

На правах рукописи

СЕМЕНИХИН Дмитрий Николаевич



**ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО
КОНЦЕНТРАТА НА ОСНОВЕ КОМБИНИРОВАНИЯ
ГРАВИТАЦИОННО-ФЛОТАЦИОННЫХ МЕТОДОВ**

*Специальность 25.00.13 – Обогащение полезных
ископаемых*

**Автореферат
диссертации на соискание ученой степени
кандидата технических наук**

Санкт-Петербург – 2018

Работа выполнена в федеральном государственном бюджетном образовательном учреждении высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет».

Научный руководитель – доктор технических наук, профессор

Александрова Татьяна Николаевна

Официальные оппоненты:

Скороходов Владимир Федорович
доктор технических наук, федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт Кольского научного центра Российской академии наук, заведующий лабораторией новых технологических процессов и аппаратов

Украинцев Илья Валерьевич
кандидат химических наук, СП ЗАО «ИВС», директор департамента Гидрометаллургии

Ведущая организация – Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук (ИГД ДВО РАН)

Защита состоится 04 декабря 2018 г. в 16 час 30 мин. на заседании диссертационного совета Д 212.224.03 при Санкт-Петербургском горном университете по адресу: 199106, г. Санкт-Петербург, В.О., 21 линия, д.2, ауд. 1171 а.

С диссертацией можно ознакомиться в библиотеке Санкт-Петербургского горного университета и на сайте: www.spmi.ru

Автореферат разослан 04 октября 2018 г.

УЧЕНЫЙ СЕКРЕТАРЬ
диссертационного совета



БРИЧКИН
Вячеслав Николаевич

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

Актуальность темы исследования. Запасы богатых и крупновкрапленных золотосодержащих руд истощаются, поэтому растет доля «упорных» месторождений в общем объеме переработки. По некоторым оценкам, до 80 % всех запасов золотоносных руд России приходится на «упорные» руды, которые отличаются неравномерной прожилково-вкрапленной сульфидной минерализацией с тонкодисперсным, преимущественно субмикроскопическим золотом, невысоким содержанием (3–5 г/т). Руды отдельных месторождений содержат активное рассеянное углеродистое вещество (РУВ) и обладают низкими показателями извлечения золота и серебра при цианировании из-за эффекта прегроббинга (процесс сорбции золотосодержащего цианистого комплекса поверхностью РУВ).

Вопросам переработки «упорных» золотосодержащих руд посвящены работы многих отечественных и зарубежных ученых, таких как В.В. Лодейщиков, М.А. Меретуков, И.Н. Плаксин, Г.В. Седельникова, В.А. Чантурия, Р.М. Afenya, С. O'Connor, G.L. Simmons и др. Основываясь на результаты их исследований получены данные о происхождении рассеянного углеродистого вещества, его типах и структуре; генетической связи золота и РУВ; разработаны способы переработки данного типа руд и полученных из них концентратов (предварительная флотация РУВ; использование пассивирующих покрытий, сорбентов; обжиг; химическое окисление; бактериальная обработка и т.д.). В настоящее время, опираясь на эти способы, реализовано большое количество технологий в области обогащения и металлургии (Albion, Geocoat, Fostervill, Neomet и др.).

Однако, практически все методы переработки «упорных» руд и концентратов имеют существенные ограничения, приводящие к технологическим и/или экологическим проблемам при их реализации, либо являются экономически нецелесообразными. Помимо этого, ситуация осложняется ещё и различным

происхождением РУВ, уникальностью каждого его проявления в составе руд и пород, неоднородностью структуры углеродистого вещества, включая сосуществование различных атомных модификаций углерода и др. Всё вышеперечисленное подтверждает тот факт, что для каждого месторождения необходим индивидуальный подход в разработке технологической схемы для переработки подобного типа руд с высокими показателями извлечения.

Таким образом, разработка эффективной технологии обогащения золотосульфидных руд, в составе которых присутствует рассеянное углеродистое вещество, является актуальной и имеет научную и практическую значимость в современных экономических условиях.

Цель работы: повышение эффективности переработки сульфидных золотосодержащих «упорных» руд за счет селекции золотоносных минералов и сорбционно-активного углеродистого вещества с применением комбинированной флотационно-гравитационной схемы.

