

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»

На правах рукописи



ПЕНЬКОВ ПАВЕЛ МИХАЙЛОВИЧ

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА ЦЕНТРОБЕЖНОЙ
СЕПАРАЦИИ НА ОСНОВЕ ВОЗДУШНОЙ ТУРБУЛИЗАЦИИ
ПРИСТЕНОЧНОГО СЛОЯ И ЦИРКУЛЯЦИОННО-НАКОПИТЕЛЬНОЙ
ТЕХНОЛОГИИ**

Специальность 2.8.9 – «Обогащение полезных ископаемых»

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель – доктор технических наук,
профессор Морозов Юрий Петрович

Екатеринбург - 2024

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТУРБУЛИЗАЦИОННОЙ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ	10
1.1 Общая характеристика методов центробежной сепарации	10
1.2 Практика использования центробежной сепарации	13
1.3 Теоретические основы центробежной сепарации	21
1.4 Постановка задач исследования	26
ГЛАВА 2 Теоретический анализ и экспериментальное моделирование турбулизационной центробежной сепарации	29
2.1 Гидродинамика потоков пульпы в пристеночном слое турбулизационного центробежного сепаратора	29
2.2 Турбулизация материала в пристеночном слое центробежного сепаратора	38
2.3 Сегрегация частиц золота в пристеночном слое	47
2.4 Теоретический анализ возможностей повышения показателей турбулизационной центробежной сепарации на основе циркуляционно- накопительной технологии	57
2.5. Экспериментальное моделирование циркуляционно-накопительной технологии турбулизационной центробежной сепарации	68
2.5.1 Методология и методика экспериментов	68
2.5.2 Экспериментальное моделирование центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией пристеночного слоя	70
2.5.3 Экспериментальное моделирование центробежной сепарации с воздушной турбулизацией пристеночного слоя	75
2.6 Выводы	79

ГЛАВА 3 Разработка новых технических решений турбулизационной центробежной сепарации.....	81
3.1 Совершенствование системы турбулизации пристеночного слоя конуса	81
3.2 Циркуляционно-накопительная технология с гидроциклонированием исходного питания	84
3.3 Циркуляционно-накопительная технология с воздушной турбулизацией пристеночного слоя.....	87
3.4 Выводы	95
ГЛАВА 4 Исследование турбулизационной центробежной сепарации золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»	96
4.1 Характеристика руды.....	96
4.2 Исследование турбулизационной центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией.....	99
4.3 Исследование воздушной турбулизационной центробежной сепарации в режиме циркуляционно-накопительной технологии	101
4.4 Оценка экономической эффективности известной технологии.....	104
4.5 Выводы	105
ГЛАВА 5 Опытно-промышленные испытания турбулизационной центробежной сепарации хвостов кучного цианирования руды месторождения «Мизек» (Республика Казахстан)	107
5.1 Испытания на дробленых хвостах кучного цианирования крупностью минус 5 мм.....	107
5.2 Испытания на измельченных хвостах кучного цианирования.....	114
5.3 Испытания на измельченных хвостах в режиме воздушной турбулизации пристеночного слоя по циркуляционно-накопительной технологии	116

5.4 Оценка экономической эффективности переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек».....	119
5.5 Выводы	120
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	122
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	124
ПРИЛОЖЕНИЯ.....	142
Приложение 1	143
Приложение 2	144
Приложение 3	145
Приложение 4	146
Приложение 5	156
Приложение 6	164

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы. Широкое распространение гравитационных методов обогащения полезных ископаемых объясняется их преимуществами перед другими методами переработки минерального сырья. Успешное применение центробежных сепараторов на горно-обогатительных предприятиях подтверждает перспективность проведения дальнейших исследований и конструкторских разработок в этом направлении. Принцип действия центробежного сепаратора заключается в принудительном разделении обрабатываемого материала на две фракции: «тяжелую» и «легкую» в центробежном поле.

Использование центробежных сепараторов позволило снизить крупность разделяемых частиц и применять центробежную сепарацию в качестве одного из основных методов извлечения благородных металлов, а также в качестве дополнения к флотации или цианированию.

Широкое применение центробежных сепараторов при обогащении золото-содержащих руд россыпных и коренных месторождений, лежалых хвостов обогатительных фабрик подтверждает эффективность их использования.

В направлении теоретических исследований центробежной сепарации известны работы Федотова К. В., Морозова Ю. П., Енбаева И. А., Богдановича А. В., Меринова Н. Ф. и других авторов. Показано, что в центробежных полях при увеличении центробежных ускорений возрастают коэффициенты равнопадаемости частиц, представлены результаты изучения классифицирующего и сегрегационного механизмов разделения минеральных частиц в центробежных сепараторах, предложены формулы для определения скоростей перемещения частиц в центробежном поле, получена численная модель для расчета скоростей гидродинамических потоков в конусе центробежного сепаратора, определена связь конструктивных и технологических параметров центробежной сепарации.

