

На правах рукописи



**СИДОРОВ Иван Александрович**

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА  
ИЗ УПОРНЫХ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ НА ОСНОВЕ  
ПРОЦЕССА СВЕРХТОНКОГО ПОМОЛА**

Специальность 05.16.02 – Metallургия чёрных, цветных  
и редких металлов

**АВТОРЕФЕРАТ**

диссертации на соискание учёной степени

кандидата технических наук

Иркутск – 2018

Работа выполнена в Иркутском научно-исследовательском институте  
благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»)

**Научный руководитель:** **Войлошников Григорий Иванович,**  
доктор технических наук, профессор,  
заместитель генерального директора  
по научной работе и инновациям  
АО «Иркутский научно-исследовательский  
институт благородных и редких металлов и  
алмазов»

**Официальные оппоненты:** **Шумилова Лидия Владимировна,**  
доктор технических наук, профессор кафедры  
безопасности жизнедеятельности, ФГБОУ ВО  
«Забайкальский государственный университет»  
(г. Чита);

**Гуляшинов Павел Анатольевич,**  
кандидат технических наук, младший научный  
сотрудник, ФГБОУН «Байкальский институт  
природопользования Сибирского отделения  
Российской академии наук» (г. Улан-Удэ)

**Ведущая организация:** ООО НИИПИ «Технологии обогащения  
минерального сырья» (г. Иркутск)

Защита состоится «27» декабря 2018 г. в 10-00 на заседании диссертаци-  
онного совета Д 212.073.02 в ФГБОУ ВО «Иркутский национальный иссле-  
довательский технический университет» по адресу: 664074, г. Иркутск, ул. Лер-  
монтова, 83, корпус «К», конференц-зал.

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке и на сайте ФГБОУ ВО  
«Иркутский национальный исследовательский технический университет» по ад-  
ресу <http://www.istu.edu>.

Автореферат разослан «13» ноября 2018 г.

Отзывы на автореферат (в 2-х экземплярах, заверенные печатью организа-  
ции) просьба высылать по адресу: 664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83,  
ИРНИТУ; ученому секретарю диссертационного совета Д 212.073.02  
В.М. Салову: e-mail: [salov@istu.edu](mailto:salov@istu.edu); тел./факс: (3952) 40-51-17.

Ученый секретарь диссертационного совета,  
к.т.н., профессор



В.М.Салов

## Общая характеристика работы

**Актуальность работы.** В последнее десятилетие проблема вовлечения в переработку упорных золотосодержащих руд и концентратов все более остро встает перед золотодобывающей отраслью. Значительная часть минерально-сырьевых золотых запасов находится в «упорных» рудах, характеризующихся наличием тонковкрапленного золота, ассоциированного с пиритом и арсенопиритом, что затрудняет возможность прямого цианирования продуктов обогащения. Для переработки такого типа сырья предложены различные технологические схемы, основанные на операциях предварительного термохимического, автоклавного и бактериального вскрытия с последующим цианированием продуктов обработки. Разработанные технологии используются за рубежом и на ряде предприятий золотодобывающей промышленности РФ и стран СНГ (Олимпиада, Суздальское, Амурский ГМК, Кокпатас и др.). Однако в ряде случаев эти технологии являются экономически малоэффективными из-за высоких расходов реагентов и электроэнергии, значительной продолжительности процесса и т.д.

В последние годы ведется разработка альтернативных технологий для извлечения золота из упорных сульфидных продуктов, основанных на применении сверхтонкого помола.

Весьма перспективными технологиями по переработке упорных сульфидных золотосодержащих руд и концентратов являются технологии Albion и Leachox, основанные на применении сверхтонкого помола продуктов обогащения и атмосферного окисления (кислородно-известковая обработка) с последующим цианированием.

Указанные технологии испытаны в лабораторном и пилотном масштабах для переработки упорных сульфидных концентратов, а также внедрены на ряде золотодобывающих предприятий. По результатам испытаний отмечено повышение извлечения золота из данного типа сырья при умеренном расходе цианистого натрия.

Данный факт подтвержден опытом работы двух золотодобывающих предприятий с применением технологии Albion: Араратская ЗИФ в Республике Армения, где достигнут заметный эффект в извлечении золота при последующем цианировании смеси хвостов флотации с окисленным флотоконцентратом на уровне 92-95 % (прирост в извлечении золота 35 %) с расходом цианистого натрия 1,8-2,2 кг/т руды, и ЗИФ «Лас-Лагунас» в Доминиканской Республике, где извлечение золота из флотоконцентрата составляет в среднем 80 % (прирост в извлечении золота около 30 %).

Технология Leachox впервые была внедрена в Южной Африке на золотом руднике «Агнес» для переработки хвостов кучного выщелачивания с высоким содержанием золота 20-25 г/т. Благодаря технологии Leachox извлечение золота удалось поднять до 85 % при расходе цианида натрия 4 кг/т. При прямом цианировании хвостов кучного выщелачивания извлечение золота составляло 15-21 %.

С использованием технологии Leachox перерабатывают флотоконцентрат на Васильковском ГОКе в Казахстане. Извлечение золота находится на уровне 90-92 %, тогда как при прямом цианировании извлечение золота составляло 71,8 %.

В связи с перспективностью технологий, основанных на применении сверхтонкого измельчения, представляется целесообразным оценить

возможность применения данного процесса для извлечения благородного металла из флотоконцентратов различного вещественного состава и степени упорности, получаемых при обогащении руд Российской Федерации, и разработать технологию для перспективного объекта. В связи с отсутствием детальной информации о закономерностях процессов окисления тонкоизмельченных сульфидов, представляет интерес изучить поведение мономинеральной фракции пирита и полисульфидного продукта, включающего в себя сульфиды, такие как пирит, арсенопирит и халькопирит в процессе сверхтонкого измельчения, кислородно-известковой обработки и цианирования.

**Цель работы:** повышение извлечения золота из упорных сульфидных концентратов с использованием гидрометаллургической технологии на основе сверхтонкого измельчения.

**Задачи работы:**

- изучить поведение тонкоизмельченных мономинеральных фракций пирита и пирита, входящего в состав полисульфидного продукта, при кислородно-известковой обработке и цианировании;
- оценить перспективы использования технологии, основанной на применении сверхтонкого помола, для повышения извлечения золота из флотоконцентратов различного вещественного состава и степени упорности с выбором перспективного объекта;
- разработать технологию для перспективного объекта;
- провести полупромышленные испытания разработанной технологии;
- технико-экономическое сравнение разработанной гидрометаллургической технологии, основанной на сверхтонком измельчении, с автоклавным и бактериальным окислением флотоконцентрата.

**Методы исследования**

Объектами исследований явились флотоконцентраты, полученные при переработке руд месторождений РФ («Боголюбовское», «Березняки», «Кекура», «Петропавловское», «Маломыр»). Для оптимизации условий проведения гидрометаллургической переработки автор использовал методы рентгенофазового и минералогического анализа; метод БЭТ для определения удельной поверхности, а также программный комплекс «Селектор» и диаграммы «Пурбэ» для изучения термодинамики окисления мономинеральной фракции пирита.

При выполнении работы применялись методы титриметрического, потенциометрического, атомно-абсорбционного и атомно-эмиссионного анализа растворов; метод пробирного анализа рудных материалов и электронно-микроскопический анализ.

**Достоверность и обоснованность полученных результатов, выводов и рекомендаций** подтверждаются использованием аттестованных физических и физико-химических методов анализа, применением современных средств измерений, статистической обработкой результатов, сходимостью результатов лабораторных исследований и полупромышленных испытаний.

**Научная новизна работы**

1. Доказано, что конечными продуктами окисления мономинеральной фракции пирита, подвергнутого сверхтонкому измельчению и кислородно-известковой обработке, являются рентгеноаморфные ярозитные и гидроксидные соединения железа, массовая доля которых повышается при увеличении продолжительности обработки и степени окисления минерала; в ходе окисления пирита отмечено образование элементарной серы и гипса.

2. Установлено, что процесс окисления пирита протекает в диффузионной области, о чем свидетельствует величина кажущейся энергии активации, равная 15,56 кДж/моль.

