложнение ионного состава пульпы в операциях измельчения и флотации является главной причиной уменьшения контрастности флотационных свойств минералов и, как следствие, ухудшения технико-экономических показателей обогащения» [2]. Анализ состава водной вытяжки из клинкера позволяет предполагать, что по аналогии с сульфидными рудами одной из причин низкого извлечения меди при флотации является именно сложный ионный состав пульпы. В значительной степени снижению контрастности флотационных свойств фаз клинкера может способствовать повышенное содержание в жидкой фазе

пульпы ионов железа. Источниками ионов железа в пульпе могут быть окисленные железосодержащие минералы и твердые растворы клинкера, а также измельчительная среда.

Несмотря на то, что основные железосодержащие минеральные фазы клинкера являются нерастворимыми в воде, изменение дисперсности и отклонение показателей жидкой фазы от нейтральных значений приводит к переходу в пульпу ионов железа.

Например, Александровым О.В. [4] изучена растворимость мелкодисперсного порошка магнетита в условиях модельного эксперимента с учетом рН среды, количества и времени пребывания. Для создания кислой и щелочной среды использовали 0,2 М растворы соляной кислоты и натрия гидрокарбоната соответственно. При уменьшении кислотности среды (с рН 1,8 до 5) растворимость Fe_3O_4 ухудшается на 6,35% мас. Это связано с образованием комплексных соединений железа и более легким переходом Fe из твердого состояния в раствор в виде растворимых ионов в среде с меньшим значением рН. Анализ растворимости магнетита в щелочных средах показал, что лучше магнетит растворяется в более щелочных средах, что связано с образованием водорастворимых гидроксокомплексов железа в щелочной среде.

Пирит также является минералом, нерастворимым в воде. Основные рудообразующие минералы – пирит, другие сульфиды железа и их модификации – наиболее легко и активно окисляются кислородом в воде, чему способствует процесс тонкого измельчения. При взаимодействии с другими сульфидными минералами и компонентами пульпы они изменяют физико-химические и технологические свойства, что сближает контрастность свойств разделяемых сульфидных минералов и в значительной степени осложняет выбор схем и показателей обогащения.

В работе Адамова Э.В. [3] показано, что окисление стальной среды измельчения влечет образование пленки гидроксида железа на минеральных поверхностях. Это заметно даже при крупном самоизмельчении. Эта пленка снижает селективность при флотации как крупных, так и мелких частиц. При тонком из-

мельчении влияние сильнее, поскольку расход среды выше и площадь создаваемых поверхностей больше.

Ломовский О. И. и др. [40] отмечают, что в результате механической активации понижается флотационная способности пирита, что связано с появлением при механоактивации оксидов и гидроксидов железа, гидрофильность которых перекрывает гидрофобность сульфидного слоя.

Как сообщают Janzen et al. [121] при воздействии воздуха на поверхность пирротина она быстро окисляется, и с увеличением времени окисления на поверхности пирротина образуется слой гидроксида железа (III), что препятствует естественной флотуемости этого минерала. На окисление пирротина также влияет присутствие ионов железа. Присутствие ионов железа увеличивает скорость окисления пирротина.

Таким образом, наличие ионов железа в пульпе обусловлено содержанием в клинкере минеральных фаз: магнетита, пирита, пирротина, троилита, металлического железа, которые в условиях аэрации и тонкого измельчения окисляются, что приводит к более легкому переходу Fe из твердого состояния в раствор в виде растворимых ионов с образованием гидроксокомплексов железа.

Методология исследования электрохимических свойств сырья при флотации основывается на изучении потенциограмм, полученных на измельченных пробах исследуемой руды, без добавления каких-либо реагентов в мельницу с применением дистиллированной воды.

Для исследований измельчили клинкер до тонины помола 80% класса -0,071 мм. Для выявления эффекта комплексообразования собирателя в лабораторную флотационную машину дробно подавали ксантогенат и фиксировали значения Ag₂S- и Pt- электродов. Также для изучения вопросов перехода в раствор ионов железа и образований комплексных соединений железа с ксантогенатом опыты проводили с предварительной аэрацией до подачи ксантогената и с последующей аэрацией.

Режимные карты проведения опытов приведены в приложении Г.

При исходном перемешивании пульпы зафиксированы высокие, на уровне -500 мВ, отрицательные значения потенциалов Pt- и Mo- электродов, что свидетельствует об образовании в пульпе гидроксидных комплексов железа $[\text{Fe}(\text{OH})]^+$ (рисунок 4.1). Образование в пульпе гидроксидных комплексов железа $[\text{Fe}(\text{OH})]^+$ является одной из главных причин снижения технологических показателей.

С помощью электрохимической модели $\text{Eh}(\text{Ag}_2\text{S})=\text{Eh}(\text{Pt})-208$, описывающей работу Pt- и Ag_2S -электродов в присутствии сульфгидрильных компонентов, осуществляется дифференциальная оценка выщелачиваемых из клинкера гидроксидных комплексов железа $[\text{Fe}(\text{OH})]^+$.

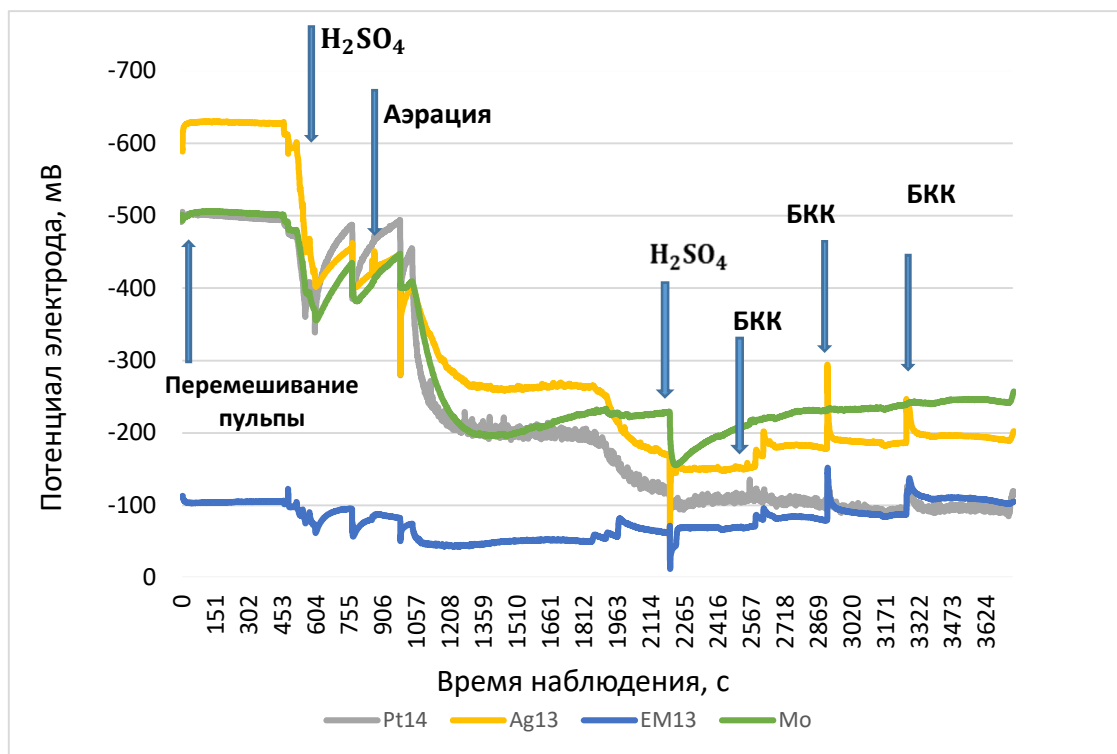
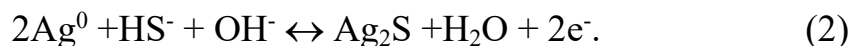


Рисунок 4.1 – Потенциограмма кинетики изменения электрохимических потенциалов электродов

Контроль пульпы с помощью Ag_2S -электрода в присутствии сульфгидрильных компонентов основан на электрохимических реакциях:



Электродные функции для этих реакций соответственно описываются уравнениями:

$$\varphi_1 = -0,688 - 0,029 \lg[S^{2-}], \text{ В} \quad (3)$$

$$\varphi_2 = -0,282 - 0,029 \lg[HS^-] - 0,029 \text{pH}, \text{ В} \quad (4)$$

Контроль сульфгидрильных компонентов пульпы с помощью платинового электрода возможен благодаря окислительно-восстановительным системам, присутствующим в пульпе.

Значительное отклонение электрохимических потенциалов аргентитового электрода в опыте (рисунок 4.2) от оптимальных значений, фиксируемых линией электрохимической модели флотации, является четким доказательством наличия гидроокисных комплексов железа $[Fe(OH)]^+$.

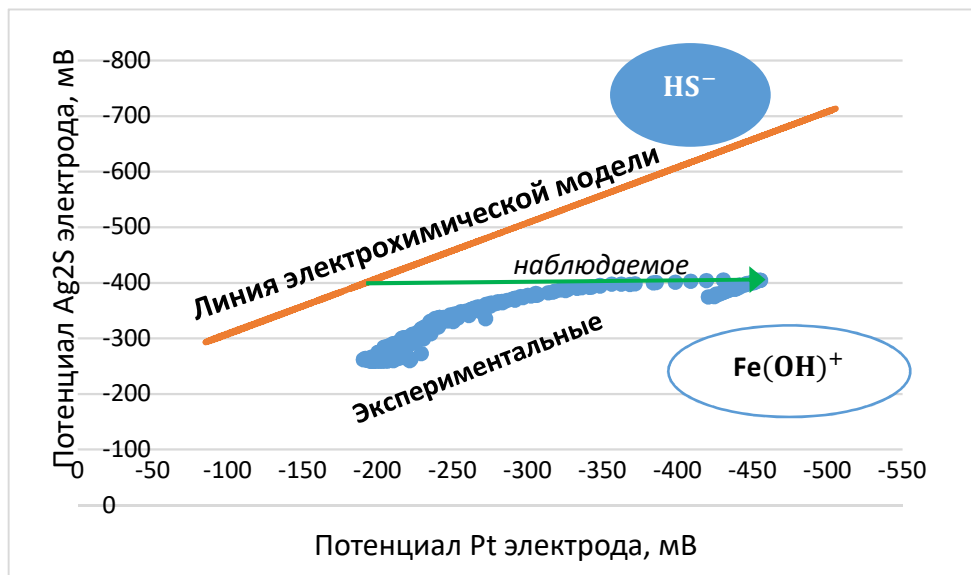


Рисунок 4.2 – Зависимость между значениями потенциалов Ag_2S - и Pt-электродов при наблюдении электрохимических трендов

Наличие гидроокисных соединений железа может способствовать снижению эффективности действия реагента собирателя на поверхности сульфидных медь- и цинксодержащих фаз клинкера за счет комплексообразования с ионами железа в жидкой фазе пульпы, а не на поверхности частицы.

Скачкообразные изменения контролируемого пленочного мембранного EM-электрода на потенциограмме (рисунок 4.3) показывают достаточно быструю кинетику поглощения анионов собирателя в пульпе.

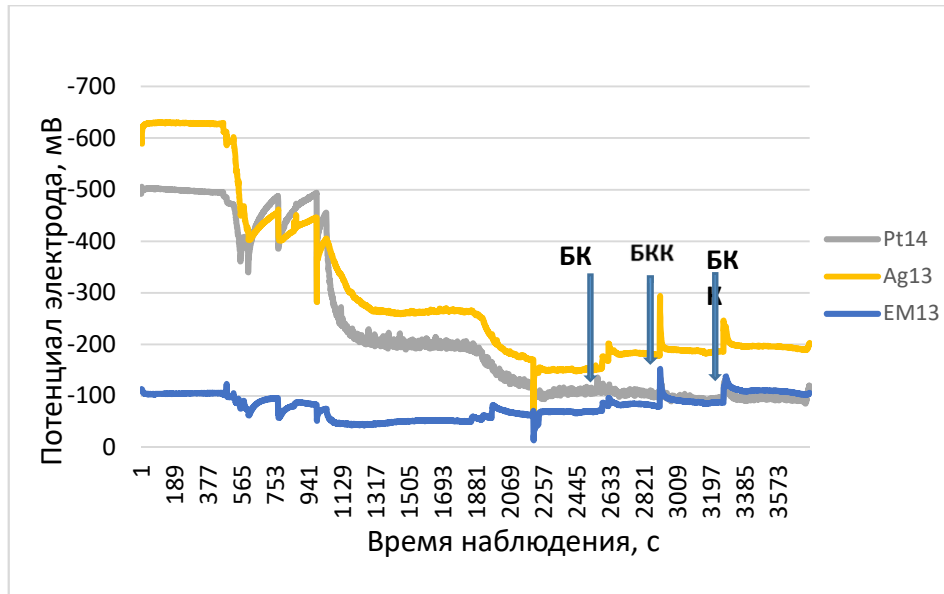


Рисунок 4.3 – Потенциограмма кинетики изменения электрохимических потенциалов Pt-, Ag-, EM-электродов

В диагностическом опыте подача ксантогената в процесс на 2584-й секунде опыта привела к значимому изменению потенциалов электродов, то есть наблюдалось мгновенное поглощение собирателя, не образовалось свободных ионов собирателя.

Смещение потенциала EM-электрода в отрицательную область (рисунок 4.4) происходит не по линии электрохимической модели $Eh(EM)=239+Eh(A_2S)$ (определяет соотношение между потенциалами A_2S - и EM-электродов в чистых растворах бутилового ксантогената), а выше ее, доказывається образование в пульпе комплексов типа $Fe(OH)Kx_2$.

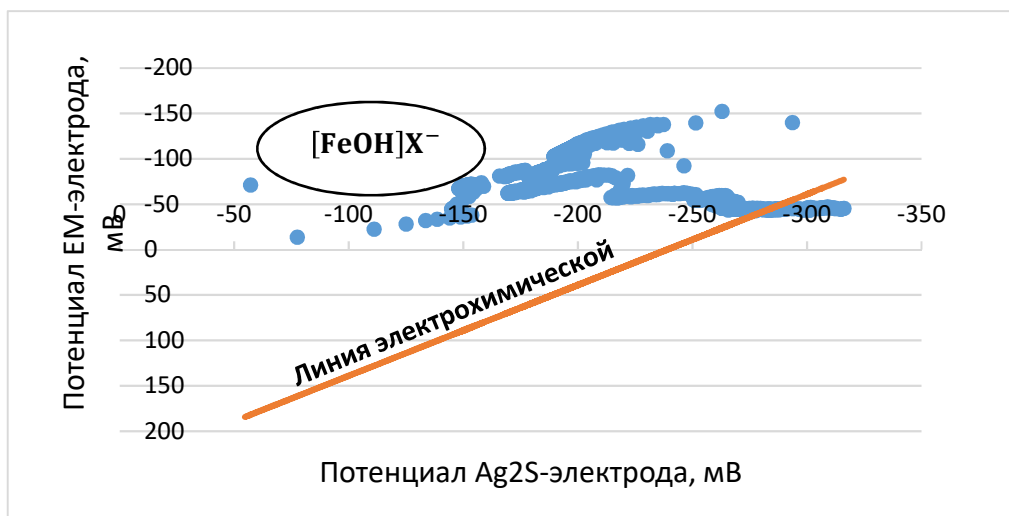


Рисунок 4.4 – Зависимость между значениями потенциалов Ag_2S - и EM-электродов при наблюдении электрохимических трендов

После подачи воздуха происходит резкое снижение отрицательных значений электрохимических потенциалов всех электродов (рисунок 4.5). Резкое смещение электрохимических потенциалов в область меньших отрицательных значений можно трактовать как протекание окислительно-восстановительных процессов в присутствии ионов меди и железа, в результате которых происходит повышение концентрации в воде окислителя и протекание процессов окисления ионов железа.

Также, согласно показаниям платинового электрода, с 1018-й секунды отмечается окисление Fe^{2+} в Fe^{3+} , что определяется смещением электрохимического потенциала указанного электрода в положительную область.

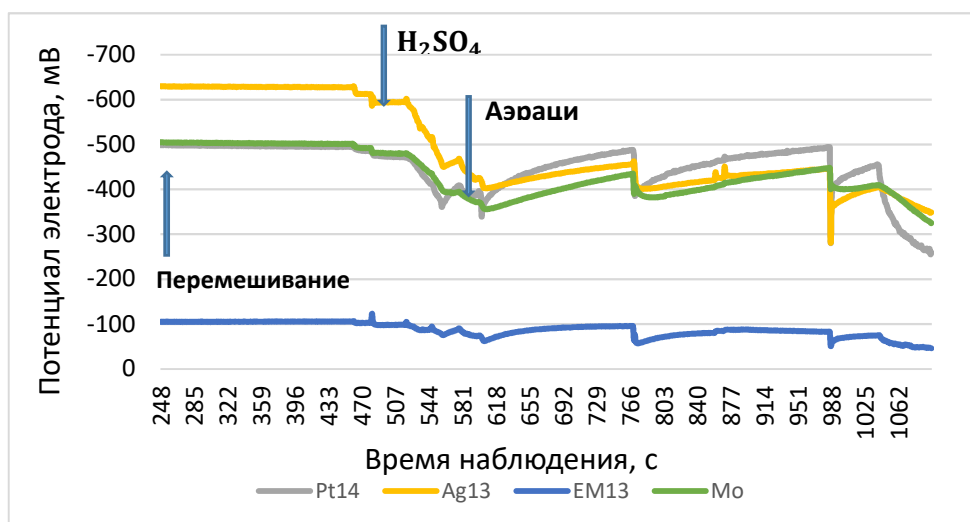
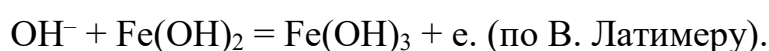


Рисунок 4.5 – Потенциограмма кинетики изменения электрохимических потенциалов Pt-, Ag-, EM-, Mo-электродов

Из априорной информации [12] известно, что ионы железа и продукты его окисления влияют на изменение поверхностных свойств соединений сульфидов и состава жидкой фазы сульфидных пульп в условиях измельчения и флотации пиритных золотосодержащих медных и медно-цинковых руд, которые можно в определенной степени считать прототипом клинкера вельцевания. Это влияние состоит в изменении скорости окислительно-восстановительных реакций между компонентами пульпы при электрохимическом механизме окисления и изменении флотационных свойств разделяемых сульфидных минералов.

В щелочной среде может протекать реакция вида:



При этом $\text{Fe}(\text{OH})_3$ является более сильным восстановителем, чем ионы $\text{Fe}(\text{II})$. При низкой кислотности окисление $\text{Fe}(\text{II})$ кислородом до $\text{Fe}(\text{III})$ происходит с большой скоростью.

Таким образом, можно заключить, что выщелачивание из клинкера ионов двухвалентного железа с последующим их переводом в комплексы железа $[\text{Fe}(\text{OH})]^+$ и развитие процессов электрохимической коррозии с образованием гидроокисных пленок железа на поверхности минералов является главным отрицательным фактором исследуемой системы при изучении обогатимости клинкера вельцевания методом флотации.

4.2 Анализ способов снижения влияния ионов железа и его гидроксидных пленок при сульфидной флотации

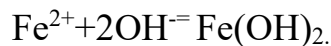
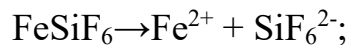
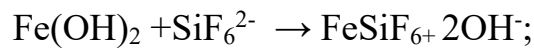
Минеральный и фазовый составы клинкера, высокое содержание сульфидов железа пирротин-пиритового ряда позволяют предположить, что при выборе способов интенсификации флотации следует обратиться к теории и практике флотации не только пиритных, но пирротинсодержащих руд цветных металлов.

В исследовании Owusu et al. [129] показано, что умеренная аэрация в халькопирит-пиритной пульпе с различным содержанием пирита (т. е. 20, 50 и 80 мас. % пирита) с ксантогенатом изопропила натрия (SIPX) привела к значительному увеличению содержания халькопирита в концентрате. Противоположный эффект отмечался при высокой скорости аэрации. Существует положительная корреляция между количеством кислорода / воздуха, необходимого для адекватной флотации халькопирита, и массовой долей пирита в пульпе. Когда массовая доля пирита в пульпе была больше, требовалось более длительное время аэрации для облегчения адсорбции ксантогената на поверхности халькопирита и его окисления с образованием диксантогена. В результате был сделан вывод о том, что флотация халькопирита контролировалась соотношением гидрофобного ксантогената и гидрофильного оксида/гидроксида металла, образующихся на границе раствор-минерал [94].

Для очистки минеральной поверхности от гидроксидных пленок применяют физико-механическое воздействие (ультразвук, механоактивацию) и реагентную обработку [101].

В патенте «Способ подготовки оборотной воды при флотационном обогащении» [62] подчеркивается необходимость обработки воды сернистым натрием для осаждения катионов тяжелых металлов в случае резкого смещение потенциала EM-электрода в отрицательную область ($E=21$ мВ) в оборотной воде и соответствующего значения вычисленная электродная функция $EM=-88-59Lg(Xi)$, свидетельствующих о присутствии в воде комплексных соединений типа $[Fe(OH)S_2O_3]$.

В патенте [61] очистка поверхности сульфидных минералов от гидроксидных пленок железа при флотации руд цветных металлов проводится с применением реагента фторсиликата натрия, при этом гидроксид железа (II) с поверхности переводится в объем пульпы по реакциям:



Учитывая, что клинкер по своей сути является разновидностью шлаков, проанализировали способы интенсификации флотации медьсодержащих шлаков.