Одним из направлений повышения извлечения ценных компонентов в центробежной сепарации является использование воздушной турбулизации пристеночного слоя и циркуляционно-накопительной технологии, которая заключается в циркуляции легкой фракции через центробежный сепаратор, пропускание через центробежный сепаратор последовательно заданного количества порций исходного материала с накоплением частиц повышенной плотности в пазах конуса центробежного сепаратора и однократную разгрузку накопленного материала после пропускания заданного количества порций. Исследованием процессов турбуляционно-центрифужной сепарации занимались Морозов Ю. П., Козин В. З., Комлев С. Г., Комлев А. С., Фалей Е. А., Хамидулин И. Х. Показано, что циркуляционно-накопительная технология позволяет повысить качество получаемых продуктов. Направление требует дальнейшего развития в части совершенствования способов турбуляционно-центрифужной сепарации.

Таким образом, тема диссертации, направленная на повышение эффективности использования турбуляционно-центрифужной сепарации при переработке золотосодержащих руд на основе воздушной турбулизации пристеночного слоя и циркуляционно-накопительной технологии, является актуальной.

Объектом исследований является процесс турбуляционно-центрифужной сепарации.

Предмет исследования – закономерности центробежной сепарации с воздушной турбуляцией пристеночного слоя и циркуляционно-накопительной технологией.

Цель работы – повышение технологических показателей переработки золотосодержащего сырья.

Идея работы заключается в использовании эффекта воздушной турбулизации пристеночного слоя конуса в турбуляционном центробежном сепараторе и циркуляционно-накопительной технологии.

Задачи исследований:

1. Теоретический анализ и исследование закономерностей воздушной турбулизации пристеночного слоя конуса и циркуляционно-накопительной технологии в центробежной сепарации.

2. Разработка новых способов центробежной сепарации с применением воздушной турбулизации пристеночного слоя конуса и циркуляционно-накопительной технологии.

3. Экспериментальные исследования разработанных технических решений при переработке золотосодержащего сырья.

4. Опытно-промышленные испытания предлагаемой турбуляционной центробежной сепарации.

5. Техничко-экономическая оценка эффективности предлагаемых технологий.

Методология и методы исследований.

Методологической основой являлись работы современных отечественных и зарубежных ученых в области обогащения и переработки золотосодержащего сырья. Ведущим методологическим основанием данного исследования является структурный подход, обусловленный необходимостью разработки комплексной технологии с учетом многообразия свойств золотосодержащего сырья. Работа выполнена с применением методов гидродинамики, прикладной математики, математического и экспериментального моделирования, теоретического анализа. При изучении состава сырья и продуктов разделения применялись методы химического, минералогического, спектрального, фазового, пробирного, ситового анализов. Экспериментальная проверка результатов теоретических исследований выполнялась в лабораторных и промышленных условиях.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Использование воздушной турбулизации пристеночного слоя конуса обеспечивает высокие технологические показатели центробежной сепарации за счет лучшего прохождения частиц повышенной плотности через аэрированный слой за счет уменьшения плотности турбулизируемого слоя материала.

2. Центробежная сепарация с использованием циркуляционно-накопительной технологии за счет циркуляции исходного питания через сепаратор и одновременной разгрузки после переработки заданного количества порций обеспечивает высокое содержание частиц повышенной плотности при максимальном их извлечении в тяжелую фракцию.

Обоснованность и достоверность результатов работы подтверждается положительными результатами выполненных исследований, удовлетворительной сходимостью результатов теоретических и экспериментальных исследований процесса турбулизационной центробежной сепарации, положительными результатами опытно-промышленных испытаний.

Научная новизна работы состоит в следующем:

- определены условия эффективного использования циркуляции легкой фракции центробежного сепаратора в турбулизационной центробежной сепарации;
- математическим и экспериментальным моделированием показана высокая эффективность использования воздушной турбулизации пристеночного слоя и циркуляционно-накопительной технологии;
- предложены новые технические решения турбулизационной центробежной сепарации с использованием воздушной турбулизации пристеночного слоя и циркуляционно-накопительной технологии.

Практическая значимость работы заключается в эффективном использовании усовершенствованной турбулизационной центробежной сепарации в технологиях переработки золотосодержащего сырья.

Реализация результатов работы

Турбулизационная центробежная сепарация с использованием циркуляционно-накопительной технологии внедрена в технологический регламент обогатительной фабрики по переработке руды месторождения «Ашалы», использована в учебном процессе при выполнении курсовых работ по дисциплине «Исследование руд на обогатимость» и выпускных квалификационных работ.

Апробация работы

Основные положения и результаты диссертационной работы докладывались и обсуждались на Международных научно-технических конференциях: «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» (г. Екатеринбург, 2017 - 2024 г.); на Межрегиональной выставке «Рудник Урала» (г. Екатеринбург, 2022 г.); на Международной конференции «Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья» Плаксинские чтения (г. Апатиты, 2020 г.); на Международной научно-практической конференции «Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья» (г. Екатеринбург, 2019 г.).

Публикации

Основные положения работы опубликованы в 20 работах, в том числе в 4 работах в рецензируемых научных журналах, входящих в перечень ВАК, в 2 патентах РФ на изобретения.

Личный вклад автора состоит в определении цели и задач исследования, разработке методик исследований, организации и непосредственном участии в выполнении лабораторных и опытно-промышленных исследований, анализе и обобщении полученных результатов, формулировании выводов.