3. Впервые установлено, что при достижении одинаковой конечной крупности измельчения пирита удельная поверхность измельченного продукта существенно выше при использовании бисерной мельницы в сравнении с шаровой вследствие различных условий соударения мелющих тел и измельчаемого продукта в указанных аппаратах.

#### **Практическая значимость работы**

Установлено повышение извлечения золота при цианировании (на 30-70 %) для упорных золотосульфидных флотоконцентратов (месторождения «Боголюбовское», «Петропавловское», «Березняки»), что свидетельствует о перспективности гидрометаллургической технологии на основе сверхтонкого помола с кислородно-известковой обработкой при температуре 80 °С для данного типа минерального сырья;

По результатам лабораторных исследований и полупромышленных испытаний разработан технологический регламент для проектирования цеха по переработке флотационного концентрата месторождения «Кекура» (Чукотский АО). Данный вариант основан на включении в гидрометаллургическую схему сверхтонкого измельчения флотоконцентрата до 10 мкм, кислородно-известковую обработку и последующее сорбционное цианирование;

Совместно со специалистами-разработчиками оборудования разработана аппаратная схема сверхтонкого измельчения флотоконцентрата в вертикальной бисерной мельнице МБП-1 производства ООО «БФК Инжиниринг». Достигнута конечная крупность измельчения 92,4 % класса минус 10 мкм при суммарных затратах электроэнергии на измельчение – 35,6 кВт·ч на 1 т флотоконцентрата. Отмечено увеличение удельной поверхности измельченного флотоконцентрата с 4,74 м<sup>2</sup>/г (исх. крупность 92,6 % - 71 мкм) до 16,4 м<sup>2</sup>/г (92,4 % - 10 мкм). Мельница производства ООО «БФК Инжиниринг» рекомендована к использованию при проектировании предприятия;

Установлено, что извлечение золота может быть повышено при проведении двухстадийной кислородно-известковой обработки сульфидного концентрата, что позволило разработать новый способ извлечения благородных металлов из упорного сульфидсодержащего сырья, защищенный патентом РФ (№ 2598742);

Проведенный технико-экономический расчет технологии, основанной на использовании сверхтонкого помола, кислородно-известковой обработки и сорбционного цианирования флотоконцентрата «Кекура», в сравнении с гидрометаллургическими переработками с предварительным автоклавным и бактериальным вскрытием, при годовой производительности предприятия 1200 тыс. т. руды в год, показал, что экономический эффект от применения разработанной технологии может составить около 1,16 млрд. руб. и 187,8 млн.руб. в сравнении с автоклавно-цианистой и биогидрометаллургической технологиями соответственно.

**Личный вклад автора** заключается в обосновании задач исследования, планировании и проведении лабораторных и полупромышленных испытаний, анализе и обработке полученных результатов, выполнении расчётов.

#### **Апробация работы**

Основные материалы работы изложены и обсуждены на всероссийской научно-практической конференции «Перспективы развития технологии

переработки углеводородных, растительных и минеральных ресурсов» (Иркутск, 2014), «Инновационное развитие горно-металлургической отрасли» (Иркутск, 2016), на международных совещаниях «Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения, Астана, 2014), международном конгрессе по переработке минерального сырья (International Mineral Processing Congress -ИМРС 2014, г. Сантьяго, Чили), «Комбинированные процессы переработки минерального сырья: теория и практика», (г. Санкт-Петербург, 2015 г.), (Плаксинские чтения, Санкт-Петербург, 2016 г.).

### **Публикации**

По материалам выполненных исследований имеется 11 публикаций, в т.ч. 3 статьи в журналах, входящих в Перечень изданий, рекомендованных ВАК РФ, 1 патент, а также публикации в материалах Международных, Всероссийских научно-практических конференций, Конгрессе.

### **Структура работы и объем работы**

Работа изложена на 152 страницах, содержит 40 рисунков, 39 таблиц и состоит из введения, 7 глав, заключения, списка литературы из 129 наименований.

### **Защищаемые положения:**

- Фазовые и структурные изменения мономинеральной фракции пирита и пирита, входящего в состав полисульфидного продукта, в процессе сверхтонкого измельчения и кислородно-известковой обработки.
- Разработанные условия гидрометаллургической переработки, основанной на сверхтонком измельчении, для упорных золотосульфидных флотоконцентратов различного вещественного состава.
- Результаты полупромышленных испытаний гидрометаллургической технологии, основанной на сверхтонком измельчении и кислородно-известковой обработке (на примере флотоконцентрата месторождения «Кекура») с последующим сорбционным цианированием.

Автор выражает искреннюю благодарность сотрудникам лаборатории гидрометаллургии АО «Иргиредмет» за оказанную помощь при выполнении диссертационной работы.

### **Краткое содержание работы**

**Во Введении** обоснована актуальность диссертационной работы, её цели, научная новизна и практическая значимость, перечислены положения, выносимые на защиту.

**В 1 главе** представлен аналитический обзор научно-технических публикаций по теме диссертационной работы, который включает в себя общую характеристику упорных золотосульфидных руд и концентратов и существующие методы переработки данного типа минерального сырья. Особое внимание уделено бисерному измельчению и последующему кислородно-известковому вскрытию сульфидов. По результатам анализа разработана программа диссертационных исследований.

**Во 2 главе** приведены результаты исследований по изучению закономерностей окисления тонкоизмельченных золотосодержащих мономинеральных фракций пирита и полисульфидного продукта в процессе кислородно-известковой обработки.

Изучена динамика окисления мономинеральной фракции пирита в процессе кислородно-известковой обработки (ПКИО) (рисунок 1). Установлено,

что степень окисления  $\text{FeS}_2$  существенно зависит от его крупности. Максимальная степень окисления пирита на 98-99 % получена при крупности бисерного помола 10 и 7 мкм и продолжительности ПКИО 98 ч.

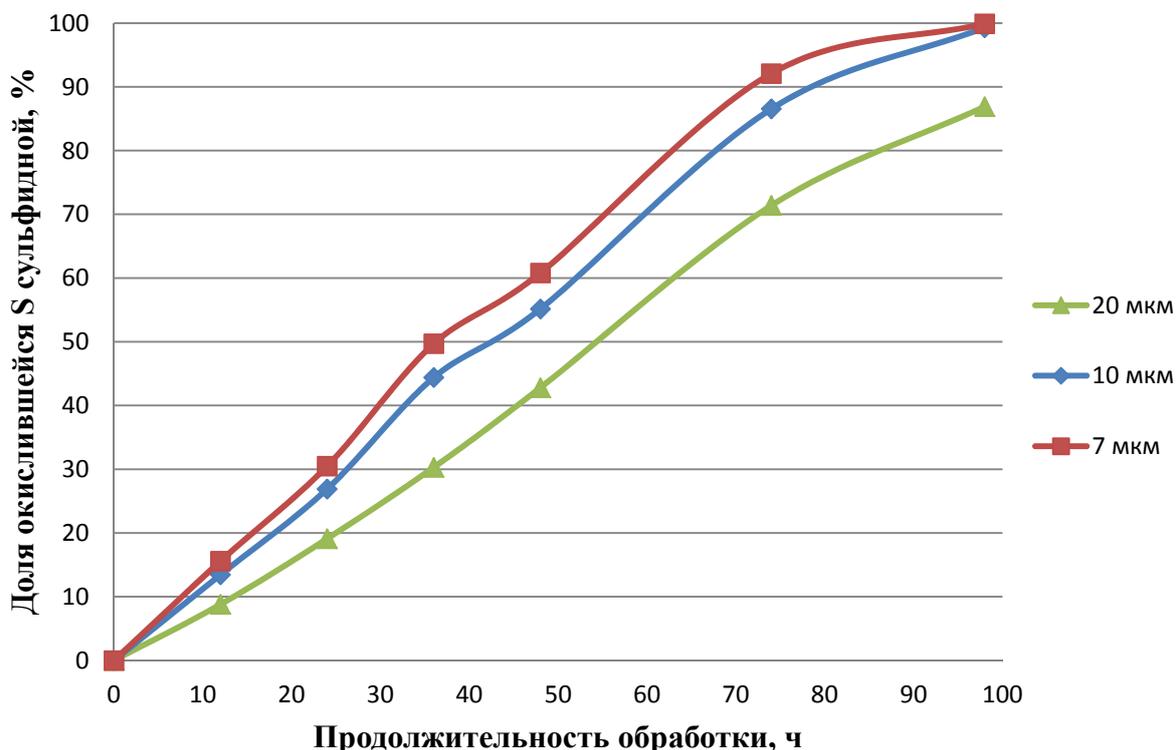


Рисунок 1 – Динамика окисления измельченного пирита в процессе кислородно-известковой обработки при различной крупности

Экспериментально установлено, что при измельчении мономинеральной фракции пирита в бисерной мельнице с использованием в качестве измельчающей среды керамических шаров, не происходит фазовых превращений и структура минерала остается прежней.