В работе М.Н. Сабановой [17] показано, что интенсификацию флотационного извлечения меди из медных шлаков обеспечивает применение композиции сульфгидрильных собирателей на основе сильного собирателя бутилового ксантогената калия и более слабого, но селективного собирателя из класса диалкилдитиофосфатов. Наилучшие результаты достигнуты при использовании реагента модификации БТФ-1614 в качестве дополнительного собирателя в комбинации с бутиловым ксантогенатом калия при трехкратном превышении содержания ксантогената. Использование композиции собирателей предпочтительнее при флотации шлака, измельченного в слабокислой среде. В этом случае получены достаточно высокие показатели извлечения меди и благородных металлов в концентрат.

На основании собранной информации проведена диагностика влияния подачи фтористого силиката натрия как эффективного реагента, используемого в

ряде работ для уменьшения действия ионов железа и его продуктов в пульпе и на поверхности минералов при флотации руд цветных металлов, аэрации пульпы и подачи серной кислоты. Технический кремнефтористый натрий (он же фторсиликат натрия) имеет химическую формулу Na_2SiF_6 . Его получают с помощью реакции кремнефтористоводородной кислоты, раствора хлористого натрия, а также сульфата или карбоната натрия. Класс опасности по степени воздействия на организм человека 2, пожаро- и взрывобезопасен.

После кондиционирования пульпы с фторсиликатом натрия происходит резкое снижение значения потенциалов Pt- и Mo-электродов в пульпе (рисунок 4.6), что свидетельствует о снижении гидроксидных комплексов железа $[\text{Fe}(\text{OH})]^+$.

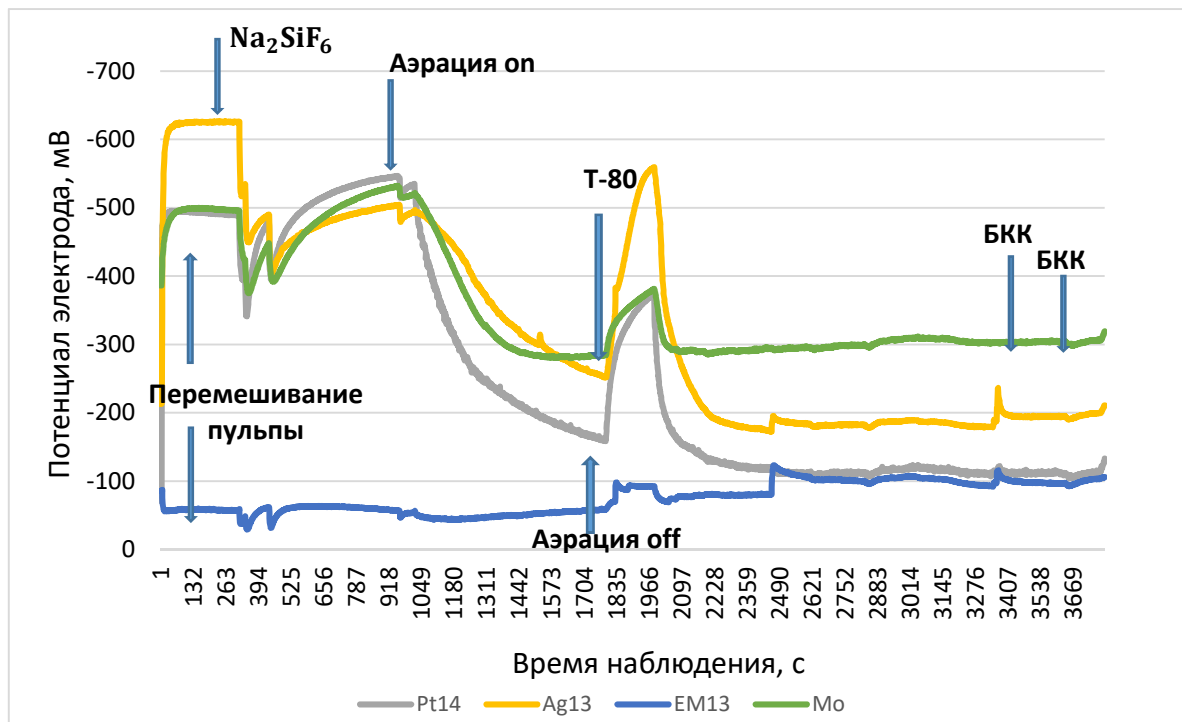


Рисунок 4.6 – Потенциограмма кинетики изменения электрохимических потенциалов электродов

При сравнении значений Ag_2S -электрода без предварительного кондиционирования пульпы с фторсиликатом натрия (см. рисунок 4.2) и после кондиционирования (рисунок 4.7), наблюдается приближение значений Ag_2S -электрода к линии электрохимической модели $E_h(\text{Ag}_2\text{S}) = -208 + E_h(\text{Pt})$ мВ, что свидетельствует о снижении гидроксидных комплексов железа $[\text{Fe}(\text{OH})]^+$ в пульпе.

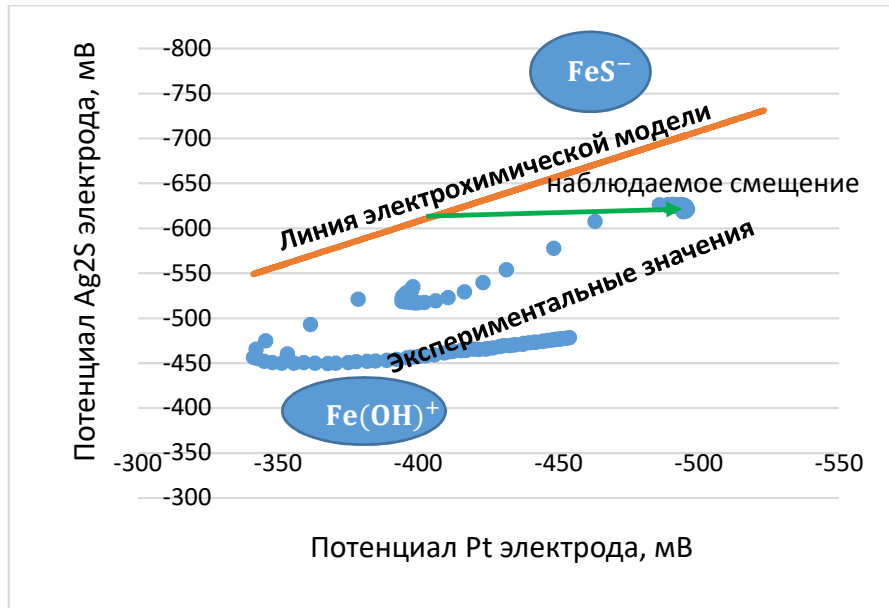


Рисунок 4.7 – Зависимость между значениями потенциалов Ag_2S - и Pt-электродов при наблюдении электрохимических трендов

В диагностическом опыте подача ксантогената в процесс на 3346-й и 3364-й секунде опыта не привела к значимому изменению потенциала контролируемого пленочного мембранного EM электрода на потенциограмме (рисунок 4.8), т.е. поглощение собирателя прекратилось.

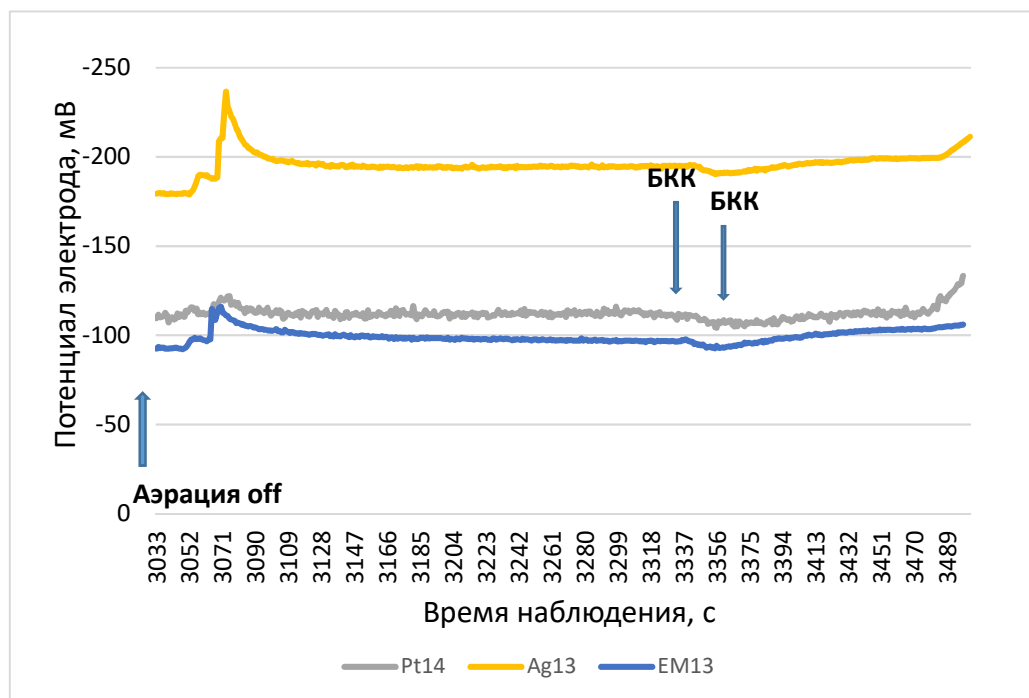


Рисунок 4.8 – Потенциограмма кинетики изменения электрохимических потенциалов Pt-, Ag-, EM-электродов

Смещение потенциала EM-электрода в отрицательную область (рисунок 4.9) происходит не по линии электрохимической модели $Eh(EM)=239+Eh(A_2S)$, а ниже, что свидетельствует о вероятном сокращении образования в пульпе комплексов типа $Fe(OH)K_x$.

Подача фторсиликата натрия в начале кондиционирования пульпы, а затем восстановителя пиросульфата натрия приводит к сближению потенциалов платинового и аргентитового электродов (рисунок 4.10).

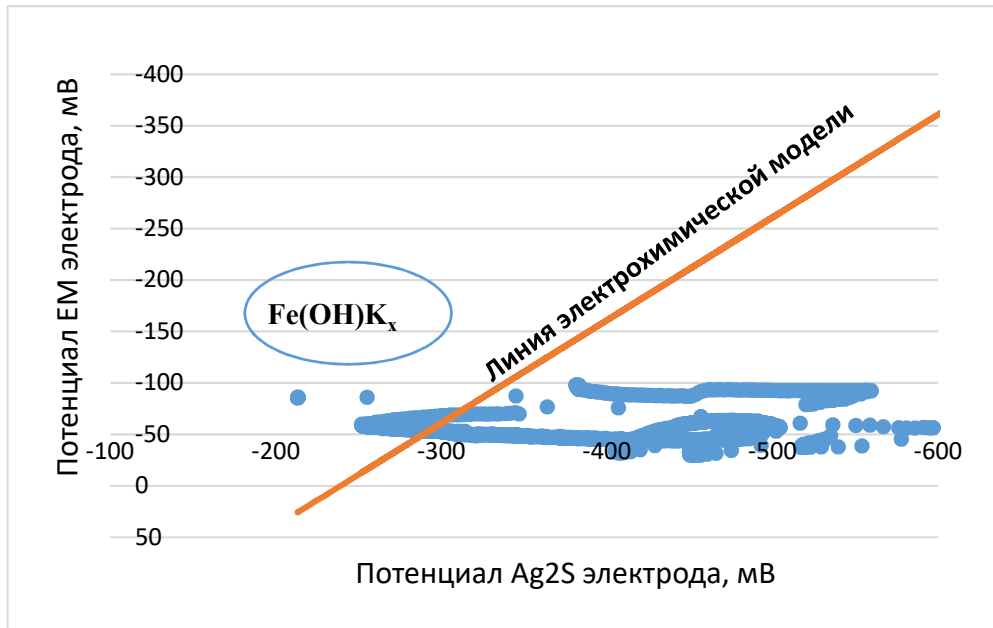


Рисунок 4.9 – Зависимость между значениями потенциалов Ag_2S - и EM-электродов при наблюдении электрохимических трендов

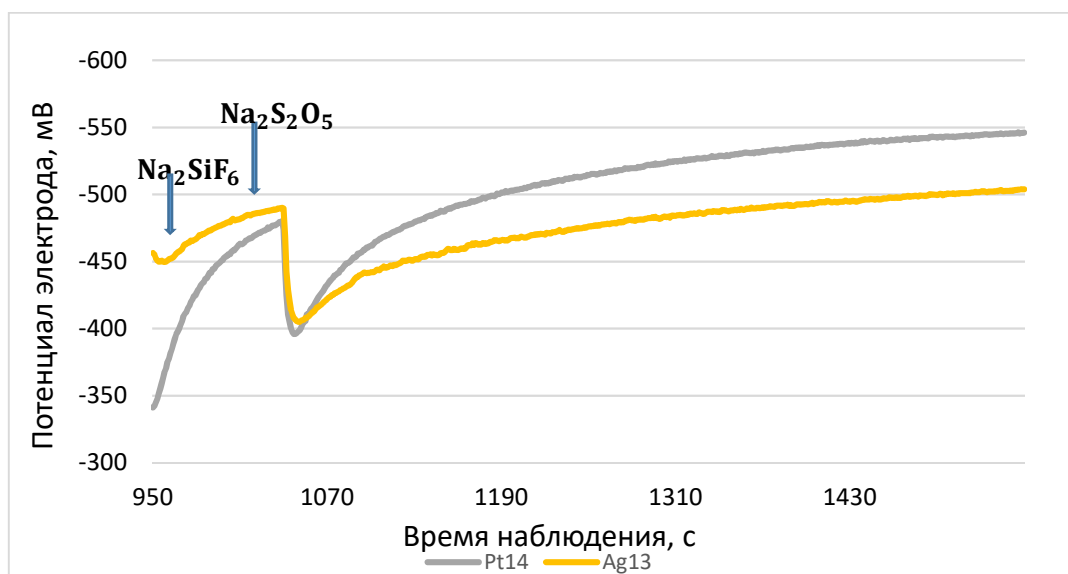


Рисунок 4.10 – Потенциограмма кинетики изменения электрохимических потенциалов Pt-, Ag-электродов

Результаты опыта показали, что, вероятно, произошло снижение гидроксидных комплексов железа $[\text{Fe}(\text{OH})]^+$ в пульпе, поглощения собирателя и формирование процессов образования в пульпе комплексов типа $\text{Fe}(\text{OH})\text{Kx}_2$, следовательно, такая подготовка является целесообразной.

По результатам потенциометрической диагностики для открытых флотационных опытов предложены три реагентных режима сульфидной флотации (таблица 4.3). Согласно исследованиям Бочарова В.А., Игнаткиной В.А., Конева А.С. [11, 32], для предотвращения окисления металлического железа, образования сульфида железа и десорбции собирателя используем сульфид натрия.

Таблица 4.3 – Реагентные режимы флотационных опытов

Операция	Реагентные режимы		
	1	2	3
Измельчение	рН не меняем	H_2SO_4 до рН 8	H_2SO_4 до рН 8, $\text{Na}_2\text{S}=400$ г/т
Флотация	Без аэрации, БКК=300 г/т, Т-92=234 г/т	Без аэрации, БКК=300 г/т, Т-92=20 г/т	Без аэрации, $\text{Na}_2\text{SiF}_6 =700$ г/т, БКК=100 г/т, Т-92=0

Параметры Eh и рН, результаты флотационных опытов представлены на рисунке 4.11 и в таблице 4.4.

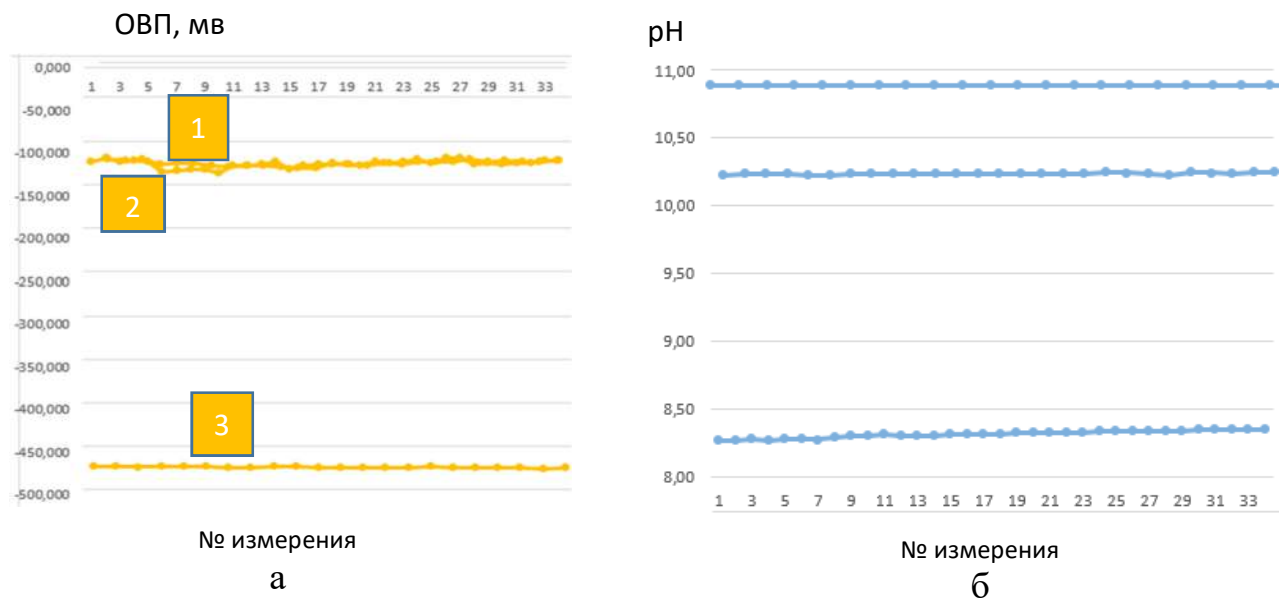


Рисунок 4.11 – Результаты параметров Eh (а) и рН (б)

Результаты опытов показали, что из составленных по результатам диагностики режимов флотации наиболее хорошие показатели получены при реализации реагентного режима с применением серной кислоты до рН 8, фторсиликата и сульфида натрия на измельчение, который взят за основу.

Таблица 4.4 – Результаты флотационных опытов

Опыт	Пр-ты	Выход, %	Массовая доля, %										Извлечение, %									
			Cu	Fe	Zn	Pb	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	As	Ag	Cu	Fe	Zn	Pb	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	As	Ag
1	К-Т	38,20	5,04	29,5 4	1,67	0,18	11,15	15,37	3,77	8,71	0,05	460,6	57,67	40,59	31,64	34,49	53,49	37,32	44,33	53,95	6,30	51,0
	Хв.	61,80	2,29	26,7 2	2,23	0,21	5,99	15,96	2,93	4,60	0,42	273,5	42,33	59,41	68,36	65,51	46,51	62,68	55,67	46,05	93,7	49,0
2	К-Т	34,32	5,51	30,5 8	2,73	0,35	13,33	17,52	5,02	7,63	0,04	572,9	56,65	37,75	46,39	60,26	57,49	38,23	52,97	42,43	4,30	57,0
	Хв.	65,68	2,34	28,0 0	1,75	0,13	5,48	15,72	2,47	5,75	0,43	240,0	43,35	62,25	53,61	39,74	42,51	61,77	47,03	57,57	95,1	43,0
3	К-Т	23,05	8,41	25,2 9	5,76	0,45	15,87	25,55	5,68	13,1	0,40	872,5	58,07	20,97	65,78	52,29	45,96	37,44	40,30	49,27	32,8	58,3
	Хв.	76,95	1,82	28,5 5	0,90	0,12	5,59	12,79	2,52	4,07	0,24	186,9	41,93	79,03	34,22	47,71	54,04	62,56	59,70	50,73	67,2	41,7
	Исх.		3,34	27,8	2,02	0,2	7,96	15,73	3,25	6,17	0,28	345	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

4.3 Определение рациональных расходов реагентов модификаторов

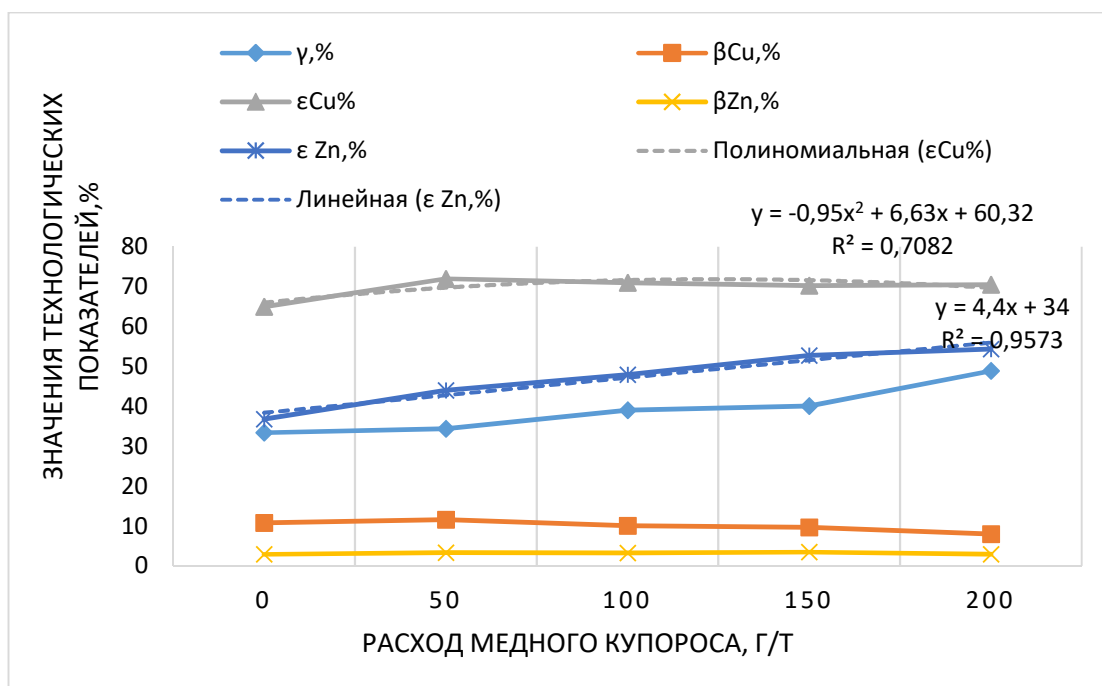
Наиболее часто применяемым активатором флотации сульфидных минералов является медный купорос. Как правило, его применяют для активации флотации пирита и сфалерита [10]. Минералогические исследования показали, что в клинкере медь- и цинксодержащие фазы находятся в ассоциации с сульфидами железа. То есть для более полного извлечения цветных металлов целесообразно изучить действие медного купороса и связки «фторсиликат-медный купорос» при последовательной подаче. Первоначально проведена серия опытов с изменением расхода медного купороса, затем при фиксированном рациональном значении расхода медного купороса с изменением расхода фторсиликата натрия.