Задачи исследования:

1. Анализ современных методов переработки «упорных» золотосодержащих сульфидных руд и их концентратов.
2. Изучение особенностей вещественного состава исследуемой руды.
3. Использование компьютерного моделирования для разработки прогностических моделей и обоснования технологических параметров с целью увеличения извлечения органического углерода и уменьшения потерь золота на стадии углеродистой флотации.
4. Экспериментально-теоретические исследования влияния параметров флотации (тонины помола, расхода реагентов и их типов и т. д.) на технологические показатели на стадии углеродистой флотации.
5. Разработка эффективной схемы переработки золотосодержащей руды и экономическая оценка ее реализации.

Методы исследований. Экспериментальные исследования проводились на лабораторной базе кафедры обогащения полезных ископаемых Горного университета и АО «Полиметалл Инжиниринг». Изучение вещественного и химического состава проводилось с помощью рентгенофлуоресцентной спектрометрии (волноводисперсионный спектрометр ARLAdvant'X фирмы ThermoFisherScientific); атомно-абсорбционной спектрометрии (Varian AA-2200); элементного анализатора серы и углерода (SC-144DR фирмы Leco); масс-спектрометрии (XSeries-2 ICP-MS фирмы ThermoFisherScientific); атомно-эмиссионной спектрометрии с индуктивно-связанной плазмой (iCAP6300 Duo фирмы ThermoFisherScientific), дифрактометрического анализа (дифрактометрBruker D2 Phaser, Германия). Флотационные исследования проводились на механических флотомашинах НПК «Механобр-техника» (Россия), пневмомеханических флотационных машинах Laarmann (Германия), а также на флотомашинеJamesonCell компании Xstrata (Австралия). Эксперименты по гравитационному обогащению проводились на центробежном концентраторе Knelson MD3 (Канада). Компьютерное моделирование выполнено в программах HSC Chemistry (Outotec, Финляндия) и JKSimFloat (JKTech, Австралия). Регрессионный и статистический анализ данных проведен с помощью программ STATISTICA и Regress.

Научная новизна работы:

1. Установлены экспериментально-теоретические зависимости извлечения органического углерода и потерь золота в углеродистый флотационный концентрат от расхода реагентов и времени флотации, позволяющие прогнозировать качественно-количественные параметры процесса флотации;

2. С применением программного пакета JKSimFloat установлены зависимости извлечения углерода от площади потока пузырьков (S_b) и времени флотации (Rt), на основе установленных закономерностей обоснован тип флотомашин для углеродистой флотации.

3. Установлено, что применение окислителя на стадии углеродистой флотации повышает эффективность флотационной сепарации и позволяет увеличить качественно-количественные показатели.

Защищаемые положения

1. Использование установленных технологических параметров (расход и тип реагента, тонина помола и т.д.) и прогностических моделей кинетики извлечения углерода и потерь золота в цикле углеродистой флотации при переработке тонковкрапленной золотосульфидной руды, содержащей сорбционно-активное углеродистое вещество, позволит увеличить извлечение органического углерода и уменьшить потери золота.

2. Реализация обоснованной технологической схемы, включающей цикл углеродистой флотации, сульфидный цикл и цикл с центробежной селекцией золотосульфидного флотоконцентрата, позволит обеспечить необходимое соотношение $Au/C_{орг}$ для исследуемого объекта (не менее 8 г/кг) в конечном концентрате (после гравитационного разделения).

Практическая значимость работы:

1. Разработана технология повышения качества золотосодержащего концентрата при переработке сульфидной руды в составе которой присутствуют сорбционно-активные углеродистые вещества (Патент RU2648402C1 от 26.03.2018).

2. На базе АО «Полиметалл Инжиниринг» проведена полупромышленная апробация разработанной схемы переработки, в результате которой подтверждена её высокая эффективность. Получен акт полупромышленных испытаний технологии обогащения.

3. Научные и практические результаты могут быть использованы при разработке новых и модернизации существующих горно-обогатительных комбинатах по переработке «упорных» золотосодержащих руд.

4. Результаты исследований также могут быть использованы в учебном процессе Санкт-Петербургского горного университета при

проведении занятий по дисциплинам «Дробление, измельчение и подготовка сырья к обогащению», «Флотационные методы обогащения», «Технология переработки руд цветных металлов», «Химия флотореагентов» и др.