Проведено сравнение вариантов известковых обработок, выполненных на пирите, измельченном в бисерной мельнице до 10 мкм. Установлено, что максимальная степень окисления  $\text{FeS}_2$  получена при температуре обработки 80 °С с продувкой кислорода. При понижении температуры предварительной обработки до 24 °С и с заменой кислорода на воздух (рисунок 2), динамика окисления существенно ухудшается (на 60-90 %).

Экспериментально установлено, что фазовые изменения тонкоизмельченного пирита происходят в ПКИО. При окислении пирита в раствор переходит железо (III) и образуется серная кислота. При поддержании рН пульпы на уровне не менее 4 путём добавления  $\text{CaCO}_3$  или  $\text{CaO}$  растворённое железо и кислота постоянно выводятся из раствора в виде гидроксидов железа, гипса и серы элементарной, что подтверждается физико-химическим моделированием в программном комплексе «Селектор» и анализом диаграмм «Пурбэ».

Минералогическими исследованиями с использованием микроскопа Nikon Eclipse LV 100 Pol. подтверждено, что основными твердыми продуктами окисления сульфидных минералов являются гипс ( $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ) и оксиды железа (в т.ч. гетит ( $\text{FeOOH}$ )), массовая доля которых зависит от продолжительности кислородно-известковой обработки (ПКИО) и степени окисления сульфида. Вторичные соединения железа представляют собой аморфные (ярозитные и

гидроксидные) соединения, которые не фиксируются методом рентгеновского фазового анализа (рисунок 3).

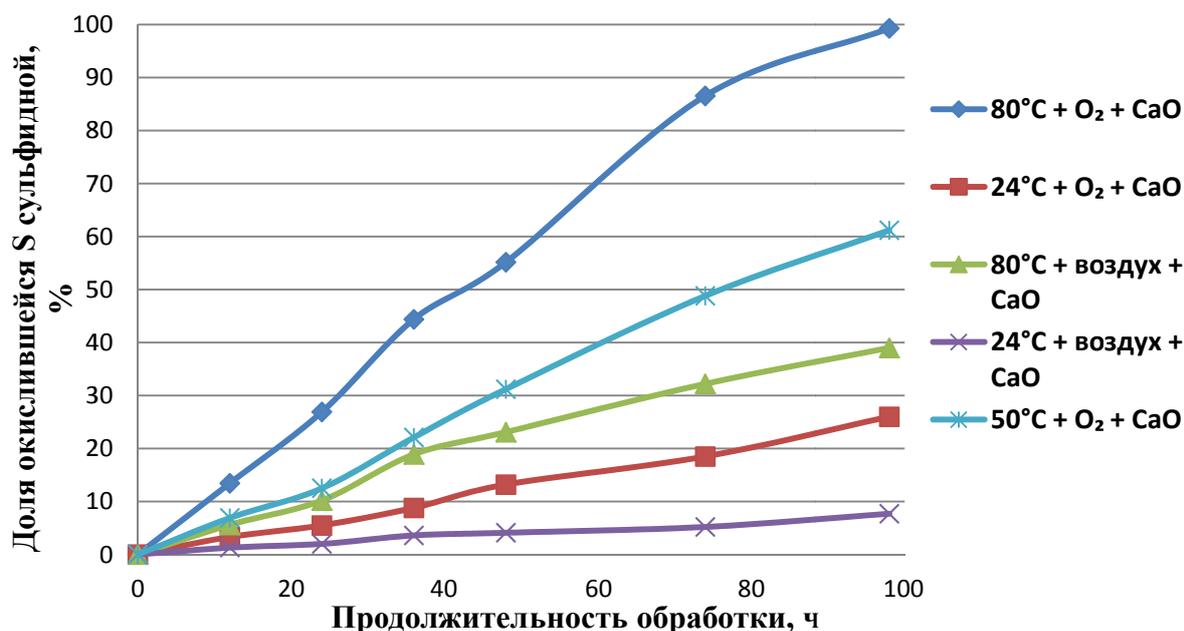


Рисунок 2 – Динамика окисления тонкоизмельченного минерала при различных условиях кислородно-известковой обработки

С увеличением степени окисления мономинеральной золотосодержащей фракции пирита с 0 до 97,4 %, отмечен прирост в извлечении золота при цианировании с 21,6 % до 96,8 %.

Наряду с аморфными соединениями отмечено образование серы элементарной при продолжительности ПКИО 12 ч – 0,28 %, которая также не фиксируется методом рентгенофазового анализа, при окислении в течение 98 ч массовая доля серы элементарной уменьшается до 0,13 %, тем самым обеспечивая снижение расхода цианистого натрия при цианировании с 45 до 5 кг/т.

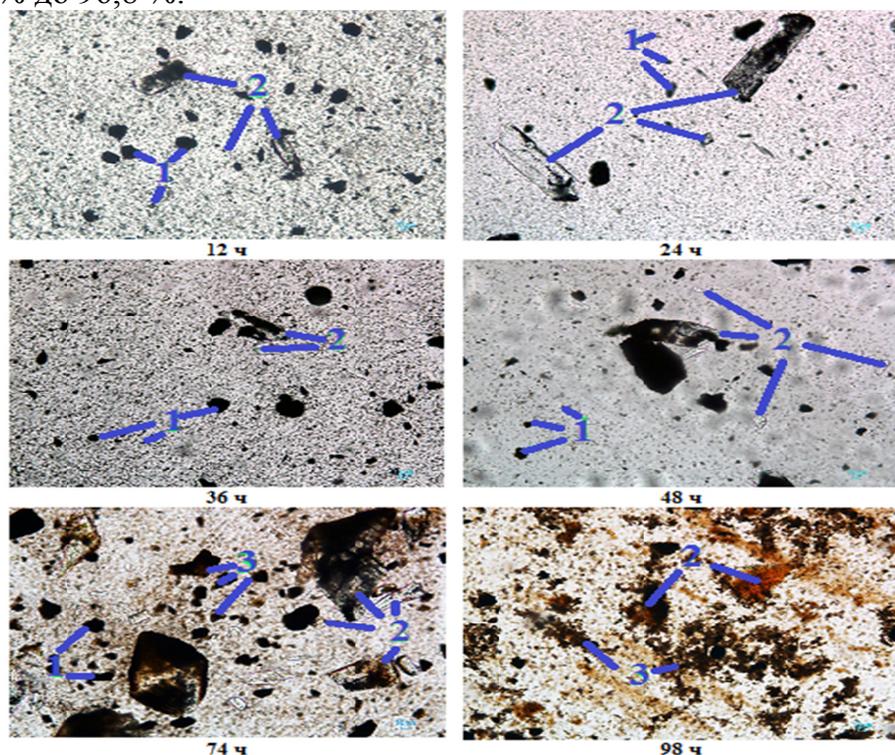


Рисунок 3 – Изменение пирита при кислородно-известковой обработке продолжительностью от 12 до 98 ч: 1 - пирит, 2 - гипс, 3 - гидроксиды железа. Иммерсионный набор. Николи

Экспериментально установлено, что с уменьшением тонины помола при бисерном измельчении пирита в значительной степени возрастает его удельная поверхность с  $2,1 \text{ м}^2/\text{г}$  при исходной крупности 95 % - 0,071 мм до  $14,89 \text{ м}^2/\text{г}$  при крупности 95 % - 7 мкм (рисунок 4).

Выявлено, что при достижении крупности пирита 10 мкм в разных измельчительных аппаратах удельная поверхность может отличаться. Так, при помоле до 10 мкм в бисерной и шаровой мельнице удельная поверхность пирита составила  $8,9 \text{ м}^2/\text{г}$  и  $5,3 \text{ м}^2/\text{г}$  соответственно. Увеличение удельной поверхности обрабатываемого продукта положительно сказывается на динамике окисления сульфидов и извлечении золота при последующем цианировании. Так, при цианировании измельченного до 10 мкм пирита в шаровой мельнице извлечение золота составило 14,3 %, при бисерном измельчении – 21,6 %.