При введении в пульпу медного купороса визуально цвет пены менялся, приобретая явные признаки сульфидно-пиритной флотации.

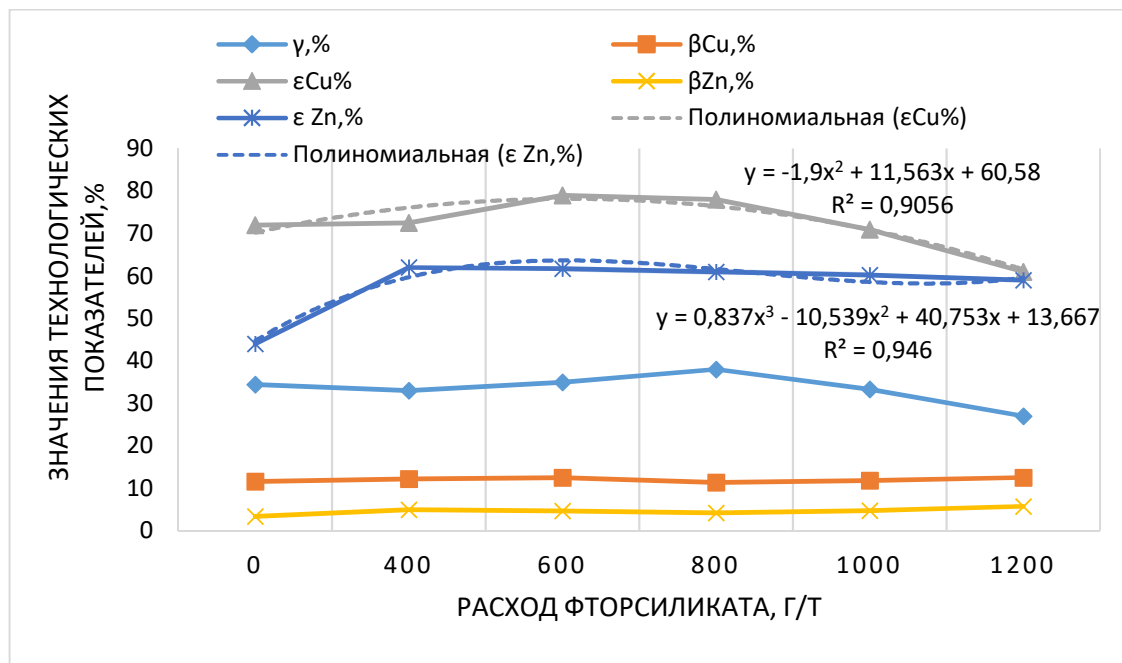
Результаты флотационных опытов представлены на графиках (рисунок 4.12).

Результаты открытых флотационных опытов показали, что с увеличением расхода медного купороса извлечение меди и цинка возрастает. Массовая доля меди снижается при увеличении расхода, а выход растет, что вполне прогнозируемо. Рациональным расходом медного купороса выбран 50 г/т.

Другая картина наблюдается при увеличении расхода фторсиликата. Здесь кривая извлечения меди имеет перегиб в точке, соответствующей расходу 600 г/т, а кривая выхода имеет максимум в точке, соответствующей 800 г/т. Максимальное извлечение меди и цинка в проведенных сериях опытов составило соответственно 78 и 62%. Необходимо отметить, что показатели рассчитаны не относительно массы исходного клинкера, а относительно магнитной фракции клинкера.



а



б

Рисунок 4.12 – Зависимость технологических показателей:

а – от расхода медного купороса; б – от расхода фторсиликата натрия

На основании полученных результатов поставили полный факторный эксперимент типа 2^3 с целью оптимизации реагентного режима основной медной флотации. Цель эксперимента: извлечение меди в черновой концентрат $\rightarrow \max$ при $+1 \geq X_j \geq -1$. В качестве факторов эксперимента приняты:

x_1 – расход медного купороса CuSO_4 , г/т;

x_2 - расход фторсиликата натрия Na_2SiF_6 , г/т;

x_3 - pH.

Предполагаемые наилучшие значения факторов эксперимента, то есть нулевые уровни, таковы: $x_{10} = 50$ г/т, $x_{20} = 800$ г/т, $x_{30} = 8$.

Выбраны следующие шаги варьирования факторов:

$$\Delta x_1 = 12 \text{ г/т}; \Delta x_2 = 200 \text{ г/т}; \Delta x_3 = 2.$$

Обработка результатов эксперимента представлена в приложении Д.

Получена математическая модель, описывающая зависимость извлечения меди в концентрат:

$$\varepsilon = 55,01 + 0,11Q_{\text{Cu}} + 0,02Q_{\text{Na}_2\text{SiF}_6} + 0,41\text{pH} - 0,00002Q_{\text{Cu}}Q_{\text{Na}_2\text{SiF}_6},$$

где Q_{Cu} – расход медного купороса, $Q_{\text{Na}_2\text{SiF}_6}$ – расход фторсиликата натрия, г/т.

Методом крутого восхождения оптимизирован реагентный режим для основной медной флотации. В результате определены рациональные параметры медной флотации: pH = 10, $\text{Na}_2\text{SiF}_6 = 800$ г/т, $\text{CuSO}_4 = 62$ г/т.

4.4 Обоснование технологических решений для совершенствования реагентного режима сульфидной флотации

Исходный лежалый клинкер, как было показано в главе 2, имеет значительные следы коррозии, проявления лимонита по поверхности частиц. После измельчения клинкера до флотационной крупности твердая фаза содержит следующие основные виды медьсодержащих частиц: сростки техногенных минералов халькозина, халькопирита с сульфидами железа, твердые железо-медь - цинк содержащие растворы, металлическую медь. В жидкой фазе присутствует ионорастворенное железо в количествах, превышающих теоретическое количество ионов железа над осадком в условиях щелочной среды.

Железо в зависимости от значений pH среды [11] в пульпе может находиться в различных формах: Fe^{3+} , $\text{Fe}(\text{OH})_3$, $\text{Fe}(\text{OH})_2$, $\text{Fe}(\text{OH})_4^-$. Катионы Fe^{3+} присутствуют в основном при pH = 2; в случае больших pH образуются гидроксиды; при pH = 6 отношение $\text{Fe}(\text{OH})_2^{2+}$ и $\text{Fe}(\text{OH})_2^+$ к Fe^{3+} равно $4,5 \cdot 10^6$ и преобладающими являются катионы $\text{Fe}(\text{OH})_2^+$. Концентрация общего железа в рас-

творе при $\text{pH} \geq 6$ снижается в связи с выпадением в осадок $\text{Fe}(\text{OH})_3$. При $\text{pH} = 8$ с ростом концентрации кислорода коррозия железа увеличивается и в условиях аэрации с большой скоростью происходит окисление кислородом $\text{Fe}(\text{II})$ до $\text{Fe}(\text{III})$. Таким образом, на поверхности минеральных частиц формируется пленка гидроксидов железа, а в жидкой фазе пульпы ион $\text{Fe}(\text{OH})^{2+}$. Ионы $\text{Fe}(\text{OH})_2^+$ и $\text{Fe}(\text{OH})^{2+}$ в жидкой фазе пульпы вступают в реакцию комплексообразования с собирателем-ксантогенатом с образованием соединений $\text{Fe}(\text{OH})_2\text{X}$ (рисунок 4.13 а) и $\text{Fe}(\text{OH})\text{X}_2$ (рисунок 4.13 б).

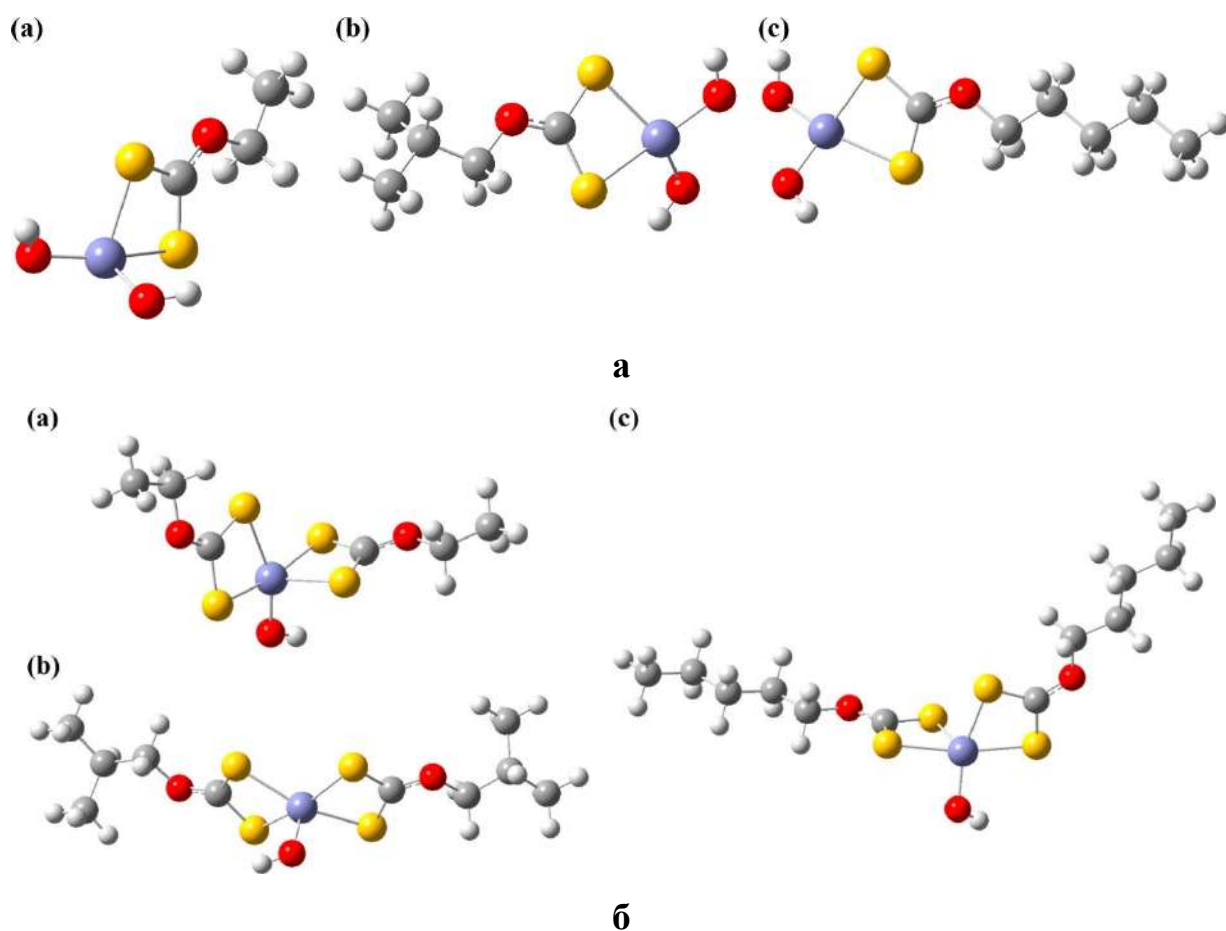


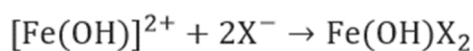
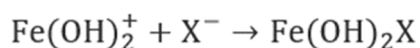
Рисунок 4.13 Оптимизированные с помощью DFT структуры соединений [131]:

а – $\text{Fe}(\text{OH})_2\text{X}$, оптимизированные с помощью DFT ($\text{Fe} \equiv$ сланцево-синий, $\text{S} \equiv$ желтый, $\text{O} \equiv$ красный, $\text{C} \equiv$ серый, $\text{H} \equiv$ белый). (а) $\text{X} =$ этилксантогенат,

(б) $\text{X} =$ изобутилксантогенат, (с) $\text{X} =$ амилксантогенат; б – $\text{Fe}(\text{OH})\text{X}_2$

($\text{Fe} \equiv$ сланцево-синий, $\text{S} \equiv$ желтый, $\text{O} \equiv$ красный, $\text{C} \equiv$ серый, $\text{H} \equiv$ белый).

(а) $\text{X} =$ этилксантогенат, (б) $\text{X} =$ изобутилксантогенат, (с) $\text{X} =$ амилксантогенат

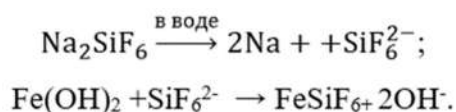


Расчеты китайских ученых [131] показывают, что реакции протекает самопроизвольно, что подтверждается значениями энергии комплексообразования $\text{Fe}(\text{OH})_2\text{X}$ взаимодействия этилксантогената, изобутилксантогената и амилксантогената с $\text{Fe}(\text{OH})_2^+$, которые составляют -233,6695, -229,2062 и -238,9205 кДж/моль соответственно. Энергия Гиббса реакции с этиловым, изобутиловым и амиловым ксантогенатами для комплексов $\text{Fe}(\text{OH})\text{X}_2$ составляет соответственно -511,9293; -508,8219; -514,5664 (кДж/моль).

Таким образом, образование пленок и комплексов влечет за собой неселективное закрепление собирателя на частицах в виде ксантогената железа, обуславливающего менее прочную связь с поверхностью флотируемой медьсодержащей частицы по сравнению с ксантогенатом меди, и перерасход ксантогената.

Подача в измельчение сернистого натрия в расходе 400 г/т будет способствовать связыванию переходящих с минеральной поверхности в раствор ионов железа с образованием нерастворимого осадка сульфида железа $\text{Fe}^{n+} + \text{Na}_2\text{S} \rightarrow \text{FeS}$ и предотвращать образование $\text{Fe}(\text{OH})_3$, способного «налипать» на частицы, ухудшая их разделение.

Последующая подача в процесс во флотационную камеру фторсиликатом натрия приведет к растворению гидроксидов железа с поверхности частиц. При этом гидроксид Fe^{2+} с поверхности переводится в объем пульпы по реакциям:



То есть произойдет очистка поверхности. Таким образом, ксантогенат сможет избирательно закрепляться в первую очередь на медьсодержащих частицах клинкера. Бутиловый ксантогенат калия, распадаясь в воде, образует анион ксантогената калия. Анион ксантогената калия образует с катионами меди, железа и цинка ксантогенаты металлов CuKx_2 , FeKx_2 , ZnKx_2 . В связи с тем, что соединение CuKx_2 является наиболее прочным, анионы ксантогената будут в первую очередь закрепляться с катионами меди. После очистки поверхности твердых растворов, в которых находятся медь, железо и цинк, фторсиликатом натрия, меди на

поверхности твердого раствора может быть меньше, чем железа и цинка. В связи с этим для увеличения количества меди на поверхности твердого раствора и активации сульфидных минералов подаем медный купорос, который быстро диссоциирует в воде на Cu^{2+} и SO_4^{2-} .

Ионы фтора, которые появляются в системе фторсиликат-вода в щелочной среде при диссоциации $\text{SiF}_6 + 4\text{OH}^- \rightarrow \text{SiO}_2 + 6\text{F}^- + 2\text{H}_2\text{O}$ образуют устойчивые комплексы с ионами железа $[\text{FeF}_6]^{4-}$ ($\lg K = 16,1$ [129]), $[\text{FeF}_6]^{3-}$ ($\lg K = 16,1$)

Подача медного купороса в процесс позволит активировать твердые железо-медь-цинксодержащие системы (рисунок 4.14) за счет замещения ионов цинка ионами меди и увеличения площади прочного закрепления ксантогената.

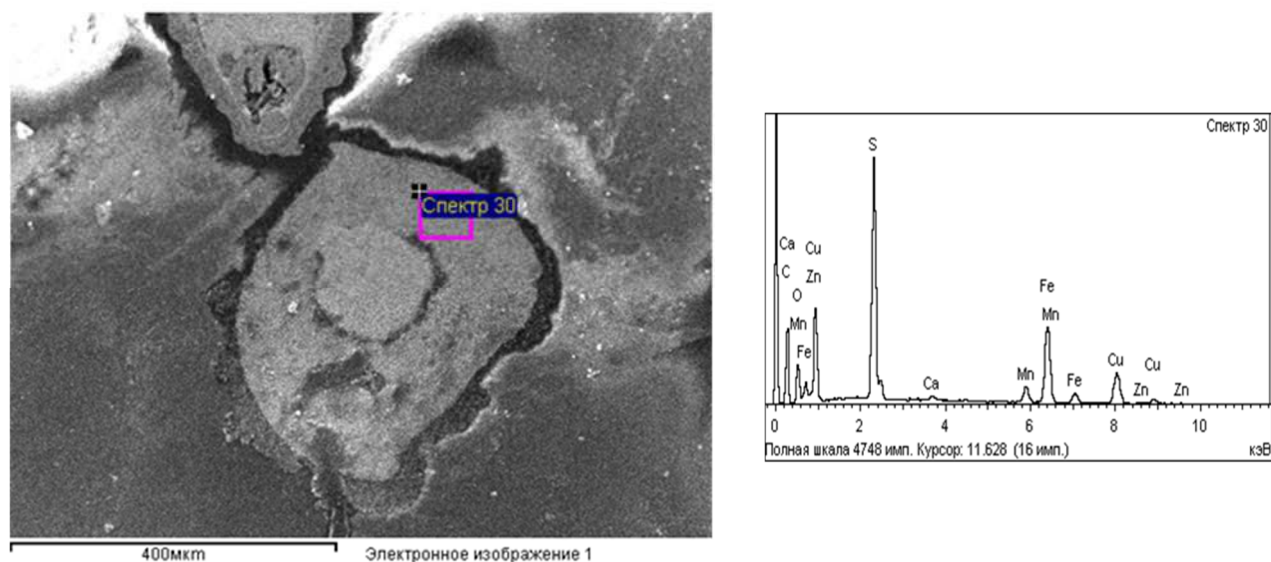


Рисунок 4.14 – Твердая железо-медь-цинксодержащая частица

Выводы по главе 4

1. Результаты диагностики показали, что в пульпе присутствуют ионы железа в виде $\text{Fe}(\text{OH})^+$ и при подаче ксантогената образуются комплексы $\text{Fe}(\text{OH})\text{Kx}_2$, что приводит к перерасходу ксантогената и образованию гидроксидных пленок на поверхности минералов.

2. Подача фторсиликата натрия в пульпу приводит к приближению значений Ag_2S -электрода к линии электрохимической модели, что говорит о нормализации поглощения ксантогената.

3. Результаты диагностических опытов показали, что после подачи фторсиликата натрия в пульпу рациональным расходом бутилового ксантогената калия является 300 г/т.

4. Реагентный режим включает подачу сернистого натрия в измельчение для предотвращения окисления металлического железа, образования сульфида железа и десорбции собирателя; фторсиликата натрия для уменьшения действия ионов железа и его продуктов в пульпе и на поверхности минералов; медного купороса для активации цинк-, медь-, железосодержащих твердых растворов.

5. Эксперименты показали, что рациональными параметрами для извлечения меди являются: расход медного купороса 50 г/т и фторсиликата натрия 600 г/т.

6. К повышению технологических показателей приводит использование фторсиликата натрия, сульфида натрия и серной кислоты до pH 8.

7. Расходы фторсиликата натрия, медного купороса, pH являются значимыми факторами при флотации клинкера, их влияние на извлечение меди аппроксимируется математической моделью:

$$\varepsilon = 55,01 + 0,11Q_{Cu} + 0,02Q_{Na_2SiF_6} + 0,41pH - 0,00002Q_{Cu}Q_{Na_2SiF_6},$$

где Q_{Cu} – расход медного купороса, г/т; $Q_{Na_2SiF_6}$ – расход фторсиликата натрия, г/т.

8. Методом крутого восхождения оптимизирован реагентный режим для основной медной флотации: pH = 10, Na_2SiF_6 = 800 г/т, $CuSO_4$ = 62 г/т.

Глава 5. ИСПЫТАНИЯ РАЗРАБОТАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЛЕЖАЛОГО КЛИНКЕРА ВЕЛЬЦЕВАНИЯ ЦИНКОВЫХ КЕКОВ

Технология переработки техногенного сырья 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.

Основные этапы экспериментальных исследований по разработке комбинированной технологии обогащения клинкера вельцевания ЧЦЗ, изложенные в главах 2-4, представлены в виде блок-схемы (рисунок 5.1).



Рисунок 5.1 – Основные этапы экспериментальных исследований по разработке комбинированной технологии обогащения клинкера вельцевания ЧЦЗ

5.1 Обоснование последовательности операций в схеме

На основании комплексного изучения структурно-фазовых особенностей, технологических свойств клинкера вельцевания цинковых кеков, его неоднородного строения и сложного текстурно-структурного рисунка, выявленных закономерностей разделения клинкера в магнитном и гравитационном поле, зависимостей разделения техногенных фаз от изменения условий проведения процессов обогащения выявлены следующие особенности, определяющие архитектуру схемы:

1. Неоднородная текстура клинкера, сложный характер срастания минеральных техногенных фаз между собой, наличие хрупкого коксика и срастание медьсодержащих фаз с магнитными и немагнитными фазами клинкера обуславливают необходимость использования стадийного обогащения.