Структура и объём работы. Диссертационная работа состоит из введения, пяти глав, заключения, списка использованных источников информации из 130 наименований, 6 приложений, содержит 164 страницы машинописного текста, 39 рисунков, 62 таблицы.

ГЛАВА 1 СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТУРБУЛИЗАЦИОННОЙ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ

1.1 Общая характеристика методов центробежной сепарации

Известные методы центробежной сепарации основаны на использовании разделения частиц по плотности в безнапорных центробежных сепараторах, в которых центробежное поле создается при вращении конуса. Это позволяет более полно извлекать ценные компоненты из мелких классов крупности [1, 2].

Центробежные сепараторы принципиально различаются способами разрыхления пристеночного слоя конуса.

По способу разрыхления материала известно достаточно большое количество вариантов, включающих механическое, вибрационное, гидравлическое разрыхление пристеночного слоя.

Так в [3] предложен ротационный сепаратор РС-400, отличающийся тем, что разрыхление пристеночного слоя с образованием псевдооживленного слоя осуществляется за счет сложного движения чаши с одновременным вращением вокруг своего геометрического центра.

Попытки использовать ротационный сепаратор РС-400 для переработки шлюзовых концентратов показали низкую эксплуатационную надежность, невысокие технологические показатели и невозможность управления режимами обогащения [4].

Другой вариант создания псевдооживленного слоя материала во вращающемся конусе реализован в центробежном вибрационном сепараторе ЦВК. Недостатком сепараторов ЦВК является высокая чувствительность к неравномерной подаче исходного питания [4].

В Красноярской государственной академии цветных металлов и золота разработан центробежный сепаратор КИМЦ, отличающийся центробежным

способом разрыхления пристеночного слоя материала. Цилиндрическая часть ротора выполнена из эластичного материала – автопокрышки, которая деформируется роликами для периодического разрыхления материала [5].

Другим вариантом механического разрыхления пристеночного слоя является вариант разрыхления установленными внутри конуса разрыхляющими стержнями. Недостатком такого метода разрыхления пристеночного слоя конуса является быстрый износ стержней [6].

В [7] предложен центробежный сепаратор, в котором механическое разрыхление пристеночного слоя конуса осуществляется с помощью установленных с возможностью вращения дисков.

Дисковые рыхлители за счет соприкосновения с пристеночным слоем приводятся во вращение. При вращении дисковые рыхлители внедряются в пристеночный слой, осуществляют его рыхление, что способствует расслоению материала пристеночного слоя по плотности и накоплению частиц повышенной плотности в пазах конуса.

В современных центробежных сепараторах «Knelson», «FALCON», «iCON», «Итомак» используется принцип разрыхления пристеночного слоя водой, подаваемой через перфорации в стенке конуса [8-16]. При этом создается противоток воды по отношению к движению улавливаемых частиц повышенной плотности, что приводит к выносу в хвосты мелких частиц благородных металлов [11]. Практика использования сепараторов «Knelson», «FALCON», «Итомак» показывает, что эти сепараторы обеспечивают улавливание частиц золота крупностью более 40 мкм [25]. К недостаткам данных центробежных сепараторов можно отнести сложность конструкции и эксплуатации, необходимость стабилизации характеристик исходного питания, повышенные требования к чистоте турбулизирующей воды. Отмечается низкая эффективность улавливания частиц пластинчатой формы [17].

Другим направлением разрыхления материала в пристеночном слое конуса сепаратора является реализованная в турбулизационных сепараторах серии «К» турбулизация пристеночного слоя материала изнутри конуса с помощью струйных

турбулизаторов [18-22]. Турбулизация пристеночного слоя внутри конуса упрощает конструкцию сепаратора, повышает надежность работы, позволяет работать при высоких центробежных ускорениях, снижает нижний предел крупности извлекаемых частиц золота.

Установлено, что турбулизация пристеночного слоя внутри конуса позволяет, по сравнению с сепараторами «Knelson», снизить расход турбулизирующей воды в два раза, обеспечивает эффективное улавливание частиц золота крупностью более 10 мкм [11, 23, 24].

По способу разгрузки тяжелой фракции центробежные сепараторы бывают с периодической разгрузкой после остановки вращения конуса, с периодической разгрузкой без остановки вращения конуса и с непрерывной разгрузкой тяжелой фракции [13].

Для непрерывной разгрузки тяжелой фракции предложен сепаратор, в котором выгрузка осевших тяжелых зерен осуществляется по специальным проточкам вверх за счет вращения пульпы и наложения вибрации. Легкая фракция при этом разгружается с помощью сифона. В связи с низкими показателями работы, данное техническое решение не нашло практического применения [1].

В [7] предложен центробежный сепаратор, в котором разгрузка тяжелой фракции осуществляется через зазоры между окнами и упругими перегородками в конусе и с помощью брызгала вымывается через разгрузочный патрубок. Выход тяжелой фракции регулируется с помощью подбора упругости упругих перегородок. При этом выход тяжелой фракции может изменяться в широком диапазоне.

Наибольшее применение в практике обогащения нашли центробежные сепараторы с периодической разгрузкой тяжелой фракции.