Изучено изменение удельной поверхности измельченного до 10 мкм минерала в процессе кислородно-известковой обработки. Установлено, что при степени окисления 13,45 % удельная поверхность пирита составляет  $16,3 \text{ м}^2/\text{г}$ , а при окислении этого же материала на 99,28 % -  $76,3 \text{ м}^2/\text{г}$  соответственно.

По экспериментальным данным выполнен расчет удельной скорости окисления пирита при проведении кислородно-известковой обработки (рисунок 5) при рН -  $6 \div 7$ , концентрации  $\text{O}_2$  – 10-12 мг/дм<sup>3</sup> в различных температурных режимах: при 80 °С –  $1,25 \cdot 10^{-9}$  моль/см<sup>2</sup>•с, при 50 °С –  $0,75 \cdot 10^{-9}$  моль/см<sup>2</sup>•с, при 24 °С –  $0,46 \cdot 10^{-9}$  моль/см<sup>2</sup>•с соответственно.

На основании полученных данных рассчитана величина кажущейся энергии активации, которая составила 15,56 кДж/моль. По значению  $E_a$  сделан вывод, что процесс окисления тонкоизмельченного  $\text{FeS}_2$  при кислородно-известковой обработке протекает в диффузионной области, т.е. скорость процесса лимитируется скоростью транспорта кислорода к реакционной поверхности.

Изучены фазовые превращения полисульфидного продукта в процессе проведения кислородно-известковой обработки. Установлено, что при окислении тонкоизмельченного полисульфидного продукта кислородом до рН – 3 в течение 12 ч значительная часть бикарбоната железа (сидерита) разлагается с образованием гидроксидов железа.

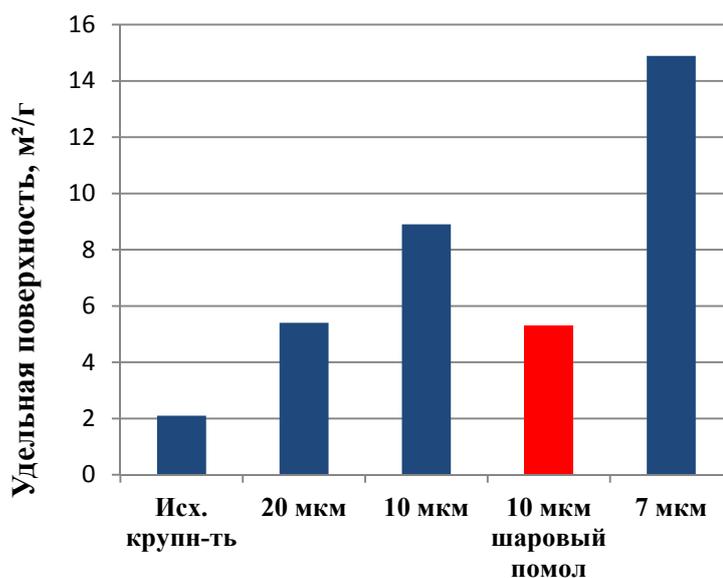


Рисунок 4 – Изменение удельной поверхности в зависимости от крупности измельчения

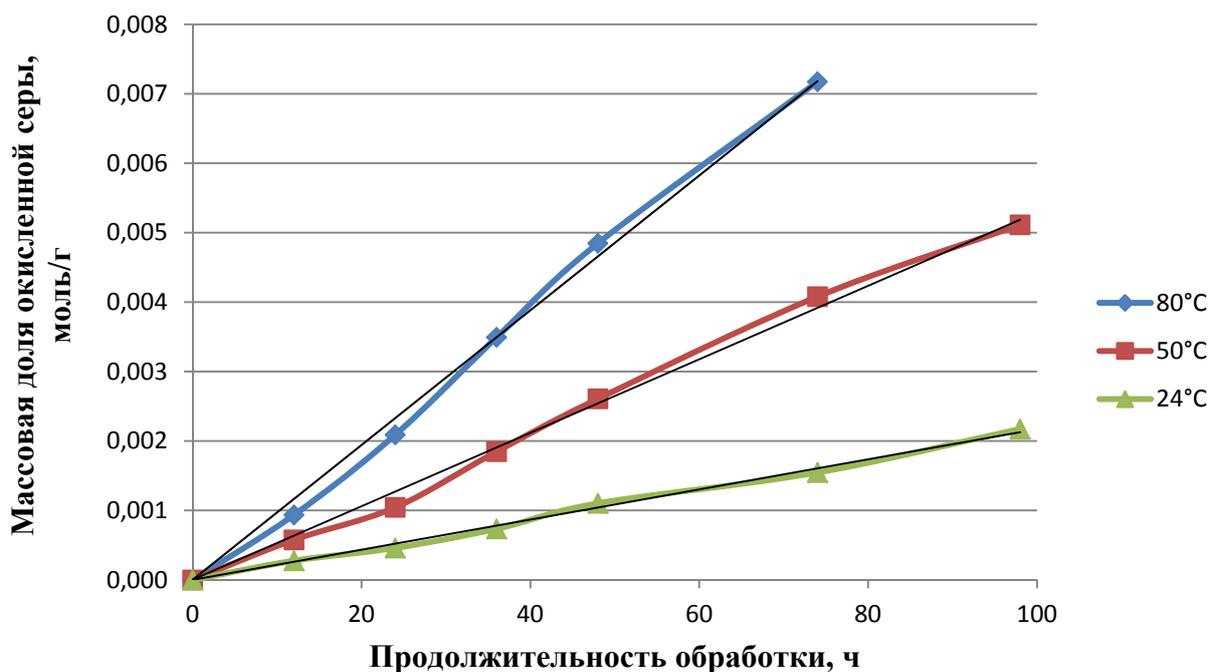


Рисунок 5 – Динамика окисления пирита при температуре кислородно-известковой обработки 80, 50 и 24°C

При продолжительности ПКИО, равной 72 ч, пирит окисляется до растворимого сульфата и элементарной серы с дальнейшим образованием серной кислоты, а арсенопирит разлагается на арсенат железа и сульфат кальция. В свою очередь количество халькопирита существенно уменьшается за счет его растворения и образования  $Fe^{3+}$ . При продолжительности двухстадийной кислородно-известковой обработки 120 и 132 ч полисульфидный продукт окисляется на 89,9 и 91,8 % соответственно, при этом отмечено значительное уменьшение массовой доли пирита и образование гидроксидных и ярозитных соединений железа. Сульфиды, такие как арсенопирит и халькопирит, полностью отсутствуют в связи с тем, что они являются менее стабильными при окислении, нежели пирит, что подтверждается результатами минералогических исследований.

Экспериментально установлено, что при цианировании окисленного полисульфидного продукта до 80,6-91,8 % извлечение золота находится на одном уровне – 94,2-94,4 %, тогда как расход  $NaCN$  напрямую зависит от степени окисления продукта. При цианировании тонкоизмельченного минерала, не подвергнувшегося ПКИО, извлечение золота составляет 16,3 % при химическом расходе  $NaCN$  – 48 кг/т. Оптимальные показатели извлечения золота (94,2 %) при расходе цианистого натрия – 11 кг/т получены при окислении полисульфидного продукта на 76,4 % в течение 72 часов.

**В 3 главе** представлены результаты исследований по переработке упорных золотосульфидных флотоконцентратов, полученных при обогащении руд месторождений «Боголюбовское», «Березняковское», «Кекура», «Петропавловское», «Маломыр». Исследования проводили с применением бисерного помола и процесса кислородно-известковой обработки с последующим цианированием.

Согласно химическому анализу **Боголюбовский** флотоконцентрат на 45 % представлен оксидами кремния и алюминия с резким преобладанием кремнезема. Концентрат на 45,4 % состоит из сульфидов, из них 79 %

приходится на пирит, а 21 % – на арсенопирит. Из породообразующих минералов значительно преобладают слюдистые образования. Их массовая доля находится в пределах 30,0 %.