Достоверность и обоснованность научных положений, выводов и рекомендаций подтверждается большим объемом экспериментальных исследований, их представительностью и сходимостью, оценкой полученных данных методами математической статистики; применением современного оборудования и средств измерения.

Апробация работы.

Результаты теоретических и экспериментальных исследований докладывались на научно-практических конференциях как российского уровня, так и международного: 11 Международной научной школе молодых ученых и специалистов: «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» (Москва, 2014); заседании Круглого стола в рамках XX Санкт-Петербургской Ассамблеи молодых ученых и специалистов (Санкт-Петербург, 2015); международной научно-технической конференции «Комбинированные процессы переработки минерального сырья: теория и практика» (Санкт-Петербург, 2015); международном форуме-конкурсе молодых ученых «Проблемы недропользования» (Санкт-Петербург, 2016); научно-практической конференции «РИВС-2016» (Санкт-Петербург, 2016); международная конференция «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2016, Санкт-Петербург).

Результаты работы удостоены награды в конкурсе грантов 2015 года для аспирантов вузов отраслевых и академических институтов, расположенных на территории Санкт-Петербурга, в соответствии с распоряжением Комитета по науке и высшей школе от 05.12.2014 г. № 161.

Личный вклад автора заключается в постановке и обосновании целей исследований, формулировке задач, выборе

объекта исследования; анализе научно-технической литературы по теме диссертации, применении компьютерного моделирования для прогнозирования технологических показателей, проведении теоретических и практических исследований золотосодержащего сырья, обработке и интерпретации полученных данных экспериментальных исследований методом математической статистики, разработке эффективной комбинированной схемы переработки, направленной на повышение качества золотосодержащего концентрата.

Публикации.

По теме диссертации опубликовано 10 печатных работ, в том числе в 5 статьях в журналах, входящих в перечень ВАК Министерства образования и науки Российской Федерации (в том числе 2 статьи в международной базе цитирования Scopus и Web of Science), получен 1 патент.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, 5 глав, заключения, библиографического списка и 3 приложений. Работа изложена на 148 страницах машинописного текста, содержит 27 таблиц и 64 рисунка. Библиография включает 117 наименований.

Автор выражает глубокую благодарность и признательность научному руководителю, доктору технических наук, профессору Т.Н. Александровой; коллективу кафедры обогащения полезных ископаемых Горного университета, а также сотрудникам лаборатории обогащения руд и песков АО «Полиметалл Инжиниринг» за внимание, содействие, и поддержку на различных этапах выполнения диссертационной работы.

СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

Во введении представлена постановка задач и общая характеристика результатов исследований.

В первой главе диссертации приведена общая характеристика «упорного» золотосодержащего сырья. Произведен обзор современных методов переработки «упорных» руд и

концентратов на золотоперерабатывающих предприятиях. Флотационный процесс является ключевым процессом для переработки подобной категории золотосодержащего сырья. В связи с этим представлены тенденции развития флотационных машин. Представлен обзор основных программных пакетов для моделирования процесса флотации.

Во второй главе приведена географо-геологическая характеристика объекта исследования (месторождение Майское), представлен минеральный и химический анализ. Изложен минеральный баланс благородных металлов.

В третьей главе описаны экспериментально-теоретические зависимости извлечения органического углерода и потерь золота в углеродистый флотационный концентрат от расхода реагентов и времени флотации, позволяющие прогнозировать качественно-количественные показатели флотации. Показано, что применение окислителя на стадии углеродистой флотации повышает эффективность флотационной сепарации.

В четвертой главе представлены результаты компьютерного моделирования процесса углеродистой флотации с использованием программного пакета JKSimFloat.

В пятой главе разработана комбинированная технологическая схема флотационно-гравитационной переработки для получения качественного золотосульфидного концентрата. Приведены результаты полупромышленных испытаний данной схемы. Показан экономический эффект от внедрения разработанной схемы.

В заключении даны обобщенные выводы по результатам диссертационного исследования.

ЗАЩИЩАЕМЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ

1. Использование установленных технологических параметров (расход и тип реагента, тонина помола и т.д.) и прогностических моделей кинетики извлечения углерода и потерь золота в цикле углеродистой флотации при переработке

тонковкрапленной золотосульфидной руды, содержащей сорбционно-активное углеродистое вещество, позволит увеличить извлечение органического углерода и уменьшить потери золота.