Решением периодической разгрузки тяжелой фракции без остановки вращения чаши сепаратора является разгрузка через систему щелевидных отверстий, равномерно расположенных на боковой поверхности конуса. В рабочем положении отверстия закрыты эластичной диафрагмой, а при сполоске они

открываются, и тяжелая фракция разгружается с помощью центробежной силы и давления воды [1].

По конструктивному исполнению турбулизационные центробежные сепараторы отличаются существенной простотой и высокой эксплуатационной надежностью. Высокая эксплуатационная надежность обеспечивается так же за счет расположения конуса на валу снизу подшипникового узла и электродвигателя [26]. Для повышения производительности разработана принципиально новая конструкция турбулизационного центробежного сепаратора, отличающаяся установкой нескольких улавливающих конусов на одном валу, расположенном горизонтально в двух подшипниковых узлах [13].

В целом, краткий анализ методов центробежной сепарации показал существенные преимущества турбулизационной центробежной сепарации.

1.2 Практика использования центробежной сепарации

Традиционные технологии не позволяют эффективно извлекать золото мелких и тонких классов. Наибольшего прироста извлечения золота можно добиться при использовании аппаратов центробежного обогащения. Поэтому для обогащения песков россыпных месторождений в последнее время все более широкое применение находят центробежные аппараты. Известны как отечественные (ЦБК, СЦВ, СЦМ, «Итомак», «Бегущая волна»), так и зарубежные («Orocon», «Knelson», «Falcon») конструкции центробежных сепараторов [86, 87]. Среди них высокими технологическими показателями отличаются сепараторы «Knelson». Известна практика применения сепараторов «Knelson» при обогащении высокоглинистых песков россыпных месторождений. По данным литературных источников применение центробежных аппаратов «Knelson» при обогащении песков с высоким содержанием глины позволяет повысить извлечение золота на промывочных приборах на 30–40 % [85, 88].

Конструкция сепараторов позволяет увеличить силы гравитации в 60 раз, что способствует псевдоукрупнению мелких частиц золота и их извлечению. Сепаратор «Knelson» позволяет извлекать золото класса $-0,2 + 0,1$ мм на 98 %, а класса $-0,1 + 0,05$ мм на 94 %. В то же время сепараторы требуют для своей работы более точной настройки и высокого уровня квалификации обслуживающего персонала [89].

Основное направление применения центробежных сепараторов – это извлечение частиц повышенной плотности при переработке разных типов руд и техногенного сырья [52-58]. Несомненным плюсом данных аппаратов является применение псевдооживленного слоя [67].

Безнапорные центробежные сепараторы фирмы «Knelson» и «Falcon» получили широкое применение за рубежом [59-64].

На фабрике «Кэмпбелл» (Канада) гравитацию осуществляли в отсадочных машинах с доводкой концентрата на концентрационных столах, что позволило извлечь в гравитационный продукт 36 % от исходного материала [65,66]. Позже были заменены отсадочные машины на два сепаратора «Knelson» KC-CD-30, что увеличило извлечение золота до 54 % от руды. По такому же принципу была произведена замена оборудования на золотоизвлекательной фабрике «Сао Бенто» (Бразилия) и других предприятиях.

Замена отсадочной машины сепаратором «Knelson» KC-CD-20, работающим в связке с неподвижным грохотом со шпальтовым ситом, была произведена на руднике «Сикстин ту Ван Майн» (Sixteen to One Mine). Данная замена позволила повысить переработку руды на фабрике на 280 %, снизить потребление электроэнергии, извлечение свободного золота возросло до 96 % [65].

Применение в цикле гравитации на предприятии «Рио Нерсия» (Испания) центробежного сепаратора «Knelson» параллельно с отсадочными машинами позволило повысить извлечение золота до 15 %, тем самым обеспечив возможность получения «золотой головки». Впоследствии отсадочные машины были заменены винтовыми сепараторами, что позволило повысить производительность сепаратора «Knelson» до 70-80 т/ч [65].

Для замены флотационного передела обогащения институтом «Иргиредмет» было проведено исследование возможности использования центробежных сепараторов в схемах переработки золотосодержащих руд [68]. Извлечение золота составило 90-95 % от флотации при использовании центробежных сепараторов вместо флотационного метода обогащения.

Авторами [69, 70] проведено исследование и показано использование центробежных сепараторов при обогащении хвостов золотоизвлекательных и шлихообогатительных фабрик с целью извлечения совместно с драгоценными металлами металлической ртути. Показано, что извлечение металлической ртути и золота из хвостов ЗИФ составило 97,4 % и 78 %, соответственно.

Теоретическое изучение процесса центробежной сепарации с использованием флюидизационной воды и последующие эксперименты, выполненные в ряде работ [10, 32, 56, 58, 71-73], показали возможность авторам работ создать эффективные технологические схемы для обогащения россыпей с использованием центробежных сепараторов.

По мнению авторов [74] выделение гравитационными методами золота из цикла измельчения и из хвостов обогащения сульфидных руд является целесообразным. Предлагается применять винтовые шлюзы или центробежные сепараторы применительно к обогащению более тонких классов.