Флотоконцентрат месторождения **«Березняки»** на 48 % представлен оксидами кремния и алюминия. Доля меди – 4,4 %, состоящая на 93 % в сульфидной форме. Концентрат на 46 % состоит из сульфидов, из них 27,7 % приходится на пирит и 16,8 % на теннантит. Из породообразующих минералов преобладает кварц, его массовая доля находится в пределах 30,0 %.

Флотоконцентрат **«Кекура»** на 70,0 % представлен породообразующими минералами. Рудные минералы представлены сульфидами и вторичными образованиями железа. Массовая доля сульфидов составляет 27,5 %. Основным сульфидом является арсенопирит – 16,4 %. Массовая доля пирита – 11,1 %. На вторичные образования железа приходится 2,5 %.

Флотоконцентрат месторождения **«Петропавловское»** лишь на 11,1 % состоит из оксидов кремния и алюминия. Основная масса концентрата представлена железом (38,7 %), 96 % которого находится в сульфидной форме, и сульфидной серой – 43,3 %. Мышьяк и цветные металлы составляют незначительное количество от общей массы концентрата. Основными минералами являются сульфиды (81,8 %), основная масса которых представлена пиритом – 80,4 %.

Рудные компоненты во флотоконцентрате месторождения **«Маломыр»** представлены в основном железом, мышьяком и серой. При проведении минералогических исследований свободного видимого золота во флотоконцентрате не обнаружено. При этом основная масса золота присутствует за счет золотин размером 5-15 мкм. Установлено, что рудная минерализация во флотоконцентрате представлена в основном сульфидами – пиритом и арсенопиритом. Содержание сульфидов составляет 56,4 %, из них на долю пирита приходится 38,0 %, арсенопирита – 17,8 %.

По результатам рационального анализа наиболее упорными являются флотоконцентраты месторождений **«Боголюбовское»**, **«Березняки»** и **«Маломыр»**, для которых доля извлекаемого цианированием золота составляет 37,4, 21,44 и 16,3 % соответственно. В концентрате месторождения **«Кекура»** в цианируемой форме находится 55,3 % золота, а во флотоконцентрате месторождения **«Петропавловское»** – 73,9 %.

Изучено влияние сверхтонкого помола на вскрытие золота из упорных сульфидных концентратов различного вещественного состава. Установлено, что сверхтонкое измельчение флотоконцентратов до массовой доли класса 90-95 % минус 20, 10 мкм позволяет повысить извлечение золота при цианировании на 11-70 %, однако также отмечено кратное повышение расхода цианида натрия, расходуемого на взаимодействие с развитой поверхностью сульфидов.

С целью сокращения расхода NaCN и повышения извлечения золота при цианировании проведены тесты с включением в гидрометаллургическую схему кислородно-известковой обработки при повышенной температуре (таблица 1).

В таблице 1 показано, что включение в схему ПКИО тонкоизмельченных концентратов позволяет существенно повысить извлечение золота при цианировании икратно сократить расход NaCN. Для флотоконцентратов месторождений **«Березняки»** и **«Петропавловское»** извлечение золота при цианировании составило 94,1 и 95,2 % при расходе NaCN – 25,7 и 17,2 кг/т соответственно; извлечение золота при цианировании флотоконцентрата

«Кекура» составило 64,7 % при расходе NaCN – 26,1 кг/т; при увеличении продолжительности ПКИО до 16 ч извлечение золота при цианировании составило 77,3 %; при переработке флотоконцентрата «Маломыр» получены низкие показатели по извлечению золота – 31,2 %, что, вероятнее всего, связано с тонкой вкрапленностью золота в кристаллическую решетку сульфида.

Таблица 1 – Результаты исследований для упорных сульфидных концентратов

Наименование продукта	Содержание Au в исходном, г/т	Класс крупности, мкм	Содержание Au в кеке, г/т	Извлечение Au, %	Расход на 1 т концентрата, кг	
					NaCN	CaO
Флотоконцентрат месторождения «Боголюбовское»	28,9	86,0 % – 71 (исх. крупн)	18,1	37,4	11,0	2
		20	3,8	86,8	10,7	85,0
		10	3,1	89,3	13,2	78,0
		10*	2,3	92,0	12,3	85,0
Флотоконцентрат месторождения «Березняки»	25,6	95,0 % – 71 (исх. крупн)	20,1	21,48	30,0	2
		20	2,8	89,0	22,0	85,0
		10	1,5	94,1	25,7	90,0
Флотоконцентрат месторождения «Кекура»	36,6	93,0 % – 71 (исх. крупн)	18,2	50,3	11,0	15,0
		20	14,5	60,4	14,3	70,0
		10	12,9	64,7	26,1	75,0
		10*	13,0	64,5	26,2	73,0
		10**	8,3	77,3	23,1	114,0
Флотоконцентрат месторождения «Петропавловское»	20,9	95 % - 71 (исх. крупн)	5,45	73,9	2,2	2,0
		20	1,32	93,7	16,1	70,0
		10	1,0	95,2	17,2	80,0
Флотоконцентрат месторождения «Маломыр»	21,5	84,2 % - 74 (исх. крупн)	18,0	16,3	5,6	10
		10	14,8	31,2	22,3	32,0

Примечание: \* - опыт с двухстадиальной кислородно-известковой обработкой

\*\* - опыт с увеличением продолжительности ПКИО до 16 ч.

Для ряда флотоконцентратов испытана схема с включением двухстадиальной кислородно-известковой обработки, основанной на продувке тонкоизмельченной пульпы кислородом при температуре 80 °С в течение 3-6 ч до pH – 3 с последующим защелачиванием в тех же условиях в течение 4-6 ч с добавлением вначале известняка для поддержания pH в пульпе 6, затем извести для повышения pH до 11,0. На указанную технологию получен патент РФ № 2598742.

Так, на примере Боголюбовского флотоконцентрата, измельченного до 10 мкм и окисленного в процессе двухстадиальной кислородно-известковой обработки, извлечение составило 92 % при расходе цианида натрия 12,3 кг/т, а окисленного в процессе одностадиальной кислородно-известковой обработки – 89,3 % при расходе NaCN – 13,2 кг/т.

Флотоконцентрат месторождения «Кекура» выбран для проведения дальнейших исследований по разработке технологии, основанной на использовании сверхтонкого помола с дальнейшей кислородно-известковой обработкой и последующим цианированием. Данный объект является наиболее перспективным для реализации данной технологии ввиду нахождения в районе

крайнего севера, тем самым требующей простоту технологической и технической реализации проекта и технологию с низкими капитальными и эксплуатационными затратами и с минимальными трудозатратами при обслуживании передела.

**В 4 главе** проведены исследования по оптимизации гидрометаллургической переработки золотосульфидного флотоконцентрата «Кекура» с варьированием крупности бисерного помола, продолжительности и температуры ПКИО, загрузки  $Pb(NO_3)_2$  и концентрации цианида натрия при последующем цианировании и с включением в схему двухстадиальной ПКИО.

Включение в схему двухстадиальной ПКИО позволило добиться операционного извлечения золота 83,2 % при расходе  $NaCN$  – 13,0 кг/т и  $CaO$  – 60 кг/т. Однако оптимальными условиями кислородно-известковой обработки приняты следующие: крупность исходного концентрата – 90-95 % минус 10 мкм, температура обработки – 70-80 °С, загрузка  $Pb(NO_3)_2$  - 5 кг/т, продолжительность – 24 ч, расход  $CaO$  – 215 кг/т,  $O_2$  – 100-110 кг/т. При последующем цианировании извлечение золота составило 83,4 % при расходе  $NaCN$  – 13,0 кг/т. Реализация данной технологии не требует кислотостойкого оборудования для операции кислородно-известковой обработки, а также позволяет значительно сократить концентрацию тиоцианидов в хвостах сорбции с 1024 мг/дм<sup>3</sup> (без добавления нитрата свинца) до 288 мг/дм<sup>3</sup>, что положительно сказывается на последующем сокращении расхода гипохлорита натрия при обезвреживании.

Определена изотерма сорбции золота активным углем из цианистой пульпы. Изотерма сорбции удовлетворительно описывается уравнением Фрейндлиха с коэффициентами  $K=3,4$  и  $n=2,4$ . Сорбция проходит достаточно эффективно, в противоточном сорбционном процессе в установившемся режиме ёмкость угля по золоту составила 3-4 мг/г.