Основным объектом исследования являлась исходная золотосульфидная руда Майского месторождения (Чукотский АО), которое входит в пятерку крупнейших месторождений золота Российской Федерации.

На месторождении выделены два технологических типа руд: первичные и окисленные. Основные запасы по месторождению представлены первичными рудами. В окисленных рудах золото на более чем на 65 % цианируемое, тогда как первичные руды практически не цианируются. Рудными минералами в руде Майского месторождения преимущественно являются пирит и арсенопирит. Большая часть золота – тонкодисперсное, субмикроскопическое размером 0,3–0,03 мкм (Рисунок 1). С арсенопиритом связано порядка 85 % благородного металла, с пиритом – около 12 %.

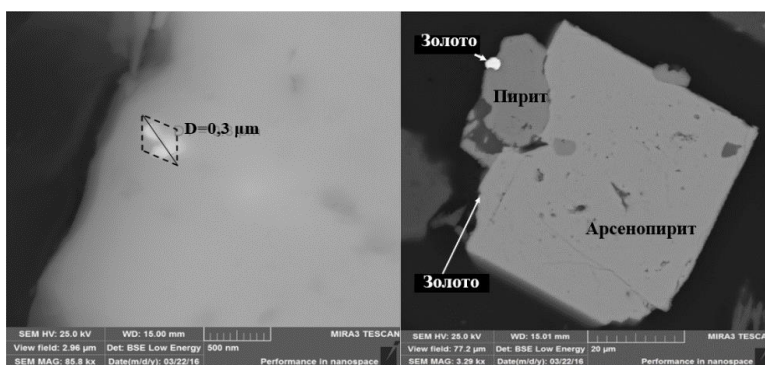
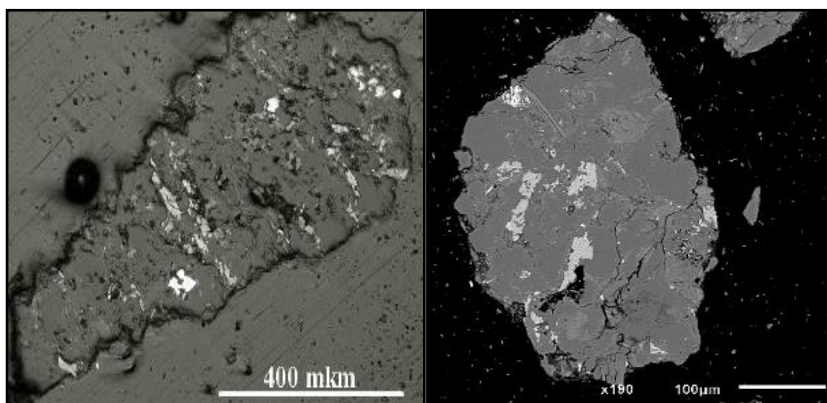


Рисунок 1 – Примеры вкрапления золота в сульфидные минералы

Вредной примесью в рудах Майского месторождения являются углеродистые вещества, обладающие повышенной сорбционной активностью. Они несут порядка 1 % запасов месторождения со средним содержанием около 10 г/т (Рисунок 2).



А

Б

Рисунок 2 – Примеры нахождения углеродистого вещества в исходной пробе:
А–мелколейстовый графит, Б–крупнолейстовый графит

Экспериментальные исследования проводились по нескольким направлениям: повышение флотационной активности на основе термодинамического моделирования; кинетика измельчения; исследование гравитационно-извлекаемого золота; оптимизация реагентного режима флотации углеродистого вещества; исследование депрессии углеродистого вещества на стадии флотационного обогащения.

Одним из методов повышения эффективности флотационного процесса является добавление реагентов окислителей. По итогам термодинамического моделирования выявлено, что присутствие в процессе флотации окислителя существенно не меняет зону существования сульфат-ионов, следовательно, со стороны Eh-фактора возможно добавление окислителя без уменьшения извлечения металла.