Работы, начатые в 50-х годах в нашей стране над центробежными сепараторами, проводились во всесоюзном научно-исследовательском институте золота и редких металлов (ВНИИ-1) [4]. Разработанные в тот момент аппараты были сложны по конструкции, имели низкие технологические показатели и не нашли применения.

Отечественные сепараторы «Итомак» получили достаточно широкое применение как в России, так и за рубежом [75, 76].

Сепараторы «Итомак» испытаны НА ЗИФ Коммунарковского рудника [77]. Содержание золота за одну операцию, при использовании данных сепараторов повысилось с 10-15 г/т до 1000-2000 г/т.

Проведено исследование возможности увеличения извлечения мелкого и тонкого золота методом центробежной сепарации в условиях попутного извлечения золота при обогащении алмазосодержащих песков, разрабатываемых АО «Алмазы Анабара» [130]. Испытан центробежно-вибрационный сепаратор конструкции ИГДС СО РАН, разработанный на основе ранее проведенных исследований, особенность которого в отличие от существующих аналогов заключается в том, что рабочий орган совершает вибрационные колебания, направленные вдоль оси своего вращения. Для сравнения параметров работы центробежно-вибрационного сепаратора конструкции ИГДС СО РАН параллельно был испытан центробежный сепаратор «ИТОМАК» КН-0,1, действие которого сопровождается флюидизацией формирующейся минеральной постели в процессе обработки водой, поступающей через отверстия в стенках рабочего органа. Проведен расчет технологических показателей применяемой технологии обогащения золота на основе шлюзов мелкого наполнения (ШМН) на одном из типовых добычных участков АО «Алмазы Анабара» согласно инструкции ВНИИ-1. По итогам испытаний получен фактический уровень извлечения применяемой технологии обогащения золота на основе ШМН, который составил 41,1 %; получены показатели извлечения центробежно-вибрационного сепаратора конструкции ИГДС СО РАН и сепаратора «ИТОМАК» КН-0,1, которые составили 92,8 % и 46,5 % соответственно.

На полигонах ЗАО «Хэргу» (Амурская область) проводились исследования по извлечению тонкого и мелкого золота из дражных эфелей [41, 77]. Крупность материала, подаваемого на сепараторы, составляла минус 5 мм и минус 2 мм. После переработки 12 тыс. м³ песков было получено 4,5 кг золота. Извлечение золота составляло 90 %, несмотря на то, что золото было представлено пластинчатой формой и пылевидным размером более 30 мкм.

По результатам исследований института ТОМС, для извлечения золота из хвостов обогатительной фабрики и техногенных отвалов, предложена технология с использованием центробежных сепараторов с постоянной разгрузкой концентрата. Данный концентрат подвергается тонкому измельчению до крупности 98 % класса

минус 20 мкм и последующей перечистке центробежной сепарацией. Применение данной технологии на фабрике золотосодержащего месторождения в Якутии позволило повысить суммарное извлечение золота на фабрике на 5,3 % [78].

Комбинированная технология, включающая использование центробежных сепараторов с последующим цианированием хвостов гравитационного цикла, позволила достичь извлечения золота 92 %. В схеме используются сепараторы SB-5200 («Falcon»). Данная технология используется при переработке золотосодержащих руд месторождений республики Узбекистан [78].

Испытания институтом «Гинцветмет» схемы с перечистными операциями центробежной сепарации в сепараторах Тульского завода «Ротор» на драге № 250 показали возможность получения золотосодержащего продукта с массовой долей золота 925 г/т при извлечении золота 85 % [80].

Проблема доизвлечения мелкого золота на драгах решается путем включения в технологическую схему второй стадии переработки песков с использованием центробежно-гравитационного оборудования. Применение сепараторов «Knelson» в условиях дражной технологии влечет за собой низкую эффективность их использования. Это связано с чувствительностью к изменению состава пульпы и необходимостью использования очищенной напорной разжижающей воды [81].

Для повышения извлечения мелкого золота из эфелей старательских отработок и карт захоронения золотосодержащих хвостов обогатительных фабрик в Тувинском институте комплексного освоения природных ресурсов СО РАН разработан аквагравитационный комплекс [82]. Во время испытаний в ООО «Восток» достигнуто максимальное извлечение крупного и мелкого золота.

Изменение улавливающего конуса сепаратора САЦ путем уменьшения шага и угла наклона рифлей, увеличения длины полок рифлей позволило повысить показатели гравитационного обогащения лежалых хвостов Семеновской ЗИФ [83]. Гравитационные концентраты, полученные при проведении испытаний, содержали 45,6 г/т золота при извлечении 65 %.

Лежалые хвосты ЗИФ Казахстана, переработанные по гравитационно-флотационной схеме с использованием центробежных сепараторов, содержали 2,1-2,3 г/т

золота и 0,46 % меди. Обогащение с помощью центробежного сепаратора позволило получить концентрат с массовой долей золота 19,1 г/т при извлечении 27,2 %. Хвосты сепаратора являются исходным сырьем для флотационного обогащения. Использование флотационного дообогащения хвостов сепаратора позволяет обеспечить более высокое извлечение золота и меди в объединённый концентрат из лежалых хвостов. Полученный концентрат с массовой долей меди 1,92 % и золота 8 г/т готов для дальнейшей переработки пирометаллургическим или гидрометаллургическим способом [24].