2. Проведенный анализ распределения углерода между магнитными и немагнитными фракциями в разных классах крупности показал, что в крупности -3 мм в немагнитной фракции содержится около 62,22% углерода, 31,64% которого приходится на класс -3+1 мм, в отличие от клинкера, доведенного до крупности -0,5 мм, в котором в немагнитную фракцию переходит около 90,96% углерода, 45,23% из которого находится в классе крупности -0,071 мм. Установленное значительное отличие в твердости минеральных фаз, присутствие легко переизмельчаемого коксика обуславливает необходимость его стадийного выведения: для снижения переизмельчения коксовой части клинкера и избежания сильного «замазывания» поверхности медьсодержащих частиц принято постепенное отделение коксика от металлической части клинкера в операциях магнитной сепарации и концентрации на столе в крупности -3 и -0,5 мм (обоснование крупности см. главу 2).

3. Характер распределения меди халькопирита и халькозина между сростками с магнетитом, пирротинном, сильномагнитными твердыми растворами ферритов и сростками с пиритом и троилитом обуславливает их разделение магнитной сепарацией в крупности -0,5 мм.

4. Размер вкрапленности медьсодержащих фаз менее 15 мкм обуславливает их раскрытие при флотационной крупности.

5. Коксик, оставшийся в объединенном продукте, во флотационном процессе переходит в концентрат и разубоживает его. Наличие тонких коксовых частиц может являться одной из причин завышенного расхода реагентов, поэтому целесообразно проведение угольной флотации перед медной флотацией.

Выявленные зависимости процессов разделения клинкера различными методами позволили обосновать технологические режимные параметры для совершенствования технологии:

1. Магнитная сепарация 1 (в голове процесса) осуществляется при напряженности магнитного поля 102 кА/м и классе крупности -3 мм.

2. Измельчение до крупности -0,5 мм в течение 30 минут перед концентрацией на столе.

3. Магнитная сепарация 2 осуществляется при напряженности магнитного поля 102 кА/м и классе крупности -0,5 мм.

4. Концентрационный стол: угол наклона деки 10° , расход воды 0,5 дм³/мин, класс крупности -0,5 мм.

5. Измельчение до крупности -0,071 мм 80% класса в течение 15 мин с подачей $\text{Na}_2\text{S}=400$ г/т.

6. Реагентный режим угольной флотации: помол по классу -0,071 мм – 80%, керосин=280 г/т, $\Sigma\text{T-92}=240$ г/т.

7. Реагентный режим сульфидной флотации: $\text{Na}_2\text{SiF}_6 =800$ г/т, $\Sigma\text{БКК}=300$ г/т, $\Sigma\text{T-92}=240$ г/т, $\text{CuSO}_4=62$ г/т; pH =10.

Таким образом, технологическая схема включает в себя следующие операции. В голове процесса проводится магнитная сепарация с напряженностью магнитного поля 102 кА/м, которая позволяет вывести в немагнитный продукт сростки немагнитных и слабомагнитных железосодержащих техногенных минералов с коксиком. В магнитном продукте находятся сростки магнитных техногенных фаз с коксиком. В этой крупности раскрытых минералов меди практически нет (см. таблицы 2.5, 2.6) и медь распределяется между магнитным и

немагнитным продуктом в соответствии с установленным микроскопическим анализом (см. главу 2) распределением халькопирита и халькозина между сростками с магнетитом, пирротинном, сильномагнитными твердыми растворами ферритов и сростками с пиритом и троилитом. Магнитный и немагнитный продукты подвергаются дальнейшей дезинтеграции до крупности $-0,5$ мм. Магнитный продукт первой магнитной сепарации направляется на вторую магнитную сепарацию с напряженностью 102 кА/м с целью вывода в немагнитный продукт оставшейся части коксика, а немагнитный продукт первой магнитной сепарации проходит операцию классификации на столе с целью вывода в тяжелую фракцию железо- и медьсодержащих фаз. Немагнитный продукт второй магнитной сепарации направляется на концентрационный стол вместе с немагнитным продуктом первой стадии магнитной сепарации. Магнитная фракция второй магнитной сепарации, объединенная с тяжелой фракцией концентрационного стола, направляются на измельчение и далее на флотацию.

На измельчение подается сернистый натрий для предотвращения окисления металлического железа, образования сульфида железа и десорбции собирателя. Измельчение проводится до класса крупности $-0,071$ мм 80% . Более тонкий помол, как показали опыты в главе 4, нецелесообразен, поскольку не приводит к повышению показателя извлечения меди. Еще одним ограничивающим фактором, как показано в главе 3, является то, что более длительное измельчение приводит к переизмельчению твердых растворов корольками железа, присутствующими в клинкере, и наблюдается ошламование пульпы.

В голове флотации проводится угольная флотация для удаления оставшегося коксика из пульпы. Полученный пенный продукт после сушки объединяется с немагнитным продуктом концентрации на столе. Объединенный продукт является углеродсодержащим концентратом.

Далее проводится флотация с целью получения медного концентрата. Для очистки поверхности от окислов железа и снижения комплексообразования железа с ксантогенатом используется фторсиликат натрия. После фторсиликата для активации железо-, медь-, цинксодержащих твердых растворов подается

медный купорос. В качестве собирателя используется бутиловый ксантогенат калия, пенообразователь Т-92.

Предложенная комбинированная схема переработки клинкера вельцевания представлена на рисунке 5.2.

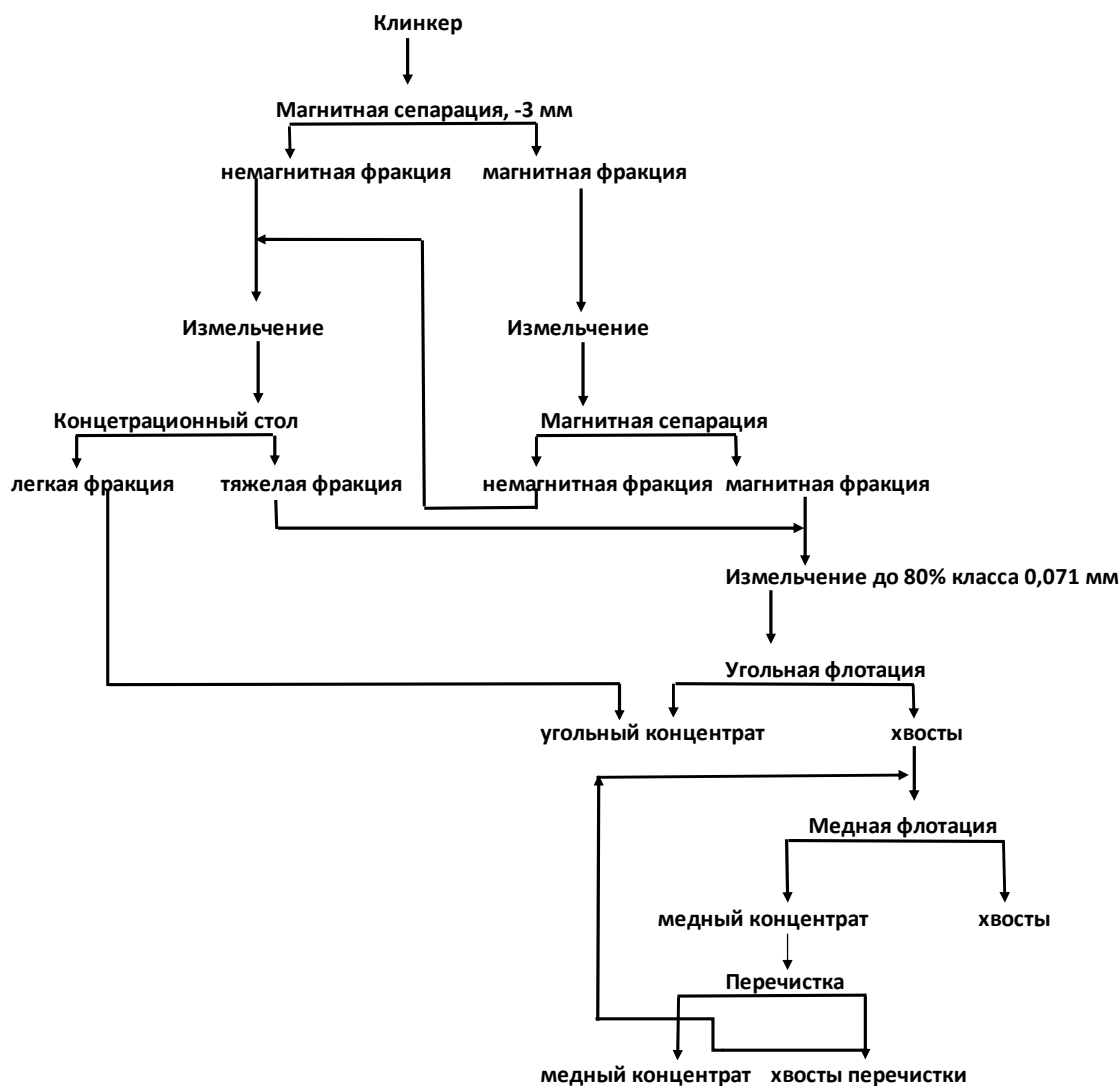


Рисунок 5.2 – Комбинированная схема переработки клинкера вельцевания

5.2 Проведение флотационного опыта объединенного медьсодержащего продукта магнитно-гравитационной схемы в замкнутом режиме

Схема флотации – прямая селективная, включающая угольную флотацию, медную флотацию и перечистку грубого медного концентрата.

Для проведения опыта в замкнутом режиме 300 г полученного объединенного продукта измельчили до 80% по классу -0,071 мм. Реагентный режим проведения угольной и медной флотации представлен в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Реагентные режимы угольной и медной флотации

Угольная флотация	На измельчение $\text{Na}_2\text{S}=400$ г/т, помол по классу $-0,071$ мм – 80%, керосин=280 г/т, $\Sigma\text{T-92}=240$ г/т.
Сульфидная флотация	$\text{pH}=10$, $\text{Na}_2\text{SiF}_6=800$ г/т, $\Sigma\text{БКК}=300$ г/т, $\Sigma\text{T-92}=240$ г/т, $\text{CuSO}_4=62$ г/т, $\text{Na}_2\text{S}=400$ г/т

В результате флотации получен угольный продукт с массовой долей углерода 27% (таблица 5.2). Потеря меди с этим продуктом составила 2,37%.

Таблица 5.2 – Результаты флотационного опыта в замкнутом режиме

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %, г/т				Извлечение, %			
		Cu	Fe	C	Zn	Cu	Fe	C	Zn
Угольный концентрат	6,28	2,37	1,72	27,00	3,9	1,26	7,63	60,19	1,29
Хвосты С флотации	66,56	4,32	38,67	0,97	2,62	86,26	92,47	4,53	84,12
Хвосты Cu флотации	4,43	1,44	42,10	2,43	0,47	1,91	6,70	0,77	12,00
Cu-концентрат	23,14	12,00	15,49	1,55	1,61	83,14	12,88	2,57	17,90
Cu-концентрат перечистка	18,71	14,50	9,19	1,35	1,16	81,23	6,18	1,80	10,45
Fe-концентрат	47,90	0,66	50,18	0,81	2,88	9,51	86,30	2,77	66,20

В медную флотацию после кондиционирования пульпы с фторсиликатом натрия и медным купоросом подачу ксантогената осуществляли в три приема, и каждую фракцию концентрата проанализировали отдельно. Грубый медный концентрат, объединенный из трех фракций, имеет массовую долю меди 12%. Извлечение меди в грубый медный концентрат составило 83,14%. Для повышения качества концентрата проведена перечистная операция, в результате массовая доля меди повысилась до 14,5%, извлечение меди составило 81,23%.

5.3 Проведение укрупненного лабораторного испытания

Лабораторное испытание технологии обогащения медистого клинкера проводилось в условиях лаборатории обогащения Сибайской ОФ Учалинского ГОКа. Испытания проводились на пробе лежалого клинкера Челябинского цинкового завода. Массовая доля Fe, Cu, Zn и С в исходном сырье составляет: 27,83%, 3,34%, 2,08% и 14% соответственно.

Первоначально была реализована магнитно-гравитационная часть схемы и накоплен объединенный продукт для последующего проведения замкнутых флотационных опытов. Масса переработанного клинкера составила 10 кг. Замкнутый опыт проводился до стабилизации выходов продуктов. Опыт проведен на 6-ти навесках клинкера вельцевания. Дробление технологических проб исходного клинкера до крупности 100% класса –3 мм выполняли на установке, включающей щековые дробилки ШД-20 и ШД-6 и валковую дробилку ВЛД-10, работающие в замкнутом цикле с грохотом с размером ячейки 3 мм. Измельчение проб проводили мокрым способом в лабораторной шаровой мельнице 40МЛ-Е с объемом барабана 7 дм³, предназначенной для тонкого мокрого измельчения проб руд и нерудных материалов в периодическом режиме. Шаровая загрузка мельницы составляла 7 кг, соотношение при измельчении Т : Ж : Ш = 1 : 1 : 10. Во флотационных опытах использовали механические лабораторные флотационные машины 240 ФЛ. Основная флотация проводилась в камере объемом 3 дм³. Перечистная операция в камере 0,5 дм³. Постоянные условия проведения опытов следующие: навеска клинкера на измельчение и в основную флотацию Q = 700 г; тонина помола 80% по классу -0,071 мм; содержание твердого в пульпе 28%; содержание твердого в пульпе перечистой операции 20-22%.

Качественно-количественная схема опыта представлена на рисунке 5.3.

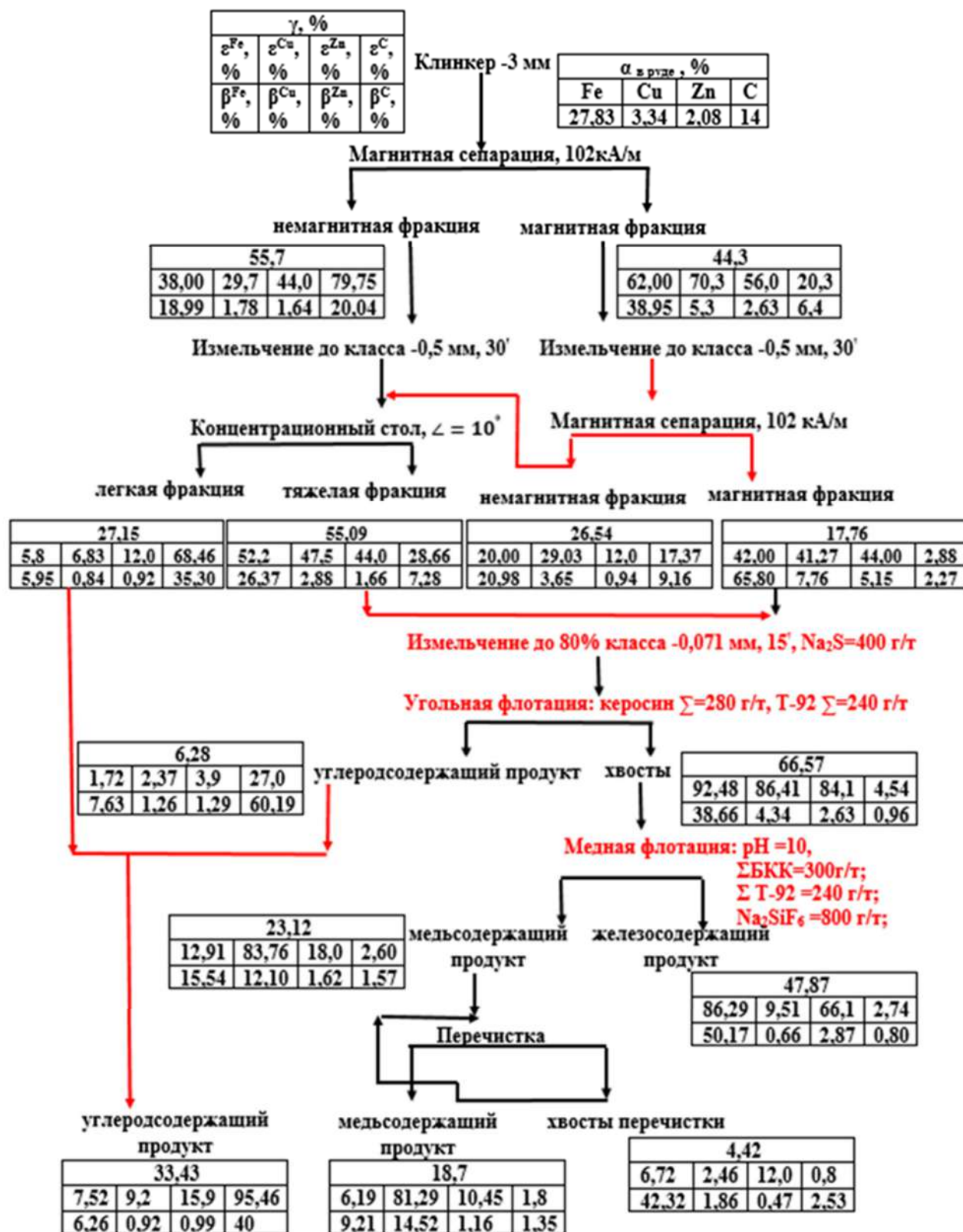


Рисунок 5.3 – Качественно-количественная схема обогащения клинкера ЧЦЗ

В результате получен общий угольный концентрат с массовой долей Cu в нем 0,92%, Fe – 6,26%, C – 40%, при извлечении в него Cu – 9,2%, Fe – 7,52%, C – 95,46%.

В результате получен железный концентрат с массовой долей Cu в нем 0,66%, Fe – 50,17%, С – 0,8%, при извлечении в него Cu – 9,51%, Fe – 86,29%, С – 2,74%.

В результате получен грубый медный концентрат с массовой долей Cu в нем 14,52%, Fe – 9,21%, С – 1,35% при извлечении в него Cu – 81,29%, Fe – 6,19%, С – 1,8%.

5.4 Технико-экономическое обоснование технологии переработки клинкера вельцевания

Расчёт годовых эксплуатационных затрат на реализацию технологии извлечения меди из клинкера вельцевания произведен по элементам и включает затраты на покупку дополнительного оборудования, материалы, электроэнергию, заработную плату и амортизацию с учетом уже имеющихся затрат обогатительной фабрики. Расчет произведен на условную производительность 1000 т в год.

При расчете капитальных затрат стоимость концентрационного стола, магнитного сепаратора и реагентов заложена в соответствии с расценками фирм – торговых представителей в Москве, Санкт-Петербурге и Екатеринбурге без учета НДС [34, 42, 44].

Затраты на покупку дополнительного оборудования – концентрационный стол и магнитный сепаратор – и на материалы, которые определены исходя из удельного расхода требуемых материалов, таких как натрий сернистый, ксантогенат калия бутиловый, флотореагент «Оксаль» марка Т-92, оксид кальция, керосин, медный купорос и натрий кремнефтористый технический (фторсиликат натрия), представлены в таблицах 5.3, 5.4.

Материальные затраты на реализацию технологии рассчитаны по двум вариантам: вариант 1 – по технологии Сибайской ОФ, вариант 2 – по технологии, разработанной в диссертации. Амортизации принята 10% от стоимости капитальных вложений, ремонт и содержание оборудования – 35% от амортизации.

Таблица 5.3 – Смета капитальных затрат

№ п/п	Наименование оборудования	Количество	Сумма, тыс. руб
1	Концентрационный стол СКО-1	1	390 000
2	Магнитный сепаратор ПБМ 90/100	1	480 000
3	Магнитный сепаратор ПБМ-ПП- 90/250	1	620 000
3	Амортизация		149 000
4	Ремонт и содержание оборудования (35 % от амортизации)		52 150
5	Итого капитальных вложений:		1 691 150

Таблица 5.4 – Материальные затраты на реализацию технологии

№ п/п	Наименование материала	Ед. изм.	Цена, руб./ед.	Вариант 1		Вариант 2	
				Расход г/т	Стоимость, руб./ 1000 т	Расход г/т	Стоимость, руб./ 1000 т
1	Натрий сернистый	кг	99	100	9900	400	39600
2	Ксантогенат калия бутиловый	кг	490	1000	490000	300	147000
3	Флотореагент «Оксаль» марка Т-92	кг	50	240	12000	240	12000
4	Известь	кг	250	200	50000	-	-
5	Керосин	кг	55	-	-	280	15400
6	Медный купорос	кг	140	-	-	62	8680
7	Натрий кремнефтори- стый технический	кг	99	-	-	800	79200
8	Прочие расходы (3%)			16 857		9 056	
Итого				578 757		310 936	

Материальные затраты на переработку клинкера вельцевания по 1-му варианту составят 578 757 рублей, по 2-му – 310 936 руб. в год. Таким образом, экономия материальных затрат на реализацию технологии по второму варианту составит 267 821 руб.

Режим работы фабрики непрерывный 365 дней в году, график выходов на работу технологического персонала 4-бригадный, 2-сменный с прямым чередованием смен, продолжительность смены 12 часов. График представлен в таблице 5.5, а рабочее время – в таблице 5.6. Определение численности фабрики по 1-му и 2-му варианту приведено в приложении Е, таблица Е1.