На основании изучения кинетики измельчения пробы руды Майского месторождения определено необходимое время измельчения $t=28$ мин (соответствует содержанию 88–90 % класса - 0,071 мм (Рисунок 3):

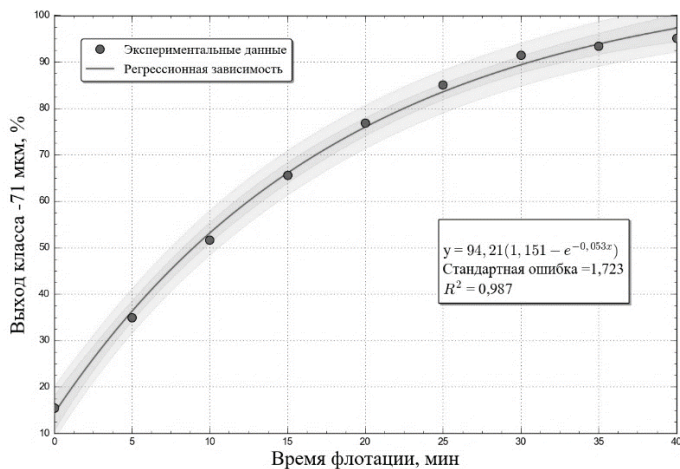


Рисунок 3 – График кинетики измельчения

Исследование гравитационно-извлекаемого золота выполнялись по стандартизированной методике, разработанной А. Лаплантом. Анализ данных показал, что суммарное извлечение гравитационного золота составило 61,85 % с качеством 1037,04 г/т. Кумулятивное извлечение золота возрастает по мере снижения крупности питания гравитационного цикла после каждой стадии измельчения, что свидетельствует о раскрытии сростков, однако значительного прироста гравитационного извлечения золота на III этапе не наблюдается. Полученные данные показывают, что применение только гравитационного метода обогащения малоэффективно ввиду сравнительно низкого извлечения золота в концентрат.

В значительной мере повысить извлечение полезных компонентов позволяет химическое воздействие на сырье на стадии измельчения, за счет увеличения потенциальной энергии вещества и повышения его химической активности при дальнейшем обогащении. Реагенты, адсорбируясь на поверхности разрушаемого минерала, понижают поверхностную энергию и оказывают влияние на механические характеристики материала, что, в свою очередь, способствует снижению циркулирующей нагрузки в цикле

измельчения и увеличению эффективности процесса дальнейшей флотации.

Для руд с углеродистым веществом повышение эффективности обогащения можно добиться путем снижения его содержания в последующих стадиях сепарации за счет его предварительной флотации в отдельный продукт или депрессии в цикле сульфидной флотации.

Подбор оптимального реагентного режима предварительной флотации осуществлялся с применением методов математического планирования экспериментов. Ввиду наличия качественных и количественных факторов, для определения их оптимальной комбинации был составлен сложный план дробной реплики 2^{6-1} , совмещенной с одним латинским квадратом размером 4×4 . В качестве параметра оптимизации рассматривалось извлечение органического углерода в углеродистый продукт, а также учитывались потери золота с данным продуктом. В качестве количественных предикторов были выбраны: время флотации, расход собирателя (керосин); время измельчения; расход депрессора (Na_2CO_3) и расход воздуха, а в роли качественного фактора – тип вспенивателя.

На основании обработки данных после факторного анализа получено уравнение регрессии (1):

$$\varepsilon = 25,03 + 1,21 \cdot Rt + 3,63 \cdot Q_{\text{кер}} + 3,14 \cdot t - 2,82 \cdot Rt \cdot Q_{\text{кер}} \cdot t \quad (1)$$

где ε – извлечение органического углерода в концентрат; Rt – время флотации; $Q_{\text{кер}}$ – расход керосина; t – время флотации.

Полученное уравнение адекватно, а все коэффициенты статистически значимы. Методом градиентного спуска установлено, что максимальное извлечение 31,69 % в исследуемом диапазоне варьирования факторов, достигается при следующих значениях факторов: время флотации – 14 мин, расход керосина – 300 г/т, время измельчения – 28 мин.

Значимость различия между эффектами качественного фактора, введенном в плане на четырех уровнях, проверялась с помощью множественного рангового критерия Дункана. На

Рисунке 4 приведены значения среднего извлечения для различных уровней фактора. Наименьшие потери золота получены при использовании вспенивателя – OPF-597.