На предварительной стадии обогащения бедных золотокварцевых руд (1,43 г/т) испытана модульная установка для получения черновых гравитационных концентратов непосредственно на месторождениях, которые значительно удалены от фабрики. Установлено, что при реализации стадийной схемы с использованием центробежной отсадочной машины «Kelsey» J200 CJ, возможно выделение продукта с отвальным содержанием ценного компонента. Наиболее высокие показатели при концентрации золота были получены с использованием центробежного сепаратора «Falcon»: выход чернового концентрата 5–7 %, потери с хвостами 33 %. Показано, что экологически безопасная технологическая схема с использованием центробежных сепараторов может составить достойную альтернативу существующим на золотоизвлекательных фабриках технологиям. При установке гравитационного модуля непосредственно на месторождении тяжелую фракцию можно направлять на ЗИФ для дальнейшей доводки и переработки гидрометаллургическими методами. Применение мобильных установок гравитационного типа позволит не только снизить экологическую нагрузку в местах разработки рудных тел, но и решить проблему дефицита минерально-сырьевой базы работающих ЗИФ за счет вовлечения в переработку бедных по содержанию золотосодержащих руд [78].

Исследования по извлечению золота из лежалых хвостов флотации медно-цинковой руды проведены в НИЦ «Гидрометаллургия» и ЗАО «Механобринжиниринг» [84]. Содержание золота в пробе 0,85 г/т. Поставлены опыты с применением центробежных сепараторов для оценки возможности получения

богатого гравитационного концентрата из "хвостов. В схеме применялось последовательное обогащение на сепараторах «Knelson» 3" и ЦВК-100 с доводкой концентрата на столе СКЛ-2М. После концентрационного стола получен объединенный концентрат с массовой долей золота 57,2 г/т при извлечении 1,38 %.

Исследования по переработке золотоплатиновой россыпи реки Чёрная осуществлялись на турбулизационных центробежных сепараторах серии «К» фирмы «Таилс КО». Рекомендуемая схема переработки россыпи состоит из двух циклов, основного и доводочного. Основной цикл состоит из размыва россыпи, дезинтеграции, промывки и циркуляционной концентрации. Концентрат циркуляционной концентрации отправляется на две двойные центробежные сепарации. Предлагаемая технология включена в технологический регламент на переработку золотоплатиновой россыпи реки Черная [125].

На основании проведенных лабораторных исследований создана и испытана установка для переработки золотосодержащих пиритных продуктов обогащения руды Игуменовского месторождения, включающая грохот ГВЛ-0,5П, мешалку, валковый измельчитель ИВ-200, гидроударный аппарат ГрАК 170/40, сепаратор К-600П, два сепаратора К-210П [122, 123]. Схема включает в себя переработку тонкоизмельченного материала в турбулизационном центробежном сепараторе К-600П. Тяжелая фракция сепаратора К-600П направлялась на двойную центробежную сепарацию в сепараторы К-210П. Хвосты сепараторов К-600П и К-210П собирали в хвостовой отстойник.

Таким образом, в результате опытно-промышленных испытаний установки, включающей турбулизационные центробежные сепараторы, из золотосодержащего пиритного продукта получен концентрат с массовой долей золота 1291,7 г/т при извлечении 69,33 %.

На реке Винновка (Свердловская область) при оценке запасов золото-содержащих техногенных отвалов («головок») испытана передвижная модульная установка, состоящая из вашгерда, шлюза, зумпфа с насосом, турбулизационных центробежных сепараторов К-1000 и К-210П [123, 126]. В центробежном

сепараторе К-1000 для обеспечения эффективной сегрегации материала в пристеночном слое установлены два турбулизатора. Тяжелая фракция сепаратора К-1000 поступает в центробежный сепаратор К-210П. Доводку тяжелой фракции сепаратора К-210П осуществляли на центробежном сепараторе К-80. Концентрат центробежной сепарации на 50-70 % представлен золотом крупнее 0,1 мм. Центробежная сепарация позволяет извлекать золото крупностью менее 0,05 мм, концентраты содержат 10-19 % золота этой крупности.

В результате испытаний модульной установки установлено количество извлекаемого золота и утверждены запасы техногенных золотосодержащих отвалов («головок») переработки россыпей реки Винновка.

Таким образом, применение модульной установки позволяет упростить разведку россыпных месторождений благородных металлов, установить количество извлекаемого золота, подобрать эффективную технологию для дальнейшей переработки россыпи. Модульная установка также может быть использована для переработки малообъемных природных и техногенных россыпных месторождений.

Для повышения извлечения золота на обогатительной фабрике Березовского рудоуправления проведены исследования по центробежной сепарации на исходном питании флотации [29]. Испытания проведены с применением турбулизационного центробежного сепаратора К-180. Массовая доля золота в исходной пробе составляла 2 г/т, крупность 10 % класса плюс 0,4 мм. В результате центробежной сепарации получена тяжелая фракция с массовой долей золота 215 г/т, что соответствует качеству гравитационных концентратов, получаемых в предыдущих операциях. Извлечение золота в тяжелую фракцию составило 19,4 % в расчете на исходную руду. В тяжелой фракции обнаружено значительное количество достаточно крупных частиц золота (более 0,05 мм), которые были потеряны с хвостами флотации.