Таблица 5.5 – График работы на обогатительной фабрике

Смена	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
I	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г
II	В	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В
Смена	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	-
I	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	-
II	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	А	Б	-

Таблица 5.6 – Календарный фонд рабочего времени за месяц

Бригада	А	Б	В	Г
Количество смен	16	16	16	14
Время работы, ч	192	192	192	168

Расчет энергозатрат определен по двуставочному тарифу для предприятий и представлен в приложении Е, таблица Е2:

$$C_{\text{эл.}} = C_1 \cdot N_{\text{уст.}} + C_2 \cdot W,$$

где $N_{\text{уст.}}$ – установленная суммарная мощность, кВт; $C_1=250$ – тариф за 1 кВт установленной мощности, руб.; $C_2=2,4$ – тариф за 1 кВт/ч израсходованной электроэнергии, руб, W – расход электроэнергии за год, кВт/ч.

Расходы на оплату труда ОПР. Форма оплаты рабочих повременно-премиальная; простая повременная (Тарифная ставка x Количество отработанного времени) + Премия за выполнение плана и условия труда. Режим работы: непрерывная рабочая неделя с чередованием смен. Для отделений дробления и для главного корпуса смена 12 часов, фонд рабочего времени 192 часа в месяц. Расчёт затрат на заработную плату приведён в приложении Е, таблица Е3.

Штаты и фонд заработной платы общефабричного персонала представлены в приложении Е, таблица Е4. Численность и фонд заработной платы трудящихся представлен в таблице Е5 приложения Е.

Начисления на заработную плату исчисляются исходя из ставок обязательных страховых взносов, уплачиваемых в Пенсионный фонд РФ (22%), Фонд социального страхования (2,9%), Федеральный фонд обязательного медицинского страхования (5,1%) и страхового тарифа от несчастных случаев от фонда заработной платы. Класс профессионального риска 29 (6,7%) (таблица 5.7).

Таблица 5.7 – Смета эксплуатационных затрат на реализацию ресурсовоспроизводящей технологии

Наименование статьи затрат	Сумма, руб.
Заработная плата, в том числе:	1 941 330
- отчисления в Пенсионный фонд (22%)	427 093
- отчисления в Фонд социального страхования (2,9%)	56 299
- отчисления в федеральный фонд мед. страхования (5,1%)	99 008
- страховой тариф от несчастных случаев (6,7%)	130 069
Затраты на материалы	310 936
Энергозатраты	202 110
Амортизация	149 000
Ремонт и содержание оборудования	52 150
Итого общепроизводственные расходы	3 218 995

Оценка стоимости товарной продукции произведена исходя из её номенклатуры, объемов товарной продукции, средней годовой цены на металлы по данным LME за 2023 г., коэффициента цены ($K_{ц} = 0,5$), курса доллара на март 2023 г. (таблица 5.8).

Товарной продукцией, получаемой в результате реализации технологии комплексной переработки клинкера вельцевания, будут являться углерод-, железо- и медьсодержащие концентраты.

Таблица 5.8 – Стоимость товарной продукции

Наименование продукции	Количество товарной продукции, т/год		Цена основного компонента/металла, \$/т	Курс доллара, руб./\$	$K_{ц}$	Стоимость товарной продукции, руб./год	
	1 вариант	2 вариант				1 вариант	2 вариант
Углеродсодержащий концентрат							
кокс	-	133,64	160*	76,37	-	-	1 632 974
Железный концентрат							
железо	-	232,98	79**	76,37	-	-	1 405 622
Медный концентрат							
медь	16,906	27,050	8888	76,37	0,5	5 737 698	9 180 453
Итого товарной продукции						5 737 698	12 219 049

* В расчет принята цена коксовой мелочи.

** В расчет принята цена доменного железорудного концентрата с содержанием железа 50-53%.

Проведенная оценка экономических показателей свидетельствует об экономической эффективности предлагаемой технологии переработки лежалого клинкера вельцевания за счёт получения товарных продуктов. Удельный эко-

номический эффект при переработке клинкера по разработанной технологии составляет 6,6 млн руб. на 1000 т, что обеспечивает окупаемость в первый год с учетом дисконтированного дохода (см. приложение Е, таблица Е6). Внедрение технологии является экономически перспективным за счёт получения трёх продуктов.

Выводы по главе 5

1. В разработанной технологической схеме реализованы следующие решения:

- комбинация мокрой магнитной сепарации и концентрации на столе для увеличения извлечения и концентрации медьсодержащих фаз в питании флотации;

- возврат немагнитного продукта второго приема магнитной сепарации на концентрационный стол для более полного разделения богатых сростков медьсодержащих и немагнитных фаз клинкера;

- получение углеродсодержащего продукта объединением легкой фракции концентрации на столе с пенным продуктом угольной флотации;

- изменение реагентного режима флотации: введение сернистого натрия для уменьшения отрицательных эффектов от перехода ионов железа в жидкую фазу пульпы и образования комплексных соединений с ксантогенатом $\text{Fe}(\text{OH})\text{Kx}_2$, фторсиликата натрия для снятия экранирующей поверхность минералов гидроксидов железа, медного купороса для активации флотации медьсодержащих твердых растворов;

- получение в качестве хвостов флотации железосодержащего продукта.

2. Обоснована и усовершенствована технология переработки лежалого клинкера вельцевания ЧЦЗ, которая включает: магнитную сепарацию на крупности -3 мм с напряженностью магнитного поля 102 кА/м в голове процесса, полученный магнитный и немагнитный продукт подвергаются дальнейшей дезинтеграции до крупности -0,5 мм; магнитный продукт первой магнитной сепарации направляется на вторую магнитную сепарацию с напряженностью

102 кА/м, а немагнитный продукт первой магнитной сепарации проходит операцию классификации на столе; немагнитный продукт второй магнитной сепарации направляется на концентрационный стол вместе с немагнитным продуктом первой стадии магнитной сепарации; магнитная фракция второй магнитной сепарации, объединенная с тяжелой фракцией концентрационного стола, направляются на измельчение ($\text{Na}_2\text{S}=400$ г/т) до класса крупности $-0,071$ мм 80% и далее на флотацию. В голове флотации проводится угольная флотация: керосин=280 г/т; Σ Т-92 =240 г/т, для удаления оставшегося кокса из пульпы. Полученный пенный продукт после сушки объединяется с немагнитным продуктом концентрации на столе. Объединенный продукт является углеродсодержащим концентратом. Далее проводится флотация с целью получения медного концентрата: Σ БКК= 300 г/т; Σ Т-92 =240 г/т, Na_2SiF_6 =800 г/т, CuSO_4 =62 г/т, pH =10.

3. В результате укрупненного лабораторного испытания получен: угольный концентрат с массовой долей Cu в нем 0,92%, Fe – 6,26%, C – 40%, при извлечении в него Cu – 9,2%, Fe – 7,52%, C – 95,46%; железный концентрат с массовой долей Cu в нем 0,66%, Fe – 50,17%, C – 0,8%, при извлечении в него Cu – 9,51%, Fe – 86,29%, C – 2,74%; грубый медный концентрат с массовой долей Cu в нем 14,52%, Fe – 9,21%, C – 1,35% при извлечении в него Cu – 81,29%, Fe – 6,19%, C – 1,8%.

4. Удельный экономический эффект при переработке клинкера по разработанной технологии составляет 6,6 млн руб. на 1000 т, что обеспечивает окупаемость в первый год с учетом дисконтированного дохода.

Внедрение на предприятие разработанной комплексной технологии переработки лежалого клинкера вельцевания позволяет расширить его сырьевую базу за счет использования техногенного сырья, получить дополнительную металлопродукцию и улучшить экологическую обстановку в районе недропользования.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации, являющейся законченной научно-квалификационной работой, изложены новые научно обоснованные технологические решения, позволяющие совершенствовать технологию переработки клинкера вельцевания до безотходной, повысить комплексность и получить три товарных продукта: углеродсодержащий, железосодержащий и медьсодержащий, имеющие существенное значение для развития страны.

Основные выводы и результаты диссертационного исследования:

1. Анализ теории и практики переработки клинкера вельцевания в России и за рубежом показал, что наиболее распространенным является обогатительное разделение по магнитно-флотационным схемам, но не установлены причинно-следственные связи между характеристиками сросткового состава и неудовлетворительными результатами обогащения клинкера.

2. Установлены текстурно-структурные особенности и технологические свойства клинкера вельцевания, определяющие трудную обогатимость, обусловленную наличием: ферритных медьсодержащих твердых растворов, склонных к переизмельчению; сульфидов железа, массовые доли которых в пробе составляют около 11%, представленных минералами: магнитными (пирротин) и немагнитными (пиритом и троилитом); распределением медных техногенных минералов между сростками с магнитными фазами клинкера (пирротин, магнетитом) и более 25% с немагнитными фазами (мелилитом, пиритом, троилитом). Установлено, что клинкер в крупности 25-50 мм является низкоконтрастным по меди, коэффициент контрастности равен 0,67. Коэффициенты контрастности рассчитаны с использованием программы ЭВМ «RmS Calculator» (radiometric separation calculator – калькулятор радиометрической сепарации, свидетельство о регистрации № 2022619332 от 20 мая 2022 г.) на основе уравнения В.А. Мокроусова. Показано, что применение радиометрической сепара-

ции в качестве предконцентрации не позволят сконцентрировать медьсодержащие фазы в крупнокусковом концентрате.

3. Впервые обоснована комбинация операций и параметров магнитного (крупность материала -3 мм в голове процесса, напряженность магнитного поля 102 кА/м) и гравитационного (крупность материала -0,5 мм, угол наклона концентрационного стола 10°) обогащения клинкера для концентрации меди в продукте перед флотацией. Установлено, что гравитационное разделение кокса и рядовых, богатых сростков халькозина и халькопирита с основными фазами клинкера: коксом, троилитом и мелилитом (окерманитом) будет эффективно для фракции клинкера -0,5 мм, содержание в которой класса крупности -0,15 мм составляет 60%. Возможность применения гравитационного разделения и крупность обосновывается соотношением плотностей рядовых и богатых сростков минералов меди с немагнитными фазами клинкера и плотности кокса, коэффициентом их гравитационного разделения более 1,75.

- Потенциометрической диагностикой выявлены причины низкой флотации меди, заключающиеся в наличии в пульпе железа в виде ионов $\text{Fe}(\text{OH})^+$, которые способствуют образованию пленок гидроксида железа на поверхности частиц клинкера, что приводит к снижению контрастности разделяемых фаз. Также происходит образование комплекса $\text{Fe}(\text{OH})\text{Kx}_2$ в пульпе, что приводит к перерасходу собирателя бутилового ксантогената калия. Методом ПФЭ установлена зависимость извлечения меди в концентрат от расходов реагентов-модификаторов, выраженная математической моделью в виде полиномиального уравнения:

$$\varepsilon = 55,01 + 0,11Q_{\text{CuSO}_4} + 0,02Q_{\text{Na}_2\text{SiF}_6} + 0,41pH - 0,00002Q_{\text{CuSO}_4}Q_{\text{Na}_2\text{SiF}_6},$$

где Q_{CuSO_4} – расход медного купороса, г/т; $Q_{\text{Na}_2\text{SiF}_6}$ – расход фторсиликата натрия, г/т.

Методом крутого восхождения оптимизирован реагентный режим для основной медной флотации: $pH = 10$, $\text{Na}_2\text{SiF}_6 = 800$ г/т, $\text{CuSO}_4 = 62$ г/т. Предложенный реагентный режим предусматривает подачу: сульфида натрия в измельчение для предотвращения окисления металлического железа и, как следствие,

снижение в пульпе ионов $\text{Fe}(\text{OH})^+$; фторсиликата натрия во флотацию для уменьшения действия ионов железа и его продуктов в пульпе и на поверхности минералов; медного купороса для активации флотации медь-, цинк-, и железосодержащих твердых растворов.

4. Разработана усовершенствованная схема обогащения клинкера, включающая: комбинацию магнитного и гравитационного методов для концентрирования медьсодержащих фаз в питании флотации; возврат продукта на концентрационный стол после второй магнитной сепарации; получение углеродсодержащего продукта в результате объединения легкой фракции после концентрации на столе с пенным продуктом флотации. Изменение реагентного режима флотации введением: сернистого натрия для уменьшения отрицательных эффектов от перехода ионов железа в жидкую фазу пульпы и образования комплексных соединений с ксантогенатом $\text{Fe}(\text{OH})\text{Kx}_2$; фторсиликата натрия для снятия экранирующей поверхность минералов гидроксидов железа; медного купороса для активации флотации медьсодержащих твердых растворов. Получение в качестве хвостов флотации железосодержащего продукта. Предложенная схема позволяет получить: углеродсодержащий продукт с массовой долей Cu в нем 0,92%, Fe – 6,26%, C – 40%, при извлечении в него Cu – 9,2%, Fe – 7,52%, C – 95,46%; железный концентрат с массовой долей Cu в нем 0,66%, Fe – 50,17%, C – 0,8%, при извлечении в него Cu – 9,51%, Fe – 86,29%, C – 2,74%; грубый медный концентрат с массовой долей Cu в нем 14,52%, Fe – 9,21%, C – 1,35%, при извлечении в него Cu – 81,29%, Fe – 6,19%, C – 1,8%. Угольный концентрат направляется обратно на ЧЦЗ для загрузки в вельц-печь, железный концентрат используется в качестве сырья для участков переработки металлургических шламов и медный концентрат марки КМ-7 – в производстве меди.

5. Удельный экономический эффект при переработке клинкера по разработанной технологии составляет 6,6 млн руб. на 1000 т, что обеспечивает окупаемость в первый год с учетом дисконтированного дохода.

Результаты диссертационной работы использованы ООО «НОВОМЕК ИНЖИНИРИНГ» г. Санкт-Петербург при разработке программы и проведении исследований на обогатимость техногенного минерального сырья (приложение Ж).

Материалы диссертации использованы при чтении лекций и проведении практических, лабораторных занятий по специальности 21.05.04 «Горное дело», специализация «Обогащение полезных ископаемых», при выполнении научно-исследовательских и выпускных квалификационных работ по тематике, связанной с переработкой горно-металлургических отходов (приложение И).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абдурахмонов, С. Исследования по переработке клинкера - отхода цинкового производства / С. Абдурахмонов, Р. Э. Тошкодирова // Вестник науки и образования. 2020. № 10-1(88). С. 18-21.
2. Авдохин, В. М. Оптимизация обогащения полиметаллических руд на основе контроля и регулирования ионного состава пульпы и оборотных вод / В. М. Авдохин, В. В. Морозов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 1998. № 1. С. 27-32.
3. Адамов, Э. В. Технология руд цветных металлов: учебник / Э. В. Адамов. Москва: Учеба, 2007. 514 с.
4. Александров, О. В. Синтез и исследование кинетики растворения магнетита в модельных средах / О. В. Александров, И. В. Цихановская, З. В. Барсова // Технологический аудит и резервы производства. 2015. Т. 5. № 7(25). С. 31-32.
5. Аллабергенов, Р. Д. Клинкер цинкового производства – новое промышленное полиметаллическое минеральное сырье цветной металлургии и пути его комплексной переработки / Р. Д. Аллабергенов, Р. К. Ахмедов, С. В. Михайлов // Узбекский химический журнал АН РУз. 2012. № 3. С. 43-49.
6. Аллабергенов, Р. Д. Комплексная переработка отходов цветной металлургии / Р. Д. Аллабергенов, Р. К. Ахмедов, О. Ф. Ходжаев. Ташкент: Изд-во «Университет», 2013. 50 с.
7. Байбатша, А. Б. Общая геология (динамика Земли) / А. Б. Байбатша. Алматы: КазНТУ, 2015. 483 с.
8. Безотходная энерго- и ресурсосберегающая экологически чистая технология производства меди на ОАО «Алмалыкский ГМК» / С. С. Негматов, А. К. Фарманов, В. Ш. Хаспoadов, М. М. Якубов // Ташкент, 2011.
9. Бикбаева, Г. А. Применение клинкера в комплексной технологии переработки техногенных стоков горно-металлургических предприятий / Г. А. Бикбаева, Н. Н. Орехова, Е. А. Куликова // Вестник Магнитогорского

- государственного технического университета им. Г. И. Носова. 2013. № 2 (42). С. 22-25.
10. Бочаров, В. А. О взаимосвязи физико-химических свойств тонкодисперсных сульфидных пульп и результатов селективной флотации / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина // Горный информационно-аналитический бюллетень 2009. № 2. С. 332-341.
 11. Бочаров, В. А. О роли железа и его соединений в процессах обогащения сульфидных руд цветных и благородных металлов / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. 2007. № 5. С. 4-12.
 12. Бочаров, В. А. Технология переработки золотосодержащего сырья: учебное пособие / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина, Д. В. Абрютин. Москва: Изд. Дом МИСиС, 2011. 328 с.
 13. В РСО-Алания в 2021 г. начнут рекультивацию отходов завода «Электроцинк». URL: <https://kavkaz.rbc.ru/kavkaz/freenews/5e4e8a799a7947510a0b188e> (дата обращения: 20.02.2020).
 14. Вельц-клинкер Беловского цинкового завода. [Результаты НИР компании «Таилс КО»]. URL: <http://www.tailsco.ru/velts-klinker-belovskogo-tsinkovogo-zavoda>. (дата обращения: 23.05.2020).
 15. Вельц-цех ПАО «Челябинский цинковый завод». URL: <http://www.ustr-ekb.ru/referens/industrial/velc-ceh>. (дата обращения: 18.02.2020).
 16. Верхотуров, М. В. Гравитационные методы обогащения: учебное пособие для вузов / М. В. Верхотуров. Москва: МАКС Пресс, 2006. 352 с.
 17. Влияние реагентов на основе диалкилдитиофосфатов на флотацию меди из пиритсодержащих шлаков / М. Н. Сабанова, Н. Н. Орехова, О. Е. Горлова, И. В. Глаголева // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. 2018. № 4. С. 4-14.
 18. Воспроизводство сырьевой базы цинка на основе рециклинга техногенного сырья / О. С. Брянцева, В. Г. Дюбанов, А. М. Панышин, П. А. Козлов // Экономика региона. 2013. № 2 (34). С. 63-70.

19. Геологический словарь. URL: <https://ab-news.ru/formula-chechetta-richardsa/> (дата обращения: 20.02.2021).
20. Горлова, О. Е. Развитие научно-методологических основ технологии переработки горнопромышленных отходов: специальность: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.13 «Обогащение полезных ископаемых» / О. Е. Горлова. Магнитогорск, 2020. – 404 с.
21. Евдокимов, С. И. Выбор технологии обогащения клинкера от вельцевания цинковых кеков / С. И. Евдокимов, А. М. Паньшин // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. 2009. № 2. С. 19-25.
22. Журавлев, Е. А. Обнаружение на космических снимках и тушение очагов горения в отвалах цветной металлургии на примере отходов Беловского цинкового завода / Е. А. Журавлев, К. Н. Черный // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2016. № 9. С. 235 – 243.
23. Изойтко, В. М. Технологическая минералогия и оценка руд / В. М. Изойтко. Санкт-Петербург: Наука, 1997. 532 с.
24. Исаев, И. Н. Концентрационные столы / И. Н. Исаев. – Москва: Госгортехиздат, 1962. 97 с.
25. Кажухметов, С. Н. Автогенная переработка медного клинкера с использованием боратовой руды / С. Н. Кажухметов, А. С. Омаров, М. Т. Чокаев // Цветные металлы. 1999. № 4. С. 8-11.
26. Каталог минералов: Фаялит. URL: <https://catalogmineralov.ru/mineral/fayalite.html> (дата обращения: 20.05.2020).
27. Кляйн, С. Э. Извлечение цинка из рудного сырья / С. Э. Кляйн, П. А. Козлов, С. С. Набойченко. Екатеринбург: УГГУ-УПИ, 2009. 492 с.
28. Козин, В. З. Безотходные технологии горного производства / В. З. Козин // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4/5. С. 169–190.
29. Козин, В. З. Исследование руд на обогатимость: учебное пособие / В. З. Козин. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. 304 с.

30. Колесников, А. С. Влияние отвала клинкера вельцевания цинковой руды на экологию п. Ачисай и региона в целом / А. С. Колесников, К. И. Гонтаренко, В. Н. Овчинникова // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве: сборник докладов II Всероссийской научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2013) с международным участием (Екатеринбург, 28–29 марта 2013 г.). Екатеринбург: УрФУ, 2013. С. 64-69.
31. Колмачихина, О. Б. Технологические расчеты по пирометаллургии меди: учебно-методическое пособие / О. Б. Колмачихина, С. Э. Польшгалов; Министерство науки и высшего образования РФ. Екатеринбург: Изд-во Урал. унта, 2021. 197 с.
32. Конев, А. С. Разделение свинцово-медного концентрата сульфитом натрия и сернокислым железом / А. С. Конев, К. Г. Бакинов // Обогащение руд. 1958. № 6. С. 7.
33. Конспект лекций по дисциплине «Обогащение руд цветных металлов» (для студентов специальности 05030302 «Обогащение полезных ископаемых» / составитель доцент В. Н. Самылин. Донецк: ДонНТУ, 2008. 92 с.
34. Концентрационный стол. URL: https://goldequipment.ru/koncentracionniy_stol (дата обращения: 21.04.2022).
35. Кривонос, Ю. С. Технология обогащения клинкера в ОАО «Электроцинк» / Ю. С. Кривонос // Горный журнал. 2007. № 12. С 84-85.
36. Крысенко, Н. Я. Об интенсификации процесса плавки клинкера в шахтной печи / Н. Я. Крысенко, Ф. Д. Ясонов // Бюллетень ЦИИН. Цветная металлургия. 1976. № 7. С. 45-48.
37. Кускова, Я. В. Использование гравитационно-центробежных полей для повышения эффективности разделения мелких частиц гравитационным методом / Я. В. Кускова // Техника и технология горного дела. 2018. № 3(3). С. 29-42.