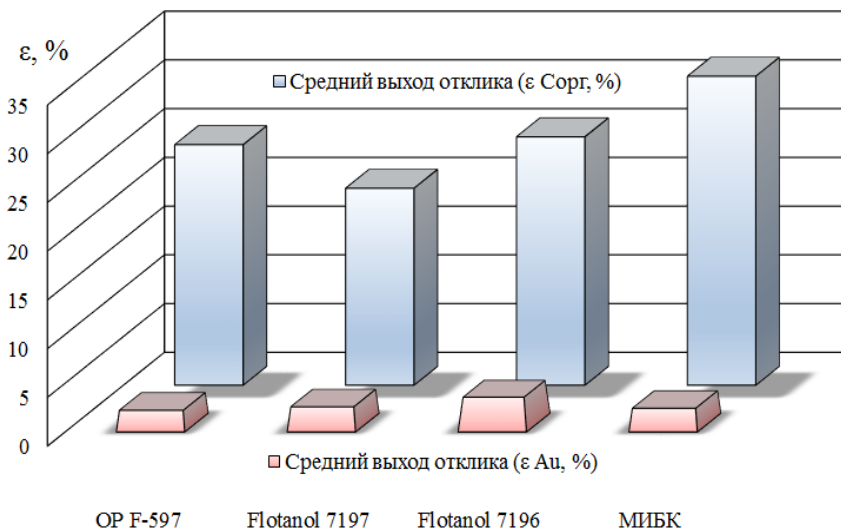


Рисунок 4 – Результаты исследования влияния типа вспенивателя

Дальнейшие исследования показали, что варьирование расхода вспенивателя выше 110 г/т приводит к увеличению потерь золота и ухудшению флотации.

С учетом полученных значений технологических параметров и расхода вспенивателя были проведены уточняющие эксперименты по времени углеродистой флотации. Было установлено, что флотация со временем Rt более 20 мин не дает существенного прироста в извлечении органического углерода в концентрат, при этом наблюдается рост потерь благородного металла.

В качестве депрессоров для РУВ на стадии сульфидной флотации исследовались лигносульфонаты, КМЦ, нигрозин, а также депрессоры на основе полисахаридов: D5755 (Clariant), А-633 и А-636 (Cytec). Полученные данные обрабатывались дисперсионным анализом, так как дисперсионные планы

отличаются исследованием влияния на функцию качественных факторов вместе с количественными факторами.

Лучшие показатели соотношения $Au/C_{орг}$ равное 3,92 г/кг были достигнуты при использовании органического депрессора А-633 (смесь углеводородного полимера, красителя и крезола 1,5 %) при расходе 100 г/т.

Использование установленных технологических параметров в цикле углеродистой флотации позволило выделить в углеродистый продукт около 25 % органического углерода, потери золота с этим продуктом составили порядка 2 %.

2. Реализация обоснованной технологической схемы, включающей цикл углеродистой флотации, сульфидный цикл и цикл с центробежной селекцией золотосульфидного флотоконцентрата, позволит обеспечить необходимое соотношение $Au/C_{орг}$ для исследуемого объекта (не менее 8 г/кг) в конечном концентрате (после гравитационного разделения).

Для подбора машинных параметров работы флотомашин (S_b и тип флотомашин) в предлагаемой технологической схеме, позволяющей обеспечить необходимое соотношение $Au/C_{орг}$ для исследуемого объекта (не менее 8 г/кг) в конечном концентрате (после гравитационного разделения), была создана и верифицирована компьютерная модель цикла углеродистой флотации. Для решения поставленной задачи был использован программный пакет компьютерного моделирования JKSimFloat v.5.1 (JKTech Pty Ltd, Австралия).

Решение поставленной задачи осуществлялось в несколько этапов. Для процесса симуляции на первом этапе была создана технологическая схема и рассчитан массовый баланс на основе предыдущих качественно-количественных показателей углеродистой флотации (Рисунок 5).

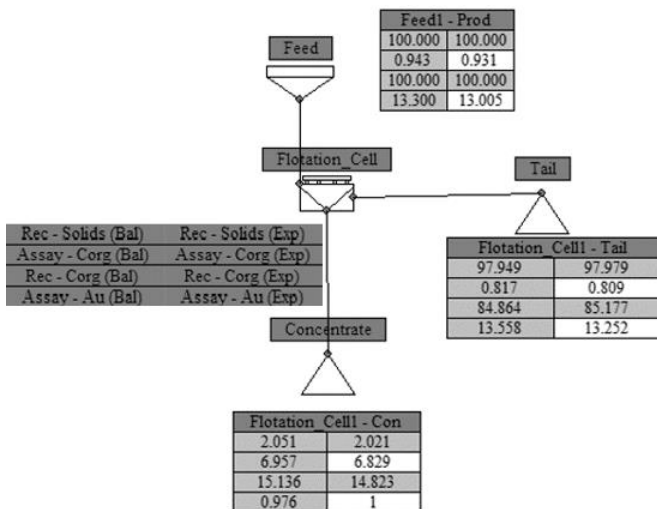


Рисунок 5 – Технологическая схема углеродистой флотации и расчет массового баланса в компьютерном пакете JKSimFloat