Турбулизационные центробежные сепараторы достаточно широко используются в процессах переработки золотосодержащих руд и хвостов. Успешные

испытания турбулизационных центробежных сепараторов позволяют разрабатывать эффективные технологии для переработки различных руд и техногенных продуктов.

Помимо этого, центробежные сепараторы могут быть использованы с целью достижения допустимой погрешности анализа пробы, содержащей недробимые включения. Предлагается выделять недробимые включения в отдельный продукт с помощью центробежного сепаратора с последующим отдельным анализом дробимой и недробимой частей. Выделение на центробежном сепараторе недробимых включений позволило снизить относительную погрешность анализа с 36,8 % до 9,77 % [127-129].

В целом, центробежная сепарация находит широкое применение при переработке золотосодержащих руд и техногенных материалов. Турбулизационная центробежная сепарация открывает широкие возможности дальнейшего совершенствования технологии интенсивной гравитации, снижения нижнего предела крупности извлекаемых частиц благородных металлов, повышения массовой доли и извлечения металлов в концентрат.

1.3 Теоретические основы центробежной сепарации

Развитие теории центробежной сепарации направлено на изучение гидродинамики потоков в центробежных сепараторах, раскрытие механизмов разделения минеральных частиц в конусе сепаратора, разработку моделей перемещения частиц в центробежном сепараторе, основанных на расчете скоростей перемещения частиц [13, 40].

Результаты изучения процессов, протекающих в центробежных безнапорных сепараторах, отражены в работах [1, 27, 28].

Выполнено описание формы свободной поверхности жидкости в центробежных аппаратах, показано влияние крупности обогащаемого материала, разжижения

пульпы, скорости вращения конуса, шероховатости улавливающей поверхности на показатели центробежной сепарации.

Описание движения жидкости во вращающемся центробежном поле в [29-31] выполнено с помощью модели эффективно-вязкого течения. Тангенциальная и радиальная скорости движения получены при решении системы дифференциальных уравнений Навье-Стокса с постоянным коэффициентом турбулентной вязкости.

Аналогичный подход использован Федотовым К. В. и его соавторами при изучении процесса центробежной сепарации в безнапорных сепараторах с разрыхлением минеральной постели водой, подаваемой снаружи через отверстия внутрь улавливающего конуса. Предложена численная модель для расчета скоростей гидродинамических потоков в конусе центробежного сепаратора, основанная на решении уравнений Навье-Стокса [10, 32].

В [27, 33, 34] приведены данные исследований механизма сепарации и распределения минералов в центробежном сепараторе. Были проведены опыты с замораживанием материала в конусе сепаратора, что позволило увидеть и описать, как распределяются в пазах конуса минеральные частицы.

Тютюнин В. В. в своих исследованиях изучал разделение минералов с применением центробежных сепараторов с флюидизацией постели вращающегося конуса. В [35] показана созданная автором методология оптимизации работы сепаратора. Данная методика определяет величину фактора разделения, необходимую для расчёта извлечения зерна определённой крупности, а также в определении давления воды в системе флюидизации центробежного сепаратора, требуемого для поддержания минеральной постели в разрыхленном состоянии [36].

В центробежных сепараторах с разрыхлением минеральной постели водой использование периодической подачи флюидизационной воды и воздуха снаружи внутрь конуса способствует лучшему разделению минералов [37]. Результаты, полученные при проведении исследований, позволили создать измененную конструкцию улавливающего конуса.

Авторы [38] получили выражение для относительной скорости перемещения частиц при изучении движения данных частиц во вращающейся жидкости. Полученное выражение будет определяться соотношением величин центробежной, центростремительной и гидродинамической сил.

Показано, что турбулентность потока в центробежном поле, а также физические характеристики самой частицы, оказывают влияние на направление вектора скорости частицы и на ее величину.

Обнаружено, что расслоение частиц различной крупности и плотности будет происходить как по высоте, так и по радиусу центробежного аппарата и концентрироваться в определенных зонах.

Проведя анализ формул для расчета скоростей свободного падения частиц шарообразной формы, выведенных исследователями, в том числе формулы Стокса, Аллена, Риттингера, а также такие, как формула Богдановича, Меринова, Адамова. Автор [39] показал, что наиболее точными и удобными для расчетов являются формулы Меринова, Розенбаума-Тодеса, Богдановича и Адамова.

Рассматривая силы, действующие на частицы в центробежном сепараторе, автором [40] рекомендованы выражения для расчета вертикальной и радиальной составляющих скорости движения частиц. Анализируя выведенные выражения можно сделать вывод о том, что подача разрыхляющей воды через отверстия в стенках конуса может быть заменена на подачу изнутри конуса. Также угол наклона образующей конуса сепаратора играет большую роль в эффективности работы сепаратора.

Поведение частиц в центробежном сепараторе производства фирмы «Итомак» опубликовано в ряде работ [41-43]. Обнаружено, что при горизонтальном или наклонном расположении оси вращения конуса сепаратора, сила тяжести оказывает существенное влияние на частицу, вектор направления которой вращается с угловой скоростью, совпадающей с частотой вращения рабочего конуса. При расположении оси вращения в горизонтальном или наклонном положении сила тяжести содействует дополнительному разрыхлению минеральной постели.