**В 5 главе** представлены результаты полупромышленных испытаний технологии гидрометаллургической переработки флотоконцентрата месторождения «Кекура».

Совместно со специалистами ООО «БФК Инжиниринг» разработана аппаратная схема сверхтонкого измельчения флотоконцентрата в вертикальной бисерной мельнице МБП-1. Определен удельный расход электроэнергии для достижения конечной крупности флотоконцентрата, который составил 35,6 кВт·ч/т. Отмечено увеличение удельной поверхности измельченного флотоконцентрата с 4,74 м<sup>2</sup>/г (исходная крупность 92,6 % - 71 мкм) до 16,4 м<sup>2</sup>/г (92,4 % - 10 мкм).

Для измельчённого продукта была определена зависимость вязкости пульпы от отношения Ж:Т. Оптимальная вязкость пульпы для проведения гидрометаллургических процессов составляет ~4-6 сП. Для измельчённого до 10 мкм флотоконцентрата «Кекура» эта вязкость обеспечивается при отношении Ж:Т=2,9-3,7:1.

Измельченный флотоконцентрат подвергали операции кислородно-известковой обработки с загрузкой  $Pb(NO_3)_2$ . Вскрытие сульфидов осуществлялось достаточно эффективно – степень окисления составила 57 %, выход твердой фазы – 105 %, расход кислорода – 100-110 кг/т, извести – 207 кг/т.

Предварительно по методике АО «Иргиредмет» определяли относительную сорбционную активность продукта кислородно-известковой обработки по отношению к цианидному комплексу золота. Расчётная величина

составила 18 %, что свидетельствует об умеренной сорбционной активности твёрдой фазы. Для снижения потерь золота, сорбированного твёрдой фазой, цианирование данного продукта рекомендуется проводить без стадии предварительного цианирования.

Непрерывные укрупненные испытания угольно-сорбционной технологии переработки продуктов кислородно-известковой обработки проведены в режиме СП-процесса (без стадии предварительного цианирования) в следующих условиях: Ж:Т=3:1, концентрация NaCN в жидкой фазе пульпы ~1-2 г/дм<sup>3</sup>, расход NaCN –13,8 кг на 1 т питания цианирования, рН=10,5-11,5. Продолжительность цианирования составляла 18 ч, удельный поток угля – 4,3-5,6 кг на 1 т питания, концентрация угля в пульпе – 15-33 г/дм<sup>3</sup>. В оптимальных условиях получена твёрдая фаза хвостов цианирования со средним содержанием золота 5,48 г/т и жидкая фаза с концентрацией золота 0,03 мг/дм<sup>3</sup>, суммарные потери – 5,51 г/т на 1 т флотоконцентрата. Операционное извлечение золота на уголь составило в среднем 84,07 % (таблица 2).

Сорбция растворённого золота на уголь протекала достаточно эффективно, ёмкость насыщенного угля по золоту достигала 3-4 мг/г.

Концентрация примесей, таких как Cu, Zn, Fe, Ni, в растворах цианирования относительно невелика, и они не должны составить проблему при сорбционном цианировании. Суммарное содержание этих компонентов в насыщенном угле не превысило содержание золота.

Для обезвреживания хвостов цианирования использован метод прямого хлорирования. На основании проведенных исследований расход активного хлора (50 %) составил – 55 кг/т, извести (100 %) – 0,6 кг/т.

Таблица 2 – Сводные параметры и показатели работы установки по сорбционному цианированию продукта известково-кислородной обработки концентрата «Кекура»

Параметры и показатели		Значения
Производительность по твёрдому, кг/ч		0,043
Содержание золота в исходном продукте, подаваемом на цианирование, г/т		34,8
Поток пульпы, л/дм <sup>3</sup>		0,14
Число ступеней сорбционного цианирования, шт		10
Продолжительность цианирования, ч		18
Объём одной ступени цианирования, дм <sup>3</sup>		0,25
Концентрация NaCN в жидкой фазе, г/дм <sup>3</sup>	В пачуках сорбции	1,8
	В хвостах сорбции	1,2
Концентрация CaO в жидкой фазе, г/дм <sup>3</sup>	В пачуках сорбции	0,21
	В хвостах сорбции	0,13
Концентрация золота в жидкой фазе, мг/дм <sup>3</sup>	1 пачук сорбции	4,07
	3 пачук сорбции	1,01
	5 пачук сорбции	0,18
	7 пачук сорбции	0,05
	9 пачук сорбции	0,01
	Хвосты сорбции	0,01
Ёмкость насыщенного угля, мг/г		3,64
Ёмкость регенерированного угля, мг/г		0,07
Расчётная продолжительность пребывания угля на сорбционном цианировании, ч		241
Содержание золота в твёрдой фазе хвостов сорбции, г/т		5,48
Общие потери золота с хвостами сорбции, г/т		5,51
Операционное извлечение золота на уголь при сорбционном цианировании, %		<b>84,07</b>

В 6 главе по итогам комплекса проведенных технологических исследований рекомендована гидрометаллургическая схема извлечения золота из упорного флотационного концентрата, полученного при переработке руды месторождения «Кекура» (рисунок 6).

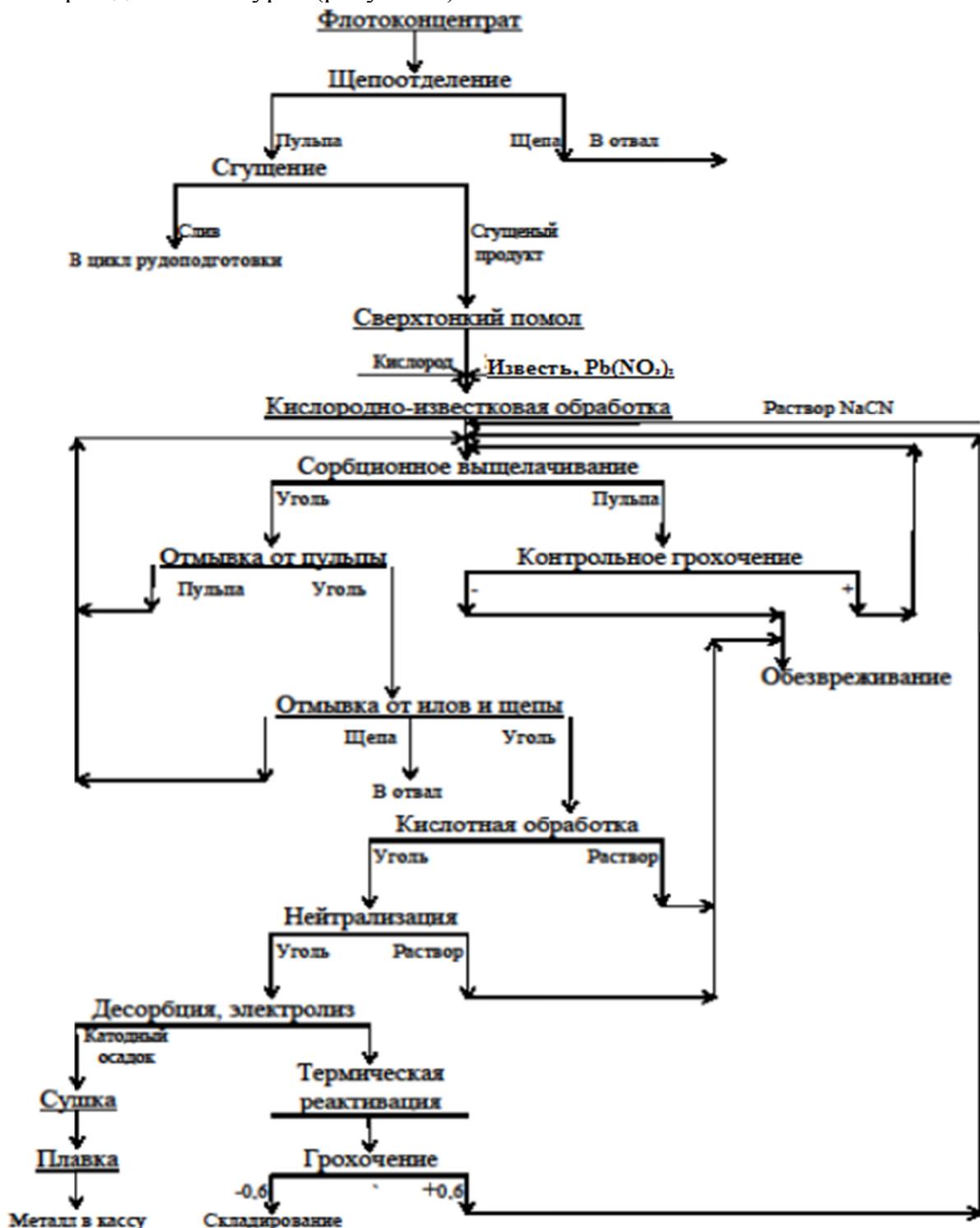


Рисунок 6 – Рекомендуемая технологическая схема гидрометаллургической переработки флотоконцентрата месторождения «Кекура» на основе сверхтонкого измельчения и последующей кислородно-известковой обработки