На втором этапе, на основании созданной модели были определены технологические параметры операции флотации. В данной работе внимание было уделено машинным факторам (параметрам работы флотомашины), оказывающим влияние на протекание флотации: параметр S_b и время пребывания пульпы в камере (Rt).

Параметр S_b – один из важнейших параметров работы флотомашины, который является мерой интенсивности аэрации в камере, тем самым показывает способность флотомашин диспергировать газ на мелкие пузырьки воздуха, и зависит от размеров пузырьков и скорости их подъема. Как правило, чем больше площадь потока пузырьков, тем выше скорость извлечения.

Время пребывания (Rt) пульпы в камере является не менее важным параметром работы флотационной машины, определяющим эффективность процесса. Время пребывания жидкости в камере флотационной машины относится к вероятности жидкого элемента оставаться во флотомашине в течение определенного времени прежде, чем покинуть ее с разгрузкой хвостового продукта.

Симуляция проводилась по параметру S_b (площадь поверхности потока пузырьков воздуха через единицу сечения флотационной камеры) в интервале варьирования 20–160 с шагом 20 м²/с/м², а также по времени пребывания пульпы в камере флотомашин (Rt) от 1 до 25 минут с шагом 3 мин.

По результатам симуляции получено уравнение (2), описывающее процесс:

$$\varepsilon_{C_{орг}} = -0,8202 + 0,2354S_b + 2,0234Rt - 0,0008S_b^2 - 0,048Rt^2 \quad (2)$$

Максимальное извлечение органического углерода в углеродистый продукт достигается при параметре S_b около 150 м²/с/м² и времени флотации равному 21 минуте (что подтверждает ранее полученное экспериментальное значение).

Полученное значение параметра S_b могут обеспечить не все современные типы флотомашин. Одним из типов флотомашин, которые могут давать столь высокое значение площади поверхности пузырьков воздуха является флотомашина типа JamesonCell.

Благодаря быстрой кинетике и отдельной контактной зоне в аэраторе, время пребывания пульпы в камере флотомашин JamesonCell гораздо меньше, чем во флотомашинах другого типа. Эффективность флотомашин JamesonCell определяется качеством контакта, а не временем пребывания.

Результаты моделирования по замене традиционной флотомашин на флотомашину типа JamesonCell приведены в Таблице 1:

Таблица 1 – Результаты моделирования углеродистой флотации для механической флотомашин и для флотомашин JamesonCell

Продукт	Механическая флотомашина			Флотомашина JamesonCell		
	Выход, %	Содержание $C_{орг}$, %	Извлечение $C_{орг}$, %	Выход, %	Содержание $C_{орг}$, %	Извлечение $C_{орг}$, %
Концентрат	5,38	6,54	30,33	4,31	8,64	32,10
Хвосты	94,62	0,85	69,67	95,69	0,82	67,90
Исходное	100,00	1,16	100,00	100,00	1,16	100,00

Для доводки полученного сульфидного концентрата были проведены эксперименты по его разделению на центробежном концентраторе Кнелсон. Получены два продукта: низкоуглеродистый с содержанием золота 68 г/т (гравитационный концентрат $Au/C_{орг} = 9$ г/кг) и высокоуглеродистый – 41 г/т (хвосты гравитации $Au/C_{орг} = 1,6$ г/кг).

Основываясь на экспериментальных данных и результатах компьютерного моделирования, разработана принципиальная схема обогащения, состоящая из стадии углеродистой флотации, цикла золотосульфидной флотации и стадии разделения концентрата гравитационным методом на низко- и высокоуглеродистый продукты.