38. Леонов, С. Б. Исследование полезных ископаемых на обогатимость: учебное пособие к практическим занятиям / С. Б. Леонов, О. Н. Белькова. Иркутск: Иркутский государственный технический университет, 1996. 104 с.
39. Лидеры по запасам медной руды. URL: <https://www.techade.ru/stati/lidery-po-zapasam-mednoj-rudy> (дата обращения: 23.05.2020).
40. Ломовский, О.И. Механохимия в решении экологических задач = Mechanochemistry for Solving Environmental Problems: аналитический обзор / О. И. Ломовский, В. В. Болдырев; Государственная публичная научно-техническая библиотека Сибирского отделения РАН, ИХТТМ СО РАН, НГУ, Научно-образовательный центр «Молекулярный дизайн и экологически безопасные технологии». Новосибирск: ГПНТБ СО РАН, 2006. 221 с. (Сер. Экология. Вып. 79).
41. Лотош, В. Е. Переработка отходов природопользования / В. Е. Лотош. Екатеринбург: Изд-во УрГУПС, 2002. 463 с.
42. Магнитный сепаратор. URL: <https://zaogm.ru/catalog/obogatitelnoe-oborudovanie/separatory/separatory-barabannye/521-PBM-PP-90-250> (дата обращения: 20.05. 2022).
43. Машевский, Г. Н. Новые контуры теории и практики процесса флотационного обогащения / Г. Н. Машевский // Горная наука: сборник научных трудов. Посвящен 25-летнему юбилею Северо-Западного отделения АГН / ответственный редактор Д. В. Яковлев. Санкт-Петербург, 2019. С. 136-160.
44. Медный купорос (сульфат меди, марка А, первый сорт, ГОСТ 19347-2014). URL: https://www.amk-msk.ru/goods/79792910-medny_kuporos_med_sernokislaya (дата обращения: 20.05. 2022).
45. Медь захватывает рынок. Станет ли металл новым золотом? URL: <https://dprom.online/metallurgy/med-stanet-novym-zolotom/> (дата обращения: 18.02.2022).
46. Медь – краеугольный камень электромобильной революции. URL: <https://ruslom.com/med-kraeugolnyy-kamen-elektromobilnoy-revolyuitsii/#:~:text=> (дата обращения: 17.01.2020).

47. Минералогические и текстурно-структурные особенности лежалого вельц-клинкера / Н.Н. Орехова, И.В. Глаголева, Ю.Ю. Ефимова, О.Е. Горлова // Вестник Забайкальского государственного университета. 2022. Т. 28, № 4. С. 35-49.
48. Мировой рынок меди: обзор УГМК итогов 1-го квартала. URL: <https://www.metalinfo.ru/ru/news/126359> (дата обращения: 02.06.2021).
49. Митрофанов, С. И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость / С. И. Митрофанов, Л. А. Барский, В. Д. Самыгин. Москва: Недра, 1974. 352 с.
50. Набойченко, С. С. Автоклавное серноокислотное выщелачивание цинковых концентратов / С. С. Набойченко, К. Н. Балатбаев // Цветные металлы. 1985. № 2. С. 23-25.
51. Набойченко, С. С. Гидрометаллургия меди / С. С. Набойченко, В. И. Смирнов. Москва: Metallurgy, 1974. 272 с.
52. Новый век медных денег. URL: <https://www.kommersant.ru/doc/5205552> (дата обращения: 27.03.2022).
53. Новый гидрометаллургический процесс выделения цинка из мелкодисперсной фракции материала, получаемого в электроплавильной установке = Integrated hydrometallurgical process for production of zins from electric arc furnace dust in alkaline medium / Youcoi Zhao, R. Stanforth // РЖ «Металлургия». Сводный том 15. 2002. №6. Реферат 02-06-15Г127. С. 13.
54. Обзор мирового рынка меди неделя №9'22. URL: <https://www.metalinfo.ru/ru/news/134502> (дата обращения: 22.04.2022).
55. Онуфриенок, В. В. Кристаллохимическое превращение пирротин-пирита, индуцированное катионными вакансиями / В. В. Онуфриенок // Современные наукоемкие технологии. 2013. № 5. С. 166-122.
56. О Стратегии по обращению с отходами производства на территории Свердловской области до 2030 года (с изменениями на 16 августа 2018 года) (утратило силу на основании постановления Правительства Свердловской области от 01.10.2020 N 693-ПП). URL:

<https://docs.cntd.ru/document/422404931/titles/381QDBS> (дата обращения: 20.05.2020).

57. Орехова, Н. Н. Микроскопическое изучение особенностей концентрации металлов в фазах вельц-клинкеро / Н. Н. Орехова, И. В. Глаголева // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: тезисы докладов 79-й международной научно-технической конференции. Магнитогорск, 2021. С. 33.
58. Орехова, Н.Н. Совершенствование технологии переработки лежалого медистого клинкера / Н.Н. Орехова, И.В. Глаголева // Успехи современного естествознания. 2023. № 6. С. 104-112.
59. Отходы Беловского цинкового нашли хозяина URL: <http://www.avant-partner.ru/articles/2353>. (дата обращения: 20.02.2020).
60. Патент № 1836461 Российская Федерация, МПК С22В 7/00 (2006.01). Способ переработки цинкового клинкера вельц-печей: № 5039337: заявл. 10.04.1992: опубл. 23.08.1993 / Ю. В. Андреев, Т. Н. Грейвер, И. Г. Зайцева [и др.].
61. Патент № 2252822 Российская Федерация, МПК ВОЗD 1/02 (2000.01). Способ флотации сульфидных минералов меди их халькопириткубанитовых пирротинсодержащих медно-никелевых руд: № 2003132669/03: заявл. 11.11.2003: опубл. 27.05.2005 / Храмцова И. Н., Баскаев П. М., Кайтмазов Н. Г., Захаров Б. А., Волянский И. В., Тинаев Т. Р., Цымбал А. С., Котенев Д. В., Нафталь М. Н., Пазина М. А., Гоготина В. В., Панфилова Л. В.
62. Патент № 2 613 401 Российская Федерация, МПК С02F 1/52 (2006.01), В03D 1/00 (2006.01). Способ подготовки оборотной воды при флотационном обогащении : № 2016104496 : заявл. 10.02.2016: опубл. 16.03.2017 / Зимин А.В., Арустамян М.А., Арустамян К.М. URL: https://fips.ru/registers-doc-view/fips_servlet (дата обращения: 03.05.2020).
63. Патент № 60786 Болгария. Способ переработки металлургического клинкера: 1996 / Митов К.Л. и др.
64. Патент №94015041 Российская Федерация МПК С 22В 19/00 Способ гидрометаллургической переработки цинкосодержащего клинкера: №

- 94015041/02: заявлен. 22.04.1994: опубл. 10.02.1996 / Пирковский С. А., Смирнов К. М. и др.
65. Переработка клинкера. URL: <https://ctcmetar.ru/metallurgiya-cinka-i-kadmiya/8701-pererabotka-klinkera.html/> (дата обращения: 20.05.2020).
66. Пермяков, П. Г. Комплексное использование клинкера – отходов цинкового производства / П. Г. Пермяков, М. Х. Ахметов, А. К., Мурышкин // Новокузнецк: Сибирская горно-металлургическая академия. 1995. С. 7.
67. Петров, И. М. Соотношение рудного и вторичного сырья в производстве цветных металлов России / И. М. Петров, С. И. Гришаев // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2008. № 5. С. 12-22.
68. Плешкова, А. В., Воронов Г. В. Исследование тепловой работы вельц-печи/ А. В. Плешкова, Г. В. Воронов // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве (ТИМ'2018): сб. докл. VII Всерос. науч.-практ. конф. студентов, аспирантов и молодых ученых / Екатеринбург, 2018. № 7. С. 259-264.
69. Попов С. И. Справка 9102-7/91 4.04.2003 г. по результатам исследований по теме «Исследование на обогатимость клинкера Челябинского цинкового завода».
70. Практика использования новых методов в изучении вещественного состава. URL: <https://zolotodb.ru/article/10636>. (дата обращения: 22.05.2020).
71. Производители меди в России решили увеличить добычу в надежде на дефицит. URL: <https://www.rbc.ru/business/11/07/2017/5964ace49a79472faf913d81> (дата обращения: 19.01.2020).
72. Разработка технологии извлечения цинка, серебра и других полезных компонентов из лежалых клинкеров завода «Электроцинк»: отчет о НИР / СКГМИ (ГТУ). Владикавказ, 2004.
73. Разработка технологии обогащения клинкера с получением трех концентратов: отчет о НИР / Исследовательский центр ОАО «УРАЛЭЛЕКТРОМЕДЬ». 2007.

74. Решение задач технологической минералогии средствами автоматизированной оптической микроскопии / М. С. Петров, Е. Ю. Нурканов, А. Л. Козерчук, Р. М. Кадушников // Материалы VI Всероссийской молодежной научной конференции «Минералы: строение, свойства, методы исследования». Екатеринбург, 2014. С. 72-74.
75. Романов, И. Р. Обогащение клинкера завода «Электроцинк» на концентрационном столе / И. Р. Романов, Р. Д. Купеева // Цветная металлургия 1992. №7-8. 43 с.
76. Русская добыча меди - 30 лет. URL: <https://gold.1prime.ru/reviews/20220112/438608.html> (дата обращения: 19.04.2022).
77. Рынок меди рафинированной 2022. URL: https://www.metalresearch.ru/refined_copper.html (дата обращения: 20.07.2022).
78. Рынок цинка. URL: <https://prcs.ru/analytics-article/rynok-cinka/> (дата обращения: 18.01.2020).
79. Рынок цинка в России в 2016 году. URL: <https://www.ruckom.ru/stati/rynok-cynka-v-Rossii-v-2016-godu/>. (дата обращения: 18.01.2020).
80. Самыгин, В. Д. Основы обогащения руд / В. Д. Самыгин, Л. О. Филиппов, Д. В. Шехирев. Москва: Альтекс, 2003. 304 с.
81. Санакулов, К. С. Переработка шлаков медного производства / К. С. Санакулов, А. С. Хасанов. Ташкент: Фан, 2007. 238 с.
82. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2022619332 Российская Федерация «Rms Calculator»: № 2022618560: заявл. 13.05.2022: опубл. 20.05.2022 / Глаголева И. В., Горлова О. Е., Орехова Н. Н., Сабанов А. Е.
83. Смирнов, К. М. Безотходная переработка отвалов клинкера цинковых заводов на товарную продукцию с попутным извлечением золота и серебра / К. М. Смирнов, С. А. Пирковский // ФГУП ВНИИХТ. Москва: Отчет, 2006. 32 с.

84. Современное состояние, перспективы переработки и утилизации клинкера вельцевания цинксодержащей пыли от электродуговой плавки стали / П. И. Грудинский, Д. В. Зиновеев, В. Г. Дюбанов, П. А. Козлов // Перспективные материалы. 2019. № 4. С. 73-83.
85. Созонова, Е. В. Пути разработки технологии обогащения клинкера от вельцевания цинковых кеков / Е. В. Созонова // Научные исследования в горно-металлургическом производстве: сборник научных трудов / Комитет промышленности Министерства индустрии и новых технологий РК. ВНИИЦВЕТМЕТ. Усть-Каменогорск: [Медиа Альянс], 2012. 150 с.
86. Состав и обогащение сульфидной медной руды. URL: <https://www.techade.ru/stati/sostav-i-obogashchenie-sulfidnoj-mednoj-rudy>. (дата обращения: 20.05.2022).
87. Состав и структура цинка, а также технология его производства. URL: <http://stroyres.net/metallicheskie/vidyi/tsvetnyie/tsink/sostav-i-struktura-proizvodstvo.html>. (дата обращения: 23.05.2020).
88. Список простых веществ по твердости. URL: <https://clck.ru/35mAjE> (дата обращения: 10.03.2022).
89. Тарасов, А. В. Извлечение ценных компонентов из клинкеров цинкового производства / А. В. Тарасов, М. С. Зак // Цветная металлургия. 1990. № 6. С. 46-48.
90. Твердость минералов. URL: https://www.stroymehanika.ru/obsh_sved.php (дата обращения: 20.05.2020).
91. Технологические, экономические и экологические аспекты переработки техногенного сырья горно-металлургических предприятий Урала / И. В. Шадрюнова, А. Г. Савин, Н. А. Волкова, О. Е. Горлова // Труды Международного конгресса «Фундаментальные основы технологий переработки и утилизации техногенных отходов». Екатеринбург, 2012. С. 28–31.
92. Терещенко, С. В. Вовлечение в переработку некондиционных руд и отходов горного производства с использованием методов радиометрической пред-

- концентрации / С. В. Терещенко, В. В. Марчевская // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2000. № 9. С. 201-204.
93. Технология извлечения свинца и цинка из лежалых клинкеров цинкового производства / Е. Н. Козырев, Ю. И. Кондратьев, К. К. Хулелидзе, Н. С. Богомолова // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2005. № 3. С. 280 – 282.
94. Технология обогащения клинкера в ОАО «Электроцинк» / Ю. С. Кривонос, М. Г. Видуецкий, Р. Л. Габдулхаев [и др.] // Горный журнал. 2007. № 12. С. 84-86.
95. Технология обогащения медных шлаков с целью извлечения меди для использования в металлургическом производстве сплавов на ОАО «Кольчугцветмет» / В. Ф. Николайчук, А. И. Щербатов, Ю. П. Новгородцев [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. 1998. № 6. С. 155-160.
96. Технология переработки шлаков цинкового производства. URL: https://uralomega.ru/knowledge_laboratory/publications/project_33/. (дата обращения: 15.02.2020).
97. Технология рентгенорадиометрической сепарации. URL: <http://www.irgiredmet.ru/activities/index.php?ID=703&SID=40> (дата обращения 09.12.2022).
98. Тошкодирова, Р. Э. Переработка клинкера – техногенного отхода цинкового производства / Р. Э. Тошкодирова, С. Абдурахмонов / Universum: технические науки: электронный научный журнал. 2020. 11(80). URL: <https://7universum.com/ru/tech/archive/item/10966> (дата обращения: 25.04.2022).
99. Трубачев, А. И. Технологическая минералогия : учебное пособие / А. И. Трубачев. Чита: Читинский университет, 2006. 198 с.
100. УГМК-Холдинг корпоративный журнал. 2013. № 8. С. 48-52.
101. Ультразвук в гидрометаллургии / Б. А. Агранат, О. Д. Кириллов, Н. А. Преображенский [и др.]. Москва: Металлургия, 1969. 303 с.

102. Фельдман, Р. И. Автогенная шахтная плавка клинкера / Р. И. Фельдман // Цветные металлы. 1991. № 4. С. 10-13.
103. Филиппова, Н. А. Фазовый анализ руд и продуктов их переработки / Н. А. Филиппова. М.: Химия, 1975. 280 с.
104. Ханов, М. Стратегические металлы. Каких позитивных политических сигналов ждут медь и алюминий. URL:
https://tass.ru/opinions/5868467?utm_source=google.com&utm_medium=organic&utm_campaign=google.com&utm_referrer=google.com (дата обращения 20.05.2019).
105. Целесообразность комплексирования минералого-аналитических методов изучения металлургических шлаков / Е. А. Горбатова, Е. Г. Ожогина, А. Н. Лебедев [и др.] // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2017. Т. 15. № 4. С. 31-39.
106. Черный, С. А. Эколого-экономическая эффективность технологий переработки отходов металлургического производства (на примере редкометалльного производства ОАО «Соликамский магниевый завод»): дис. ... канд. техн. наук: 08.00.05 «Экономика и управление народным хозяйством» / Черный Сергей Анатольевич. Москва, 2009. 155 с.
107. Чинкин, В. Б. Исследование и разработка усовершенствованной безотходной технологии переработки цинковых кеков, обеспечивающей комплексное использование сырья: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 «Металлургия черных, цветных и редких металлов»: / Чинкин Владимир Борисович. Москва, 2003. 99 с.
108. Щелоков, А. О. Отработка технологических приёмов получения изотропного пекового кокса / А. О. Щелоков. Челябинск: ЮУрГУ, 2016. 78 с.
109. Штыков, К. В. Техника и технология медеплавильного производства на Урале в пореформенный период / К. В. Штыков. Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2003. Вып. 3. С. 100-117.
110. Шурмина, Н. Челябинский цинковый завод сосредоточится на алтайском сырье, завершив модернизацию / Н. Шурмина // Reuters. Новости бизнеса. April

- 25, 2018. URL: <https://www.reuters.com/article/orubs-czp-interviews-idRUKBN1HW1SH-ORUBS>. (дата обращения: 22.05.2020).
111. Экология: справочник. URL: <https://ru-ecology.info/term/15416/> (дата обращения: 20.09.2018).
112. Энергосберегающая технология переработки клинкера Челябинского цинкового завода / А. М. Десятов, Р. А. Малинский, М. И. Манцевич [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2013. № 8. С. 192-195.
113. Юсупходжаев, А. А. Научно-технические основы технологий переработки техногенных отходов: Конспект лекций для магистров специальности 5А520408 / А. А. Юсупходжаев. Ташкент: ТГТУ, 2019. 90 с.
114. Юсупходжаев, А. А. Разработка рациональной технологии получения меди из шлаков медного производства: автореф. дис. ... д-ра техн. наук / А. А. Юсупходжаев; Институт общей и неорганической химии АН РУ. Ташкент, 2002. 45 с.
115. Янин, Е. П. Эмиссия ртути в окружающую среду предприятиями цветной металлургии России / Е. П. Янин // Экологическая экспертиза. 2004. № 5. С. 41–101.
116. Abba, A. Research experiences on the reuse of industrial waste for concrete production / A. Abba, S. Sorlini, M. C. Collivignarelli // MATEC Web of Conferences. 2017. V. 121. P. 10001.
117. Antrekowitsch, J. State of the Art in Steel Mill Dust Recycling / J. Antrekowitsch, G. Rösler, C. Steinacker // Chemie Ingenieur Technik, 2015. V. 87. № 11. P. 1498-1503.
118. Barna, R. Assessment of chemical sensitivity of Waelz slag / R. Barna, H.-R. Bae, J. Mehu, Sloot H. van der, P. Moszkowicz, C. Desnoyers // Waste Management. 2000.V. 20. P. 115 – 124.
119. Coronado, M. Using mixture design of experiments to assess the environmental impact of clay-based structural ceramics containing foundry wastes / M. Coronado,

- A. M. Segadaes, A. Andres // *Journal of Hazardous Materials*. 2015. V. 299. P. 529-539.
120. Determination of criterion for selectivity of disintegration of technogenic raw materials for environmentally oriented processing / E.V. Kolodezhnaya, O.E. Gorlova, N.N. Orehova, M.S. Kolkova, I.V. Glagoleva // *IOP conference series: earth and environmental science: International Russian Conference on Ecology and Environmental Engineering (RusEcoCon 2022)*, Sochi, 16–20 мая 2022 г. Vol. 1061. Sochi: IOP Publishing, 2022. P. 012040.
121. Janzen, M. P. Pyrrhotite Reaction Kinetics: Reaction Rates For Oxidation By Oxygen, Ferric Iron, And For Nonoxidative Dissolution / M. P. Janzen, R. V. Nicholson, J. M. Scharer // *Geochimica Et Cosmochimica Acta*. 2000. Vol. 64. No. 9. P. 1511-1522.
122. Lychagin, D. V. Features of plastic deformations of quartz-pyrite mineral associations of the Gabriel mine / D. V. Lychagin, A. A. Bibko, L. A. Zyryanova // *AIP Conference Proceedings*. AIP Publishing LLC, 2019. T. 2167. № 1. C. 020202.
123. Munoz, I. Analysis of environmental benefits associated with the incorporation of Waelz slag into fired bricks using LCA / I. Munoz, E. Cifrian, A. Andres, G. San Miguel, R. Ruiz, J. R. Viguri // *Construction and Building Materials*, 2018. V. 168. P. 178-186.
124. Orehkova, N.N. Study of the separation of mineral phases of Waelz clinker for its disposal / N.N. Orehkova, O.E. Gorlova, I.V. Glagoleva // *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering: International Conference on Construction, Architecture and Technosphere Safety, ICCATS 2020*, Sochi, 06-12 сентября 2020 г. Vol. 962, 4. Sochi: IOP Publishing Ltd, 2020. P. 042030.
125. Popovici V., Shaw B. Getting the Best from a Byproduct. URL: // http://www.brederoshaw.com/non_html/journals/World_Cement_May2010.pdf (дата обращения: 07.05.2018).
126. Quijorna, N. Incorporation of Waelz slag into commercial ceramic bricks: A practical example of industrial ecology / N. Quijorna, San G. Miguel, A. Andres // *Industrial & Engineering Chemistry Research*. 2011. V. 50. P. 5806 -5814.

127. Quijorna, N. Recycling of Waelz slag and waste foundry sand in red clay bricks. Resources / N. Quijorna, A. Coz, A. Andres, C. Cheeseman // Conservation and Recycling. 2012. V. 65. P. 1-10.
128. Sorlini, S. Reuse of Waelz slag as recycled aggregate for structural concrete. / S. Sorlini, M. C. Collivignarelli, G. Plizzari, M. D. Foglie // Proceedings of International RILEM conference on the use of recycled materials in building and structures. - Bagnaux: RILEM, 2004, P. 1086-1094.
129. The influence of pyrite content on the flotation of chalcopyrite/pyrite mixtures = Влияние содержания пирита на флотацию смесей халькопирит/пирит / C. Owusu, S. Brito e Abreu, W. Skinner, J. Addai-Mensah, M. Zanin // Minerals Engineering. 2014. V. 55. P. 87-95. URL: <https://www.sciencedirect.com/journal/minerals-engineering/vol/55/suppl/C> (дата обращения: 20.05.2020)
130. Vegas, I. Construction demolition wastes, Waelz slag and MSWI bottom ash: A comparative technical analysis as material for road construction / I. Vegas, J.A. Ibanez, J.T. San Jose, A. Urzelai // Waste Management, 2008. V. 28. P. 565-574.
131. Yang, X. Structure–activity relationship of xanthates with different hydrophobic groups in the flotation of pyrite / X. Yang, B. Albijanic G. Liu, You Zhou // Minerals Engineering. 2018. T. 125. C. 155-164.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2022619332

RmS Calculator

Правообладатель: *Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (RU)*

Авторы: *Глаголева Ирина Викторовна (RU), Горлова Ольга Евгеньевна (RU), Орехова Наталья Николаевна (RU), Сабанов Антон Евгеньевич (RU)*

Заявка № 2022618560

Дата поступления 13 мая 2022 г.