Согласно рекомендуемой технологии флотоконцентрат поступает на сгущение с последующим измельчением в мельнице сверхтонкого помола. Тонкоизмельченную пульпу направляют на кислородно-известковую обработку

и последующее сорбционное цианирование с активным углем (CIL-процесс). Хвосты сорбции направляются на обезвреживание и последующее складирование. Насыщенный сорбент поступает в цикл десорбции золота, совмещенный с электролитическим осаждением (IPS), далее активный уголь подвергают термической реактивации. Золотосодержащий раствор направляют на электролиз с получением катодных осадков и последующей их плавкой на металл Доре.

Согласно рекомендуемой схеме переработки сульфидного флотоконцентрата месторождения «Кекура» операционное извлечение золота по гидрометаллургическому переделу составит 84,07 %, при расходе основных реагентов на 1 т флотоконцентрата, кг: NaCN – 13,8; CaO – 207, O<sub>2</sub> – 100-110, Pb(NO<sub>3</sub>)<sub>2</sub> – 5.

**В 7 главе** приведен укрупненный технико-экономический расчет по трем вариантам переработки упорного золотосульфидного флотоконцентрата «Кекура» (таблица 3). При расчете прибыли учитываются затраты, относящиеся к переделам сравниваемых технологий, отличающихся набором технологического оборудования, поэтому данная величина имеет условное значение.

**Вариант 1:** сверхтонкий помол, ПКЮ, сорбционное цианирование (Операционное извлечение золота на уголь 84,07 %).

**Вариант 2:** автоклавное окисление, сгущение, фильтрация, известковая обработка, сорбционное цианирование (Операционное извлечение золота на уголь 94,9 %).

**Вариант 3:** бактериальное выщелачивание, фильтрация, известковая обработка, сорбционное цианирование (Операционное извлечение золота на уголь 94,5 %).

Таблица 3 – Технико-экономические показатели

Наименование показателя	Значение показателя		
	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3
Годовая переработка флотоконцентрата, тыс.т	60	60	60
Среднее содержание золота во флотоконцентрате, г/т	36,6	36,6	36,6
Извлечение золота, %	84,07	94,9	94,5
Годовое количество выпускаемого золота, кг	1846,2	2084,0	2075,2
Цена 1 г золота, руб	2300,0	2300	2300
Годовая выручка от реализации продукции, тыс.руб	4246207,6	4793209	4773006
Капитальные затраты, тыс. руб без НДС в т.ч.:	<b>451815,1</b>	<b>2260210</b>	<b>996911,28</b>
- оборудование	265773,6	1329535	586418,4
Удельные кап.затраты на тонну флотоконцентрата, руб.	7530,3	37670,2	16615,2
Годовые эксплуатационные расходы на переработку флотононцентрата, тыс. руб.	<b>1016981,8</b>	<b>1179618,7</b>	<b>1219132,0</b>
Затраты на аффинаж (1 % от выручки от реализации)	42462,1	47932,1	47730,1
Прибыль (условная), тыс.руб	2727418,3	1267778,4	2492617,5
Налог на прибыль (20 %)	545483,7	253555,7	498523,5
Чистая прибыль (условная), тыс. руб	<b>2181934,6</b>	<b>1014222,7</b>	<b>1994094,0</b>
Себестоимость переработки 1 т флотоконцентрата, руб	16949,7	19660,3	20318,9
Себестоимость переработки 1 т флотоконцентрата с учётом затрат на аффинаж, руб.	17657,4	20459,2	21114,4
Себестоимость 1 г золота с учётом затрат на аффинаж, руб.	<b>482,4</b>	<b>559,0</b>	<b>576,9</b>

По результатам сравнительного анализа технико-экономических показателей на данной стадии исследований можно сделать вывод о преимуществе варианта со сверхтонким бисерным помолом флотоконцентрата с последующей кислородно-известковой обработкой и сорбционным цианированием кеков с получением золота лигатурного перед вариантом, включающим автоклавное вскрытие флотоконцентрата с последующим сорбционным цианированием кеков, и вариантом, включающим бактериальное выщелачивание флотоконцентрата с последующим сорбционным цианированием. Этот вывод основан на определенных экономических преимуществах, которые выражаются разницей в условной себестоимости 1 г золота с учетом затрат на аффинаж, а также уменьшением капитальных затрат и эксплуатационных расходов.

Разработанная гидрометаллургическая технология со сверхтонким помолом, кислородно-известковым окислением и цианированием может быть использована для извлечения золота при переработке упорных концентратов аналогичного вещественного состава.

**Заключение** содержит краткие результаты проведенных исследований.

### **Выводы**

1. Проведен анализ литературных данных по гидрометаллургической переработке упорных золотосодержащих руд и концентратов, который выявил перспективность использования гидрометаллургической технологии на основе сверхтонкого измельчения и кислородно-известковой обработки. По результатам анализа определены основные направления диссертационной работы.

2. С использованием комплекса физико-химических методов, включающих термодинамическое моделирование, рентгеноструктурный и минералогический анализы, экспериментальные исследования, изучено поведение мономинеральной фракции пирита в процессе сверхтонкого измельчения, кислородно-известковой обработки и цианирования.

С использованием рентгеноструктурного анализа показано, что при измельчении пирита в мельнице сверхтонкого помола с использованием в качестве измельчающей среды керамических шаров не происходит фазовых превращений.

Рентгеноструктурным и минералогическим анализами установлено, что в процессе кислородно-известковой обработки образуется труднорастворимый гипс и вторичные соединения железа (железистые гидроксиды и гидроксиды), которые представлены в аморфном состоянии и не фиксируются методом РФА. Также в ПКМО отмечено образование серы элементной, массовая доля которой в процессе окисления минерала снижается, что приводит к уменьшению расхода цианида натрия при последующей гидрометаллургической переработке.

Аналогичные фазовые превращения отмечены и для пирита, входящего в состав полисульфидного продукта, окисленного в процессе кислородно-известковой обработки на 89-92 %.

3. Определены значения удельной скорости окисления пирита в процессе кислородно-известковой обработки при различной температуре:  $80\text{ }^{\circ}\text{C} - 1,25 \cdot 10^{-9}$  моль/см<sup>2</sup>•с,  $50\text{ }^{\circ}\text{C} - 0,75 \cdot 10^{-9}$  моль/см<sup>2</sup>•с,  $24\text{ }^{\circ}\text{C} - 0,46 \cdot 10^{-9}$  моль/см<sup>2</sup>•с. Рассчитано значение кажущейся энергии активации окисления пирита.

4. Изучено изменение удельной поверхности пирита от крупности измельчения и в процессе кислородно-известковой обработки.

Показано преимущество использования бисерной мельницы в сравнении с шаровой. При достижении одинаковой конечной крупности материала в разных измельчительных аппаратах удельная поверхность отличается. Так, при помоле в бисерной и шаровой мельнице до 95 % класса минус 10 мкм удельная поверхность пирита составила 8,9 м<sup>2</sup>/г и 5,3 м<sup>2</sup>/г соответственно. Извлечение золота при последующем цианировании составило: 14,3 % - при шаровом помоле и 21,6 % - при бисерном.

Установлено, что в процессе кислородно-известковой обработки увеличивается удельная поверхность тонкоизмельченного минерала в зависимости от его степени окисления.