Ожидаемые финансовые результаты по предложенной схеме переработки имеют положительные значения: дисконтированный денежный поток при норме дисконта 12 % – составит 4 340 265 037 руб.; индекс доходности – 59,73; срок окупаемости – 1,6 года.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Основные научно-технические результаты заключаются в следующем:

1. Опираясь на результаты вещественного состава исходной пробы руды Майского месторождения доказано, что она относится к категории «упорной».
2. Тонкая вкрапленность ценного компонента обусловила необходимость помола с содержанием 90–92 % класса минус 0,071 мм. Использование установленных технологических параметров и адекватных математических моделей кинетики извлечения углеродистых веществ и золота позволяет увеличить извлечение органического углерода при минимальных потерях золота.
3. Применение пакета JKSimFloat позволило установить параметры S_b и Rt , при которых достигается извлечение органического углерода более 32 %, а также обосновать выбор

флотомашины JamesonCell на стадии углеродистой флотации. Адекватность созданной модели подтверждается высокой сходимостью экспериментальных и смоделированных данных.

4. Экспериментальные исследования доказывают возможность получения низкоуглеродистого концентрата с соотношением $Au/C_{орг}$ равному более 8 г/кг за счет применения гравитационной сепарации.

5. Показано, что для низкоуглеродистого продукта прирост извлечения составляет более 30 % для автоклавно-цианистой схемы по сравнению с аналогичным процессом на флотоконцентрате, полученном по стандартной флотационной схеме.

ОСНОВНЫЕ ПУБЛИКАЦИИ ПО ТЕМЕ ДИССЕРТАЦИИ

В изданиях, рекомендованных ВАК Минобрнауки России:

1. Александрова Т.Н., Ромашев А.О., Семенихин Д.Н. Минералого-технологические аспекты и перспективные методы интенсификации обогащения сульфидной золотосодержащей руды // Научно-технический и производственный журнал «Металлург». 2015 – №4, с. 53–59.

2. Александрова Т.Н., Цыплаков В.Н., Аксенов Б.В., Ромашев А.О., Семенихин Д.Н. Технологии удаления сорбционно-активных углеродистых веществ из упорных золотосульфидных руд и концентратов месторождения Майское // Научно-технический журнал «Обогащение руд». 2015 – №4, с. 3–7.

3. Семенихин Д.Н. Исследование флотационного выведения сорбционно-активного углеродистого вещества из золотосодержащих руд // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015– №5 (специальный выпуск 19), с.236–241.

4. Aleksandrova T. N., Romashev A.O., Semenikhin D.N. Mineral and Technological Aspects and Promising Methods for Intensifying Enrichment of Sulfide Gold-Bearing Ore // Metallurgist, July 2015, Volume 59, Issue 3, p. 330–338.

5. Nikolaeva N., Aleksandrova T., Semenikhin D. Study of specific surface energy of ores at disintegration with the use of chemical reagents // 17th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2017, www.sgem.org, SGEM 2017 Conference Proceedings, ISBN 978-619-7105-98-8 / ISSN 1314-2704, 29 June – 5 July, 2017, Vol. 17, Issue 11, 1067–1072 pp.

В прочих изданиях:

6. Семенихин Д.Н., Лукьянов К.В. Методика определения гравитационно-извлекаемых форм золота и ее практическая реализация для рудных объектов // Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. 2018. - с. 103-108.

7. Александрова Т.Н., Золотарёв Ф.Д., Семенихин Д.Н. Снижение сорбционно-активного углеродистого вещества в золотосодержащих концентратах / Материалы международной конференции «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2016), Санкт-Петербург, 26-30 сентября 2016, с. 273-275.

8. Александрова Т.Н., Семенихин Д.Н. Снижение сорбционно-активного углеродистого вещества в золотосодержащих концентратах на стадии обогащения / Тезисы научно-практической конференции «РИВС-2016», 16-17 ноября 2016 г., с.34.

9. Семенихин Д.Н., Балдаева Т.Н. Обоснование технологических решений для вовлечения в народнохозяйственный оборот труднообогатимых золотосодержащих руд / Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых. Материалы 11 Международной научной школы молодых ученых и специалистов. 24-28 ноября 2014 г. – ИПКОН РАН, 2014 – с. 308-311.

10. Александрова Т.Н., Семенихин Д.Н., Николаева Н.В., Ромашев А.О. Способ обогащения золотосодержащих руд с повышенной сорбционной способностью / Патент RU 2648402 опубликован 26.03.2018 г.