Дата государственной регистрации

в Реестре программ для ЭВМ 20 мая 2022 г.



*Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности*

документ подписан электронной подписью
Сертификат 68b90077c14c3910a94edbc24145a5c7
Владелец **Зубов Юрий Сергеевич**
Действителен с 26.05.2012 по 26.05.2023

Ю.С. Зубов

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Справочные и расчетные значения разделительных признаков некоторых минералов [26, 88, 90]

Идентифицированные фазы	Формула	Плотность, г/см ³		Магнитная восприимчивость м ³ /кг · 10 ⁻⁷	Твердость по Моосу	М (коэффициент разделения гравитационным методом относительно кокса)	
		от и до	средняя			$M = \frac{\rho_T - \rho_{ж}}{\rho_L - \rho_{ж}}$	$M = \sqrt[3]{\frac{(\rho_T - \rho_{ж})^2}{(\rho_L - \rho_{ж})^2}}$
Троилит	FeS	4,58-4,84	4,71	-	3,5-4,0	3,5-3,8	2,90
Пирротин	Fe _{1-x} S	4,58-4,69	4,62	63-700	3,5-4,5	-	2,87
Пирит	FeS ₂	4,9-5,2	5,05	0,12	6-6,5	-	3,04
Металлическое железо	Fe	7,87	7,87	-	4-5	-	-
Оксид железа	Fe ₂ O ₃	5,24	5,24	-	5,6-6,5	-	-
Карбид железа	Fe ₃ C	7,4-7,86	7,63	-	-	-	4,00
Магниева шпинель	MgAl ₂ O ₄	3,6-4,1	3,85	-	7,5-8	-	2,54
Халькозин	Cu ₂ S	5,5-5,8	5,65	0,04-0,05	2,5-3	2,52	3,28
Халькопирит	CuFeS ₂	4,1-4,3	4,2	1-2	3-4	1,99-3,95	2,69
Окерманит	Ca ₂ MgSi ₂ O ₇	2,944	2,9	-	5-6	1,84 -2	2,10
Сфалерит	ZnS	3,9-4,1	4	-0,1+2,3	3,5-4	-	-
Меллилит	(Ca,Na) ₂ (Mg,Al) [(Si,Al) ₂ O ₇]	2,98-3,07	3,023	-	5-5,5	-	2,16
Арсенопирит	FeAsS	5,9-6,2	6,05	0,2	5-6	-	3,43
Оксид кремния	SiO ₂	2,33-2,65	2,49	-	-	-	-
Лимонит	Fe ₂ O ₃ · nH ₂ O	2,7-4,3	3,5	3,2	1,5-6	-	2,43
Магнетит	FeFe ₂ O ₄	4,8-5,2	5,0	4000-18000	5,5-6,5	4	3,02
Марматит	(Zn,Fe)S	3,9-4,1	4	-	3,5-4	-	-
Фаялит	Fe ₂ SiO ₄	4,0-4,3	4,15	-	6-6,5	-	2,73
Кокс	C	1,8 -1,95	1,875	-	1,5	-	1,57
Медь	Cu	8,4-8,9	8,65	-0,01	2,5-3	-	4,35

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Таблица В1 – Определение показателя контрастности по железу

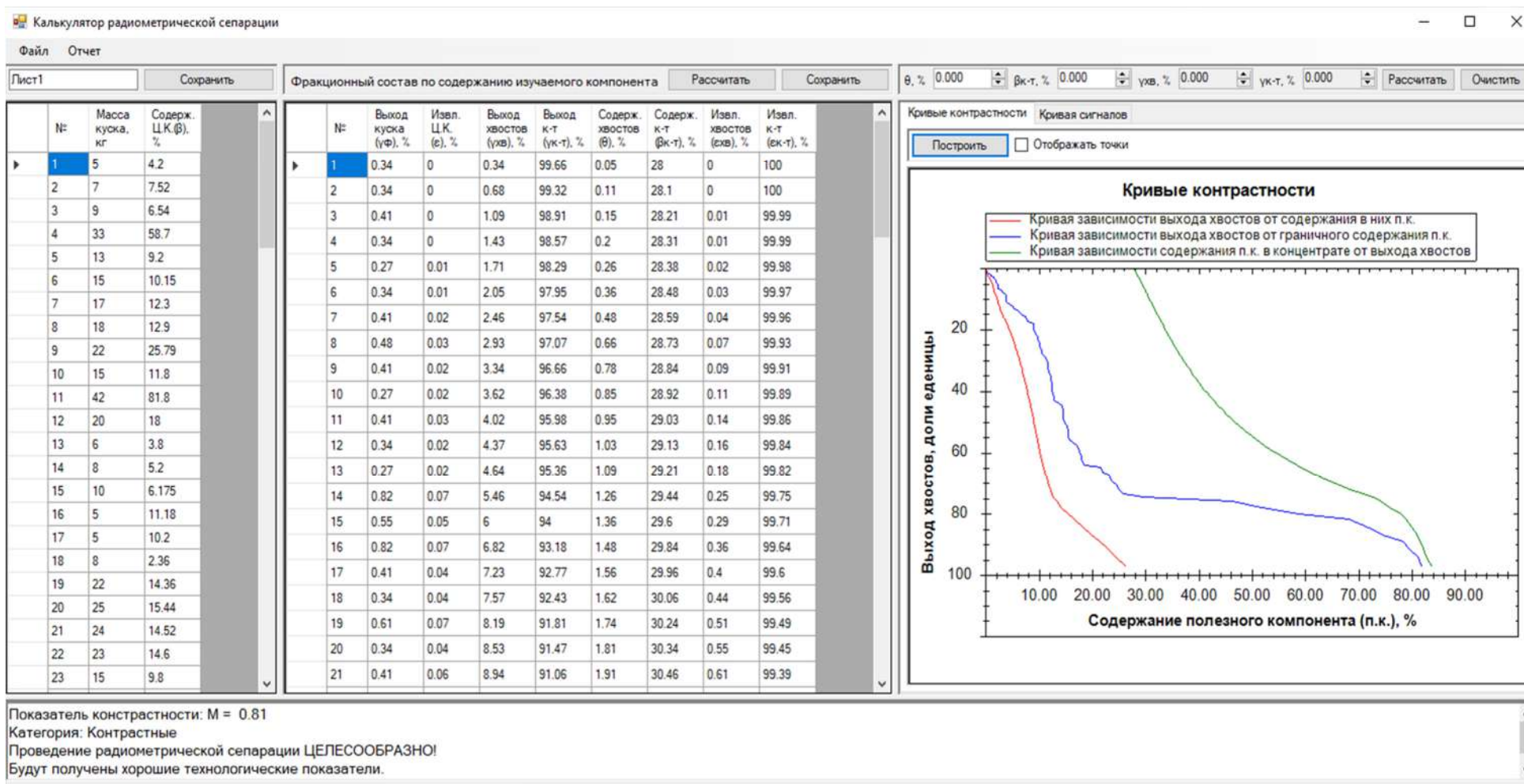
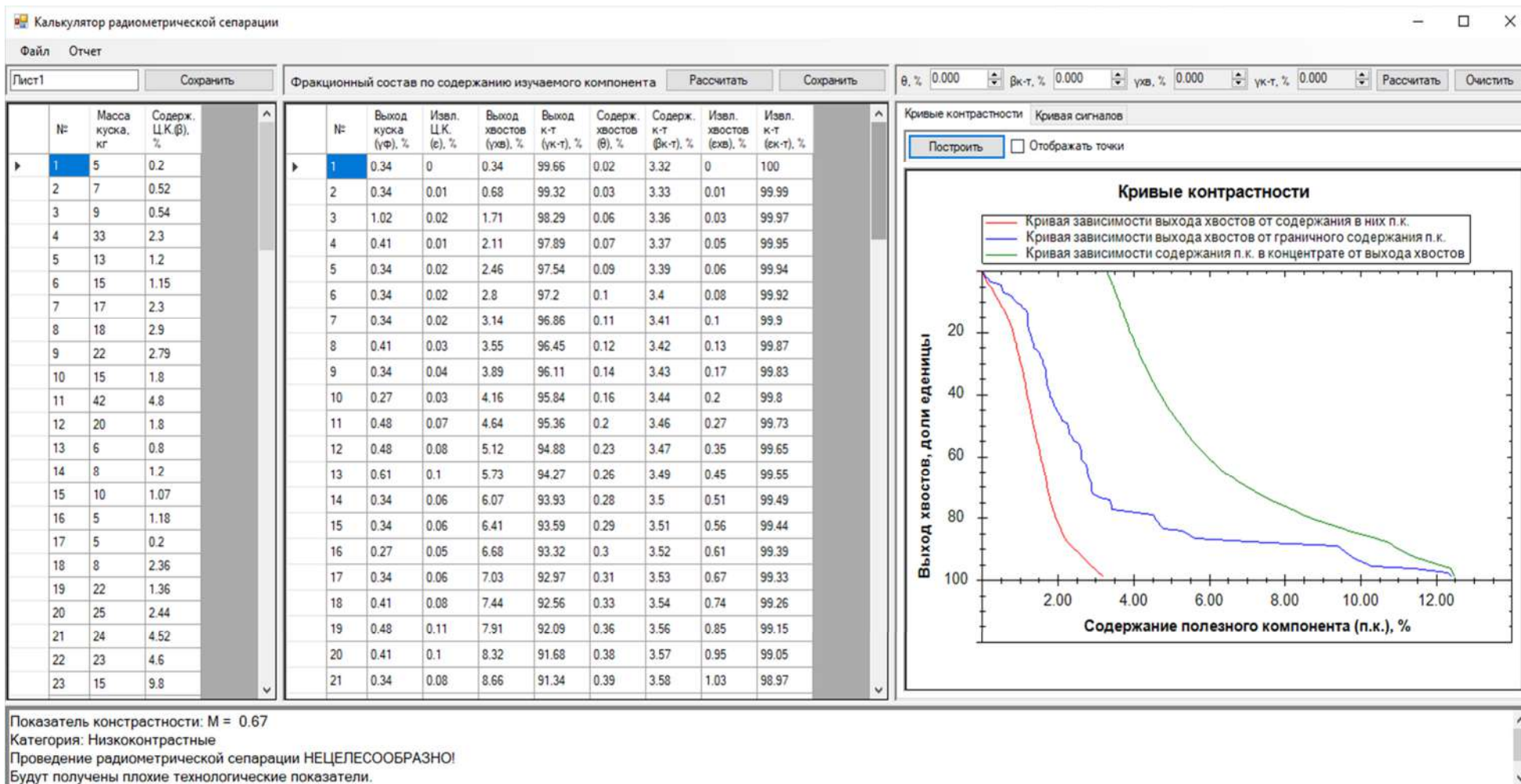


Таблица В2 – Определение показателя контрастности по меди



ПРИЛОЖЕНИЕ Г

Таблица Г1 – Режимная карта опыта 1

Actions	Time	Dosing	Note	
			концентрация	дополнительно
Измельчение 40' (руда Клинкер 600г+ вода 600 мл)				
Start mix	4			
H ₂ SO ₄	459	250 г/т	15%	
H ₂ SO ₄	482	250 г/т	15%	
H ₂ SO ₄	515-610	5000 г/т	15%	
H ₂ SO ₄	769	250 г/т		
Na ₂ SO ₃	860-881	2000 г/т	5%	
H ₂ SO ₄	986	250 г/т	15%	
Air on	1038			
МТФ	1850	84 г/т		
Т-80	1914	100 г/т		
МТФ	1964	67 г/т		
Start	2008			К1
Stop	2188			
H ₂ SO ₄	2201	250 г/т		
Start	2207			К2
МТФ	2226	67 г/т		
Stop	2526			
Start	2537			К3
BtX	2584	67 г/т	1%	
BtX	2620	67 г/т	1%	
Stop	2884			
BtX	2909	133 г/т	1%	
Start	2937			К4
Stop	3246			
Btx	3269	300 г/т	1%	
Start	3310			К5
Stop	3730			
Air off	3730			
End	3740			

Таблица Г2 – Режимная карта опыта 2

Actions	Time	Dosing	Note	
			концентрация	дополнительно
Измельчение 40' (руда Клинкер 600 г + 600 мл)				
Start mix	4			
Na ₂ S	10	400 г/т	5 %	
Na ₂ SiF ₆	315	150 г/т	1%	
Na ₂ SiF ₆	340	250 г/т		
Na ₂ SiF ₆	435	300 г/т		
Na ₂ S ₂ O ₅	961	834 г/т	5%	
Air on	1024			
Air off	1788			
МТФ	1828	100 г/т	100%	
T-80	1877	67 г/т	100%	
Air on	1986			
T-80	2040	67 г/т	100%	
T-80	2072	67 г/т	100%	
T-80	2137	84 г/т	100%	
T-80	2177	84 г/т	100%	
Start	2220			K1
Stop	2400			
Start	2410			K2
МТФ	2454	167 г/т	100%	
Stop	2710			
Start	2729			K3
Stop	3029			
Start	3037			K4
Stop	3337			
BtX	3346	150 г/т		
Start	3352			K5
BtX	3364	150 г/т		
Stop	3778			
Air off	3778			
End	3787			

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Обработка результатов ПФЭ типа 2^3

Цель эксперимента: извлечение меди в черновой концентрат \rightarrow max при $+1 \geq X_j \geq -1$. В качестве факторов эксперимента приняты:

x_1 – расход медного купороса CuSO_4 , г/т;

x_2 - расход фторсиликата натрия Na_2SiF_6 , г/т;

x_3 - рН.

Предполагаемые наилучшие значения факторов эксперимента, то есть нулевые уровни, таковы:

$$x_{10} = 50 \text{ г/т}, \quad x_{20} = 800 \text{ г/т}, \quad x_{30} = 8.$$

Выбраны следующие шаги варьирования факторов:

$$\Delta x_1 = 12 \text{ г/т}; \quad \Delta x_2 = 200 \text{ г/т}; \quad \Delta x_3 = 2.$$

Интервалы варьирования факторов x_1, x_2 и x_3 ($x_{j0} \pm \Delta x_j$) приняты такими, при которых заметно изменяется извлечение меди в черновой концентрат, но процесс флотации не нарушается, то есть подчиняется одному и тому же закону.

Таким образом, кодированным уровням $+1$ и -1 факторов эксперимента соответствуют следующие натуральные значения (таблица Д1).

Таблица Д1 – Уровни факторов эксперимента

Фактор эксперимента	Размерность	Уровни фактора X_j в кодированных единицах	
		+1	-1
x_1	г/т	62	38
x_2	г/т	900	700
x_3	г/т	10	6

Выполняем каждый опыт плана три раза (таблица Д2).

Таблица Д2 – План ПФЭ типа 2^3 , $N=8$, $p=3$.

Номер опыта	Уровни факторов эксперимента									
	Кодированные единицы							Натуральные единицы, г/т		
	Основные столбцы			Вспомогательные столбцы						
	X_1	X_2	X_3	$X_1 X_2$	$X_1 X_3$	$X_2 X_3$	$X_1 X_2 X_3$	x_1	x_2	x_3
1	+	+	+	+	+	+	+	62	900	10
2	-	+	+	-	-	+	-	38	900	10
3	+	-	+	-	+	-	-	62	700	10
4	-	-	+	+	-	-	+	38	700	10
5	+	+	-	+	-	-	-	62	900	6
6	-	+	-	-	+	-	+	38	900	6
7	+	-	-	-	-	+	+	62	700	6
8	-	-	-	+	+	+	-	38	700	6
0								50	800	8

При реализации плана получены экспериментальные данные, представленные в таблице Д3.

Таблица Д3 – Экспериментальные данные

Номер опыта	$\varepsilon_{1i}, \%$	$\varepsilon_{2i}, \%$	$\varepsilon_{3i}, \%$	$\bar{\varepsilon}_i, \%$
1	78,4	78,1	78,4	78,30
2	76,5	77,1	77,4	77,00
3	76,3	77	76,4	76,57
4	72,2	73	73,5	72,90
5	77,4	76,2	76,3	76,63
6	75,5	75,1	74,4	75,00
7	74,5	74,4	74,8	74,57
8	71,8	72	72,2	72,00
0	78	78,2	-	78,1

Расчёты производились с помощью программы Microsoft Excel.

Коэффициенты модели $a_0, a_1, a_2, a_3, a_{12}, a_{13}, a_{23}$ и a_{123} находим, используя формулы: $a_j = N^{-1} \cdot \sum_1^N (X_{ji} \cdot \bar{\varepsilon}_i)$ и $a_{j(j+c)} = N^{-1} \cdot \sum_1^N (X_{(j+c)i} \cdot X_{ji} \cdot \bar{\varepsilon}_i)$. Получаем: $b_0=75,37$; $b_1=1,15$; $b_2=1,36$; $b_3=0,82$; $b_{12}=-0,41$; $b_{13}=0,1$; $b_{23}=0,1$; $b_{123}=-0,18$.

Записываем уравнение модели процесса с кодированными факторами эксперимента:

$$\bar{\varepsilon} = 75,37 + 1,15X_1 + 1,36X_2 + 0,82X_3 - 0,41X_1X_2 + 0,1X_1X_3 + 0,1X_2X_3 - 0,18X_1X_2X_3.$$

Оцениваем значимость всех коэффициентов модели, кроме a_0 . Для этого рассчитываем дисперсию воспроизводимости $S_{B_i}^2$ каждого из опытов по формуле:

$$\text{ле: } S_{B_i}^2 = \frac{\sum_1^p (\varepsilon_i - \bar{\varepsilon}_i)^2}{p-1}. \text{ Получаем: } s_{B_1}^2 = 0,03; s_{B_2}^2 = 0,21; s_{B_3}^2 = 0,14; s_{B_4}^2 = 0,43; s_{B_5}^2 = 0,44; s_{B_6}^2 = 0,31; s_{B_7}^2 = 0,04; s_{B_8}^2 = 0,04.$$

По критерию Кохрена проверяем равнозначность дисперсий. Рассчитываем G_p по формуле $G_p = \frac{S_{B_{\max}}^2}{\sum_1^N S_{B_i}^2} = 0,27$.

Находим табличное значение критерия Кохрена G^* при доверительной вероятности $P=95\%$ для $k=8$ и $f=3-1=2$ (то есть $G^* = 0,52$), так как $G_p < G^*$, делаем вывод, что различие между дисперсиями незначимо.

Дальнейший анализ возможен, рассчитываем $\bar{S}_B^2 = \frac{\sum_1^N S_{B_i}^2}{N} = 0,21$ и дисперсию воспроизводимости модели $S_{B_M}^2 = \frac{\bar{S}_B^2}{p} = 0,07$.

Определяем погрешность воспроизводимости коэффициентов модели по формуле $S_{a_j} = \sqrt{S_{B_M}^2 / N} = 0,09$ и доверительный интервал коэффициентов модели $|a_j|_{\text{пред}} = S_{a_j} \cdot t^*$, где t^* - табличное значение критерия Стьюдента для $P=95\%$ и $f=N(p-1)$. Так как $f=8 \cdot (3-1)=16$ и $t^*=2,12$, получаем $|a_j|_{\text{пред}} = 0,197$.

Путем сравнения $|a_j|$ и $|a_j|_{\text{пред}}$ делаем вывод о значимости коэффициентов модели. Значимым считается тот коэффициент модели, для которого справедливо неравенство $|a_j| \geq |a_j|_{\text{пред}}$. В рассматриваемом примере значимыми коэффициентами являются a_1, a_2, a_3, a_{12} .

Таким образом, закономерность влияния расходов реагентов медного купороса, фторсиликата натрия и pH со значимыми коэффициентами на извлечение меди аппроксимируется математической моделью:

$$\bar{\varepsilon}=75,37+1,15X_1+1,36X_2+0,82X_3-0,41X_1X_2.$$

Проверяем адекватность модели. Для этого уровни факторов в кодированных единицах каждого опыта подставляем в полученное уравнение: $\bar{\varepsilon}_{M1}=78,2$; $\bar{\varepsilon}_{M2}=77,1$; $\bar{\varepsilon}_{M3}=76,47$; $\bar{\varepsilon}_{M4}=73,0$; $\bar{\varepsilon}_{M5}=76,73$; $\bar{\varepsilon}_{M6}=74,9$; $\bar{\varepsilon}_{M7}=74,66$;

$\varepsilon_{M8}=71,9$. Рассчитываем дисперсию адекватности $S_{aq}^2 = \frac{\sum_{i=1}^N (\Delta \bar{\varepsilon}_i)^2}{pf_{aq}} = 0,02$ и на ос-

новании сравнения $S_{BМ}^2$ и S_{aq}^2 делаем вывод об адекватности модели делаем, так как $S_{aq}^2 (0,02)$ меньше $S_{BМ}^2 (0,21)$, утверждаем, что модель адекватна и ею можно пользоваться для отыскания оптимального реагентного режима.