5. Проведены исследования по оценке перспектив использования гидрометаллургической технологии на основе сверхтонкого измельчения и кислородно-известковой обработки упорных золотосульфидных концентратов различного вещественного состава. Для ряда объектов отмечен положительный эффект применения указанной технологии, заключающийся в повышении извлечения золота (на 30-70 %) и снижении расхода цианида натрия в цикле выщелачивания (на 5-20 кг/т).

Отмечено преимущество включения в схему двухстадийной кислородно-известковой обработки на ряде предприятий РФ. На примере Боголюбовского флотоконцентрата, измельченного до 10 мкм, извлечение золота при цианировании увеличилось с 54,3 % (при исходной крупности и прямом цианировании) до 92,0 % при сокращении расхода NaCN на 5,5 кг/т. На указанную технологию получен патент № 2598742.

На основании проведенных исследований в качестве перспективного объекта для проведения дальнейших исследований по технологии со сверхтонким помолом, кислородно-известковой обработкой и цианированием выбран флотоконцентрат месторождения «Кекура».

6. Определены оптимальные условия ПКИО и сорбционного цианирования флотоконцентрата «Кекура», обеспечивающие повышение извлечения золота при цианировании при умеренном расходе NaCN и уменьшение концентрации тиоцианатов в хвостах цианирования: ПКИО - крупность исходного концентрата – 90-95 % минус 10 мкм, температура обработки – 70-80 °С, загрузка Pb(NO<sub>3</sub>)<sub>2</sub> – 5 кг/т, продолжительность – 24 ч, расход CaO – 215 кг/т, расход O<sub>2</sub> – 100-110 кг/т; цианирование: концентрация NaCN 1-2 г/дм<sup>3</sup>, расход NaCN ~13 кг/т, продолжительность – 8-16 ч. Изучены реологические свойства тонкоизмельченного флотоконцентрата «Кекура», определена оптимальная вязкость пульпы для проведения гидрометаллургических процессов. По результатам исследований выдана рекомендуемая схема гидрометаллургической переработки флотоконцентрата «Кекура».

7. В процессе полупромышленных испытаний совместно со специалистами ООО «БФК Инжиниринг» разработана аппаратная схема сверхтонкого измельчения флотоконцентрата в вертикальной бисерной мельнице МБП-1. Определен удельный расход электроэнергии для достижения конечной крупности флотоконцентрата, который составил 35,6 кВт·ч/т. Отмечено увеличение удельной поверхности измельченного флотоконцентрата с 4,74 м<sup>2</sup>/г (исх. крупность 92,6 % - 71 мкм) до 16,4 м<sup>2</sup>/г (92,4 % - 10 мкм).

По результатам полупромышленных испытаний, включающих сверхтонкое измельчение, кислородно-известковую обработку и сорбционное

цианирование, операционное извлечение золота составило 84,07 % при расходе NaCN – 13,8 кг/т. На основании выполненных исследований разработан технологический регламент по переработке упорного золотосульфидного флотоконцентрата «Кекура» с использованием для сверхтонкого измельчения концентрата мельницы производства ООО «БФК Инжиниринг».

8. Укрупненные технико-экономические расчеты технологии, основанной на использовании сверхтонкого помола, кислородно-известковой обработкой и сорбционного цианирования флотоконцентрата «Кекура», в сравнении с гидрометаллургическими переработками с предварительным автоклавным и бактериальным вскрытием, при годовой производительности предприятия 1200 тыс. т. руды в год, показали что экономический эффект от применения разработанной технологии может составить около 1,16 млрд. руб и 187,8 млн.руб. в сравнении с автоклавно-цианистой и биогидрометаллургической технологии соответственно.

9. Разработанная гидрометаллургическая технология на основе сверхтонкого измельчения, кислородно-известковой обработки и цианирования может быть использована для извлечения золота из упорных золотосульфидных концентратов аналогичного вещественного состава.

#### **Основные публикации по теме диссертации**

##### *Статьи из перечня изданий, рекомендованных ВАК РФ*

1. **Сидоров И.А.** Испытания мельницы производства ТОО «Казцинкмаш» для ультратонкого измельчения упорных золотосодержащих сульфидных концентратов / **Сидоров И.А.**, Войлошников Г.И., Рубцов П.Н., Бондарь В.В.// Горный информационно-аналитический бюллетень, выпуск 19, – Санкт-Петербург. – 2015 г. – С.161–166,
2. **Сидоров И.А.** Полупромышленные испытания гидрометаллургической переработки тонкоизмельченного упорного золотосульфидного флотоконцентрата / **Сидоров И.А.**, Бывальцев А.В., Хмельницкая О.Д., Войлошников Г.И.// Вестник ИрГТУ № 3. – Иркутск. – 2016 г.– С.105–111.
3. **Сидоров И.А.** Исследование поведения пирита при сверхтонком измельчении и интенсивной кислородно-известковой обработке / **Сидоров И.А.**, Хмельницкая О.Д., Войлошников Г.И.// Вестник ИрГТУ № 11, – Иркутск. – 2017 г. – С.159–170.

##### *Статьи в рецензируемых научных изданиях, входящих в международные реферативные базы данных и системы цитирования*

4. **Sidorov I.A.** Development of gold recovery technology from fine and ultrafine ground refractory sulfide concentrates. / Olga Khmel'nitskaya, Tatiana Chikina, Olga Lanchakova, Andrei Yevdokimov and **Ivan Sidorov** // International Mineral Processing Congress -IMPC 2014, Santiago, Chile, S. 854-860.

##### *Патенты*

5. Пат. № 2598742, Российская Федерация. Способ извлечения благородных металлов из упорного сульфидсодержащего сырья / Хмельницкая О.Д., Чикина Т.В., **Сидоров И.А.**, Ланчакова О.В; заявитель и патентообладатель Сидоров Иван Александрович. – № 2014152844/02, заявл. 24.12.2014; опубл. 27.09.2016.

*Иные публикации*

6. **Сидоров И.А.** Повышение извлечения металла из упорных золотосульфидных флотационных концентратов на основе процесса сверхтонкого помола / **Сидоров И.А.**, Хмельницкая О.Д., Чикина Т.В., Ланчакова О.В. // IV всероссийская научно-практическая конференция с международным участием. – Иркутск. – 2014 г. – С 14–18,
7. **Сидоров И.А.** Перспективы использования сверхтонкого измельчения при переработке упорных флотоконцентратов. / Хмельницкая О.Д., Чикина Т.В., Ланчакова О.В., **Сидоров И.А.** // Журнал золотодобыча №6. – Иркутск. – 2014. – С.8.
8. **Сидоров И.А.** Повышение извлечения металла из упорных золотосульфидных флотационных концентратов на основе процесса сверхтонкого помола. / **Сидоров И.А.**, Войлошников Г.И., Хмельницкая О.Д., Чикина Т.В. // Международное совещание «Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2014 г). – Алматы, – С. 126-129.
9. **Сидоров И.А.** Испытания мельницы производства ТОО «Казцинкмаш» для ультратонкого измельчения упорных золотосодержащих сульфидных концентратов. / **Сидоров И.А.**, Рубцов П.Н., Анчугин А.М., Косторев М.В. // Журнал золотодобыча. – Иркутск. – 2015. – С.12–13.
10. **Сидоров И.А.** Изучение реологических свойств пульпы при сверхтонком измельчении. / **Сидоров И.А.**, Евдокимов А.В. // Международная научно-техническая конференция «Комбинированные процессы переработки минерального сырья: теория и практика». – Санкт-Петербург. – 2015 г. –С. 102-104.
11. **Сидоров И.А.**, Войлошников Г.И., Рубцов П.Н., Бондарь В.В., «Испытания мельницы производства ТОО «Казцинкмаш» для ультратонкого измельчения упорных золотосодержащих сульфидных концентратов. / **Сидоров И.А.**, Войлошников Г.И., Рубцов П.Н., Бондарь В.В. // Международная научно-техническая конференция «Комбинированные процессы переработки минерального сырья: теория и практика». – Санкт-Петербург. – 2015 г. –С. 139–145.

Подписано в печать 24.10.2018. Формат 60 x 90 / 16.  
Бумага офсетная. Печать цифровая. Усл. печ. л. 1,5.  
Тираж 100 экз. Зак. 268. Поз. плана 10н.

Отпечатано в типографии Издательства  
ФГБОУ ВО «Иркутский национальный  
исследовательский технический университет»  
664074, г. Иркутск, ул. Лермонтова, 83