Методом крутого восхождения оптимизируем реагентный режим для основной медной флотации, используя модель:

$$\varepsilon=75,37+1,15X_1+1,36X_2+0,82X_3-0,41X_1X_2.$$

В результате определены рациональные параметры медной флотации: pH =10, $Na_2SiF_6 = 800$ г/т, $CuSO_4 = 62$ г/т.

Перевод уровней факторов из кодированных единиц в натуральные осуществляем по формуле $X_i = \frac{x_j - x_{0j}}{\Delta x_j}$.

Закономерность влияния расходов реагентов на извлечение меди аппроксимируется математической моделью:

$$\varepsilon=55,01+0,11Q_{Cu}+0,02Q_{Na_2SiF_6}+0,41pH-0,00002Q_{Cu}Q_{Na_2SiF_6},$$

где Q_{Cu} – расход медного купороса, $Q_{Na_2SiF_6}$ – расход фторсиликата натрия, г/т

ПРИЛОЖЕНИЕ Е

Таблица Е1 – Определение численности фабрики

Оборудование	Количество, шт.	Наименование профессии	Норма обслуживания на единицу оборуд., чел./смену	Няв, смена	Кол-во смен в сутки 1 вариант	Кол-во смен в сутки 2 вариант	
Корпус дробления							
Дробилка ЩДП 9*12	1	Дробильщик	0,4	1	2	2	
Дробилка КСД-1750Гр-Д	1	Дробильщик	0,4	1	2	2	
Дробилка КМД-1750-Д	1	Дробильщик	0,4				
Грохот ГИТ 41А	1	Грохотовщик	0,33	1	2	2	
Главный корпус							
Мельница МШЦ – 3600 × 5500	4	Машинист мельницы	0,3	2	2	2	
Мельница МШЦ – 4000 × 5500	2	Машинист мельницы	0,3	1	2	2	
Мельница МШЦ – 2700 × 3600	2	Машинист мельницы	0,3	1	2	2	
Гидроциклон ГЦ–710	4	Оператор гидроциклона	0,02	1	2	2	
Гидроциклон ГЦ–500	10	Оператор гидроциклона	0,02				
Гидроциклон ГЦ–250	6	Оператор гидроциклона	0,02				
РИФ-25	36	Флотатор	0,05	2	2	2	
РИФ-6,5	10	Флотатор	0,05	1	2	2	
Питатель ПРИУ-5М	24	Реагентщик	0,02	1	2	2	
Питатель ПРМ-2	8	Реагентщик	0,02				
Питатель игольчатый	4	Реагентщик	0,02				
Контактный чан КЧ-65	4	Реагентщик	0,05	1	2	2	
Контактный чан КЧ-15	2	Реагентщик	0,05				
Контактный чан КЧ-6,5	2	Реагентщик	0,05				
Сгуститель SUPAFLO 9	1	Опер. сгустителя	0,2	1	2	2	
Сгуститель SUPAFLO 6	1	Опер. сгустителя	0,2				
Фильтр-пресс КМП-32	1	Фильтровальщик	0,3	1	2	2	
Фильтр-пресс КМП-25	1	Фильтровальщик	0,3				
Магнитный сепаратор	1	Оператор	0,2	1		2	
Концентрационный стол	1	Оператор	0,2	1		2	
Итого для 1 и 2 варианта						30	34

Таблица Е2 – Стоимость затрат на электроэнергию

Наименование оборудования	Инвент. кол-во, шт.	Установленная мощность кВт/ч	Тариф за установленную мощность, руб.	Расход электроэнергии, кВт/г	Тариф за кВт/ч, руб.	Годовая сумма 1 вариант, тыс. руб.	Годовая сумма 2 вариант, тыс. руб.
Дробилка ЩДП 9*12	1	160	250	1 319 152,9	2,4	3 206,0	3 206,0
Дробилка КСД-1750Гр-Д	1	160	250	1 319 152,9	2,4	3 206,0	3 206,0
Дробилка КМД-1750-Д	1	160	250	1 319 152,9	2,4	3 206,0	3 206,0
Грохот ГИТ 41А	1	11	250	90 691,8	2,4	220,4	220,4
Мельница МШЦ – 3600 × 5500	4	1250	250	10 305882,4	2,4	25 984,1	25 984,1
Мельница МШЦ – 4000 × 5500	2	2000	250	16 489411,8	2,4	40 574,6	40 574,6
Мельница МШЦ – 2700 × 3600	2	400	250	3 297 882,4	2,4	8 114,9	8 114,9
Гидроциклон ГЦ–710	4	7	250	57 712,9	2,4	145,5	145,5
Гидроциклон ГЦ–500	10	5	250	41 223,5	2,4	111,4	111,4
Гидроциклон ГЦ–250	6	3	250	24 734,1	2,4	63,9	63,9
РИФ-25	36	30	250	247 341,2	2,4	863,6	863,6
РИФ-6,5	10	18,5	250	152 527,1	2,4	412,3	412,3
Питатель ПРИУ-5М	24	5	250	41 223,5	2,4	128,9	128,9
Питатель ПРМ-2	8	2	250	16 489,4	2,4	43,6	43,6
Питатель игольчатый	4	3	250	24 734,1	2,4	62,4	62,4
Контактный чан КЧ-65	4	10	250	82 447,1	2,4	207,9	207,9
Контактный чан КЧ-15	2	7	250	57 712,9	2,4	142,0	142,0
Контактный чан КЧ-6,5	2	5	250	41 223,5	2,4	101,4	101,4
Сгуститель SUPAFLO 9	1	6,5	250	53 590,6	2,4	130,2	130,2
Сгуститель SUPAFLO 6	1	6,5	250	53 590,6	2,4	130,2	130,2
Фильтр-пресс КМП-32	1	9,3	250	76 675,8	2,4	186,3	186,3
Фильтр-пресс КМП-25	1	6,3	250	51 941,6	2,4	126,2	126,2
Магнитный сепаратор	2	4	250	70080,0	2,4		170,20
Концентрационный стол	1	1,5	250	13140,0	2,4		31,91
Всего:						87 367,9	87 569,91
Прочее оборудование (15 %)						13 105,2	13 105,2
Итого затрат:						100473,1	100675,11

Таблица ЕЗ – Результаты расчета фонда заработной платы по основным участкам фабрики

Наименование профессии	Отношение к производству	Разряд	Часовая тарифная ставка	Число рабочих смен в сутки	Система оплаты труда	Количество рабочих в сутки с учетом подмен	Количество человеко-часов						Плановый % выполнения норм выработки
							всего 1 вариант	всего 2 вариант	В том числе				
									ночных	вечерних	праздничных	переработка по графику	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	
Корпус дробления													
Дробильщик	ОПР	6	147	2	дел.-пр.	8	18432	18432	6144	3072	672	1016	115
Грохотовщик	ОПР	5	141	2	дел.-пр.	5	11520	11520	3840	1920	420	635	115
Дежурный слесарь	ВПР	5	112	2	поврем.	3	6912	6912	2304	1152	252	381	115
Слесарь-ремонтник	ВПР	4	107	1	поврем.	2	4608	4608	-	-	-	-	115
Сменный мастер	ИТР	-	180	2	поврем.	3	6912	6912	2304	1152	252	381	115
Начальник участка	ИТР	-	200	1	поврем.	1	2304	2304	-	-	-	-	115
Главный корпус													
Машинист мельницы	ОПР	6	151	2	дел.-пр.	16	36864	36864	12288	6144	1344	2032	115
Оператор гидроциклона	ОПР	5	145	2	дел.-пр.	4	9216	9216	3072	1536	336	508	115
Флотатор	ОПР	6	158	2	дел.-пр.	12	27648	27648	9216	4608	1008	1524	115
Реагентщик	ОПР	5	142	2	дел.-пр.	8	18432	18432	6144	3072	672	1016	115
Оператор сгустителя	ОПР	6	146	2	дел.-пр.	4	9216	9216	3072	1536	336	508	115
Фильтровальщик	ОПР	6	144	2	дел.-пр.	4	9216	9216	3072	1536	336	508	115
Дежурный слесарь	ВПР	5	112	2	повремен.	3	6912	6912	2304	1152	252	381	115
Оператор магнитного сепаратора	ОПР	5	145	2	дел.-пр.	2	-	4608	1536	768	168	254	115
Оператор концентрационного стола	ОПР	5	145	2	дел.-пр.	2	-	4608	1536	768	168	254	115
Слесарь-ремонтник	ВПР	5	107	1	повремен.	2	4608	4608	-	-	-	-	115
Сменный мастер	ИТР	-	180	2	повремен.	3	6912	6912	2304	1152	252	381	115
Начальник участка	ИТР	-	200	1	повремен.	1	2304	2304	-	-	-	-	115
Итого по участку						57	61						

Продолжение таблицы ЕЗ

Основная заработная плата									Всего, р.		Дополнительная заработная плата		Фонд заработной платы, руб.	
По тарифу, тыс. р.	Приработорок сдельщика	Премия		Прочие доплаты					1 вариант	2 вариант	Процент (в долях)	Сумма, руб.	1 вариант	2 вариант
		Процент (в долях)	Сумма, руб.	За ночное время, руб.	За вечернее время, руб.	За работу в праздники, руб.	За переработку по графику, руб.	По районному коэффициенту, руб.						
14	15	16	17	18	19	20	21	22	23		24	25	26	
Корпус дробления														
2709504	406425,6	0,25	7789,8	361267,2	90316,8	98784	74676	187438,2	3936201,6	3936201,6	0,142664	561554,3	4497755,9	4497755,9
1624320	243648	0,25	4669,9	216576	54144	59220	44767,5	112367,3	2359712,7	2359712,7	0,142664	336646,1	2696358,7	2696358,7
774144	116121,6	0,2	1780,5	103219,2	25804,8	28224	21336,0	53531,5	1124161,6	1124161,6	0,142664	160377,4	1284539,0	1284539,0
493056	73958,4	0,2	1134,0	-	-	-	-	28407,4	596555,9	596555,9	0,142664	85107,0	681662,9	681662,9
1244160	186624	0,4	5723,1	165888	41472	45360	34290	86175,9	1809693,0	1809693,0	0,113464	205335,0	2015028,0	2015028,0
460800	69120	0,4	2119,7	-	-	-	-	26602,0	558641,7	558641,7	0,113464	63385,7	622027,4	622027,4
Итого:	-	-	-	-	-	-	-	-	10384966,4	10384966,4	-	1412405,5	11797371,9	
Главный корпус														
5566464	834969,6	0,25	16003,6	742195,2	185548,8	202944	153416	385077,1	8086618,2	8086618,2	0,142664	1153669,3	9240287,5	9240287,5
1336320	200448	0,25	3841,9	178176,0	44544,0	48720	36830	92444,0	1941323,9	1941323,9	0,142664	276957,0	2218281,0	2218281,0
4368384	655257,6	0,25	12559,1	582451,2	145612,8	159264	120396	302196,2	6346120,9	6346120,9	0,142664	905363,0	7251483,9	7251483,9
2617344	392601,6	0,25	7524,9	348979,2	87244,8	95424	72136	181062,7	3802317,2	3802317,2	0,142664	542453,8	4344771,0	4344771,0
1345536	201830,4	0,25	3868,4	179404,8	44851,2	49056	37084	93081,5	1954712,4	1954712,4	0,142664	278867,1	2233579,4	2233579,4
1327104	199065,6	0,25	3815,4	176947,2	44236,8	48384	36576	91806,5	1927935,5	1927935,5	0,142664	275047,0	2202982,5	2202982,5
774144	116121,6	0,2	1780,5	103219,2	25804,8	28224	21336	53531,5	1124161,6	1124161,6	0,142664	160377,4	1284539,0	1284539,0
1336320	200448	0,25	3841,9	178176,0	44544,0	48720	36830	92444,0	-	970664,95	0,142664	276957,0	-	1109140,5
1336320	200448	0,25	3841,9	178176,0	44544,0	48720	36830	92444,0	-	970664,95	0,142664	276957,0	-	1109140,5
493056	73958,4	0,2	1134,0	-	-	-	-	28407,4	596555,9	596555,9	0,142664	85107,0	681662,9	681662,9
1244160	186624	0,4	5723,1	165888	41472	45360	34290	86175,9	1809693,0	1809693,0	0,113464	205335,0	2015028,0	2015028,0
460800	69120	0,4	2119,7	-	-	-	-	26602,0	558641,7	558641,7	0,113464	63385,7	622027,4	622027,4
Итого:	-	-	-	-	-	-	-	-	28148080,3	30089410,2	-	394662,4	32094642,6	34312923,6

Таблица Е4 – Штаты и фонд заработной платы общефабричного персонала

Наименование должности	Кол-во по штату	Оклад, руб. в месяц	Годовой ФЗП, тыс. руб.	Страховые взносы (30%), тыс. руб.	Страховой тариф от НС и ПЗ (6,7%), тыс. руб.	Всего начислений на ЗП, тыс. руб.
ИТР						
Начальник фабрики	1	200 000	2400	720	160,8	880,8
Главный инженер	1	100 000	1200	360	80,4	440,4
Главный механик	1	70 000	840	252	56,28	308,28
Главный энергетик	1	70 000	840	252	56,28	308,28
Главный технолог	1	70 000	840	252	56,28	308,28
Инженер по ТБ	1	60 000	720	216	48,24	264,24
Главный экономист	1	70 000	840	252	56,28	308,28
Главный бухгалтер	1	70 000	840	252	56,28	308,28
Бухгалтер	1	45 000	540	162	36,18	198,18
<i>Всего</i>	9	-	9060	2718	607,02	3325,03
Премия (25%)	-	-	2265	-	-	-
Доплата по Кр	-	-	1698,75	-	-	-
Итого ФЗП ИТР	-	-	13023,75	-	-	-
Служащие						
Техник по учёту	3	35 000	1 260	378	84,42	462,42
Нормировщик	1	26 000	312	93,6	20,9	114,5
Секретарь	2	30 000	720	216	48,24	264,24
<i>Всего</i>	6	-	2 292	687,6	153,56	841,16
Премия (20%)	-	-	458,4	-	-	-
Доплата по Кр	-	-	412,6	-	-	-
Итого ФЗП служащих	-	-	3 163	-	-	-
МОП и охрана						
Охранник	8	27 000	2592	777,6	173,664	951,264
Техничка	5	23 000	1380	414	92,46	506,46
<i>Всего</i>	13	-	3972	1191,6	266,124	1457,724
Премия (10%)	-	-	397,2	-	-	-
Доплата по Кр	-	-	655,38	-	-	-
Итого ФЗП МОП и охраны	-	-	5024,58	-	-	-
Итого ФЗП фабрики	-	-	21211,29	-	-	5623,91

Таблица Е5 – Численность и фонд заработной платы трудящихся

Категория трудящихся по участкам	Количество человек в смену		Списочная численность		ФЗП, тыс. руб.		Среднемесячная ЗП, тыс. руб.
	1 вариант	2 вариант	1 вариант	2 вариант	1 вариант	2 вариант	
Корпус дробления							
ИТР	2	2	4	4	2 637,055	2 637,055	54,939
ОПР	6	6	13	13	7 194,114	7 194,114	46,116
ВНР	2	2	5	5	1 966,201	1 966,201	32,77
Всего	10	10	22	22	11 797,371	11 797,371	44,687
Главный корпус							
ИТР	2	2	4	4	2 637,055	2 637,055	54,939
ОПР	24	28	48	52	28 775,924	29 709,67	49,958
ВНР	2	2	5	5	1 966,201	1 966,201	32,770
Всего	28	32	57	61	32 094,642	34 312,923	46,922
Всего по предприятию							
Рабочих	34	38	71	75	39 902,44	42150,465	46,834
Служащие	6	6	6	6	3 163	3 163	43,931
ИТР	13	13	17	17	18 297,86	18 297,86	89,695
МОП и охрана	5	5	13	13	5 024,58	5 024,58	32,209
ИТОГО	58	58	107		66 387,88	68635,905	51,704

Таблица Е6 – Расчет удельного экономического эффекта

№ п/п	Показатели	Горизонт расчета, лет					Сумма, руб.
		1	2	3	4	5	
Положительных поток денежных средств, р.							
1	Выручка от реализации продукции	12 219 049	12 219 049	12 219 049	12 219 049	12 219 049	61 095 245
2	Амортизация	149 000	149 000	149 000	149 000	149 000	745 000
3	Итого приток денежных средств	12 368 049	12 368 049	12 368 049	12 368 049	12 368 049	61 840 245
4	Коэффициент дисконтирования	0,89	0,79	0,70	0,62	0,55	
5	Итого дисконтированный приток	11 007 564	9 770 759	8 657 634	7 668 190	6 802 427	43 906 574
Отрицательный поток денежных средств, р.							
6	Капитальные затраты	1 691 150	0,0	0,0	0,0	0,0	1 691 150
7	Эксплуатационные затраты	3 218 995	3 218 995	3 218 995	3 218 995	3 218 995	16 094 975
8	Итого отрицательный поток денежных средств	4 910 145	3 218 995	3 218 995	3 218 995	3 218 995	17 786 125
9	Коэффициент дисконтирования	0,89	0,79	0,70	0,62	0,55	
10	Итого дисконтированный отток	4 370 029	2 543 006	2 253 297	1 995 777	1 770 447	12 932 556
11	Дисконтированный денежный поток	6 637 535	7 227 753	6 404 337	5 672 413	5 031 980	
12	То же нарастающим итогом	6 637 535	13 865 288	20 269 625	25 942 038	30 974 018	30 974 018

ПРИЛОЖЕНИЕ Ж



ООО «НОВОМЭК ИНЖИНИРИНГ»
Россия, 199106, г. Санкт-Петербург,
Большой проспект В.О. д. 78, лит. В
пом. 5-С, офис 49

+7 812 565-15-01
info@novomek.ru
www.novomek.ru

Утверждаю:
Директор департамента технологических исследований
ООО «НОВОМЭК ИНЖИНИРИНГ»

Немчинова Л. А.
«27».09.2023 г.

АКТ

о практическом использовании результатов диссертационной работы
Глаголевой Ирины Викторовны
на тему «Совершенствование технологии комплексной переработки клинкера
вельцевания цинковых кеков» представленной на соискание ученой степени кандидата
технических наук

Комиссией, состоящей из:

председателя - к.т.н. Немчиновой Ларисы Анатольевны,

членов комиссии- к.т.н. Сабановой Маргариты Николаевны.

Рассмотрены теоретические разработки и практические рекомендации диссертационного исследования и составлен настоящий акт о практическом использовании полученных в диссертации результатов в деятельности при разработке технологического регламента переработки техногенного сырья металлургического происхождения.

Комиссия заключила, что на фоне истощения природного минерального сырья – источника меди и необходимости вовлечения в переработку медьсодержащих отходов металлургического производства, предложенные автором подходы к совершенствованию технологии комплексной переработки клинкера вельцевания цинковых кеков, заключающиеся:

- в оценке целесообразности предконцентрации сырья по железу или меди с использованием авторской программы для ЭВМ «RmS Calculator»;
- в оценке возможности гравитационного разделения клинкера по показателю разделения бедных, рядовых и богатых сростков;
- в интерпретации результатов потенциометрической диагностики эффективности реагентного режима;

могут быть использованы ООО «НОВОМЭК ИНЖИНИРИНГ» при разработке программы и проведении исследований на обогатимость техногенного минерального сырья для обоснования целесообразности включения в нее радиометрических, гравитационных и магнитных методов обогащения; при определении рационального реагентного режима флотации медьсодержащих отходов; при составлении технологических регламентов обогащения техногенного сырья, содержащего в своём составе минералы пирит-пирротинового ряда.

Целесообразность использования предложенных в диссертационном исследовании подходов к изучению техногенного минерального сырья и разработке технологических решений его переработки в практической деятельности ООО «НОВОМЭК ИНЖИНИРИНГ» подтверждается успешным решением сложной проблемы комплексной переработки медистых клинкеров с повышением извлечения меди и получением продуктов, качество которых удовлетворяет условиям их дальнейшего использования в смежных отраслях черной и цветной металлургии.

заместитель директор департамента
технологических исследований
ООО «НОВОМЭК ИНЖИНИРИНГ», к.т.н.



Сабанова М.Н.

ПРИЛОЖЕНИЕ И



в учебный процесс ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.И. Носова»

результатов диссертационной работы Глаголевой Ирины Викторовны

Основные результаты диссертационной работы Глаголевой Ирины Викторовны на соискание ученой степени кандидата технических наук «Совершенствование технологии комплексной переработки клинкера вельцевания цинковых кеков» используются при чтении лекций и проведении практических, лабораторных занятий по специальности 21.05.04 «Горное дело», специализация «Обогащение полезных ископаемых», при выполнении научно-исследовательских и выпускных квалификационных работ по тематике, связанной с переработкой горно-металлургических отходов, изложены в научных статьях:

1. **Глаголева И.В.** Совершенствование технологии переработки лежалого медистого клинкера/ Орехова Н.Н.// Успехи современного естествознания. – 2023. №6. С.104-112. URL: <https://natural-sciences.ru/ru/article/view?id=38060> (дата обращения: 10.07.2023).
2. **Глаголева И.В.** Минералогические и текстурно-структурные особенности лежалого вельц-клинкера/Орехова Н.Н., Ефимова Ю.Ю., Горлова О.Е.// Вестник Забайкальского государственного университета. 2022. №4. том 28. С. 35-49.
3. **Глаголева И.В.** Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2022619332 Российская Федерация. RmS Calculator: № 2022618560; заявл. 13.05.2022; опубл. 20.05.2022 /О.Е. Горлова, Н.Н. Орехова, А.Е. Сабанов; заявитель Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Зав. кафедрой ГМДиОПИ

/И.А. Гришин/

Директор ИГДиТ

/И.А. Пыталев/