В [4] исследованы закономерности разделения частиц в центробежно-вибрационных сепараторах. Представлены уравнения, позволяющие описать траектории движения, определить взаимосвязь между параметрами работы сепаратора. Обоснован новый показатель работы сепаратора, относящийся к параметрам центробежно-вибрационного обогащения.

Основы процессы турбулизационной центробежной сепарации рассмотрены в трудах Морозова Ю. П. с соавторами [44-49]. Эффективность центробежной сепарации зависит от условий турбулизации пристеночного слоя, которая является одним из главных параметров сепарации.

Беспрепятственное движение частиц золота в пазы конуса обеспечивается подачей турбулизирующей воды в пристеночный слой изнутри улавливающего конуса и приводящей к турбулизации пристеночного слоя.

Авторами [44, 48] выведено уравнение связи конструктивных параметров сепаратора с технологическими параметрами процесса турбулизационной центробежной сепарации.

Выполненные расчёты конечных скоростей свободного движения частиц кварца, галенита и золота в центробежных полях показали, что наложение центробежных полей существенно повышает значение коэффициента равнопадаемости и, следовательно, обеспечивает более эффективное гравитационное разделение частиц [18-20, 50].

По аналогии со свободным движением частиц в центробежном поле конечная скорость стесненного движения ($v_{стцб}$) определится по формуле:

$$v_{стцб} = \frac{24}{d\Delta_{ср}} \left(\sqrt{\mu_{ст}^2 + \frac{d^3 \Delta_{ср} (\rho - \Delta_{ср}) g_{цб}}{216}} - \mu_{ст} \right), \quad (1.1)$$

где $\mu_{ст}$ – динамический коэффициент вязкости в стеснённых условиях, Н·с/м²;

$\Delta_{ср}$ – плотность пульпы, кг/м³.

С увеличением объёмной концентрации утяжелителя вязкость суспензии возрастает монотонно до перехода бесструктурной суспензии в структурирован-

ную, в которой вязкость резко возрастает. Так, вязкость суспензий, приготовленных из утяжелителей крупностью $(-0,074+0,043)$ мм, резко возрастает при объёмной концентрации утяжелителя более 30 %, а для суспензий, приготовленных из сравнительно грубозернистого утяжелителя (класс крупности $-0,147+0$ мм) резкое возрастание вязкости проявляется при объёмной концентрации утяжелителя равной 40 % [1].

Влияние объёмной концентрации твёрдой фазы на вязкость суспензии достаточно точно определяется по эмпирической формуле Ванда [1]:

$$\mu_{ст} = \mu_0(1 + 2,5W + 7,34W^2 + 16,2W^3), \quad (1.2)$$

где W – объёмная концентрация твёрдого в пульпе.

Большой вклад в развитие теории турбулизационной центробежной сепарации сделан Е. А. Фалей [13]. На основе изучения гидродинамики потоков в турбулизационном центробежном сепараторе выделены зоны горизонтального и восходящего потоков пульпы и зоны движения частиц в пазах конуса. Установлено, что с увеличением частоты вращения конуса сепаратора уменьшается высота зоны горизонтального потока пульпы, толщина потока и возрастает скорость движения пульпы в зоне восходящего потока. Установлено наличие циркулирующих потоков у основания конуса, которые способствуют перемешиванию частично расслоившегося материала.

Показано, что механизм формирования пристеночного слоя имеет сегрегационный характер, тонкодисперсные частицы повышенной плотности продвигаются внутрь пристеночного слоя между породными частицами.

Выдвинута и экспериментально подтверждена гипотеза, что для повышения эффективности процесса сегрегации частиц в пристеночном слое после его турбулизации необходимо обеспечить временной интервал для уплотнения пристеночного слоя и максимального продвижения мелких частиц повышенной плотности в порах между более крупными породными частицами.

Дальнейшим развитием турбулизационной центробежной сепарации является предложенная в работе И. Х. Хамидулина технология циркуляционной концентрации с накоплением частиц золота в центробежном сепараторе [51].

Суть технологии заключается в накоплении тяжелой фракции в пазах конуса сепаратора при возвращении легкой фракции в операцию центробежной сепарации. По истечении заданного времени процесса, обеспечивающего максимальное улавливание золота в пазах конуса центробежного сепаратора, легкая фракция отправляется в хвосты. Затем процесс циркуляционной концентрации повторяется на заданном количестве порций. При достижении заданного значения массовой доли золота в пазах осуществляется смыв тяжелой фракции из пазов.

Предложенная технология реализует накопительную технологию с максимальными показателями улавливания золота в тяжелой фракции центробежного сепаратора. Технология заслуживает пристального внимания как перспективная технология турбулизационной центробежной сепарации. Требуется дальнейшее рассмотрение вопросов теории данной технологии.

В целом, развитие теории турбулизационной центробежной сепарации требует детального рассмотрения вопросов снижения расхода турбулизационной воды, вопросов интенсификации процессов сегрегации тяжелых минералов с накоплением в пазах конуса центробежного сепаратора.

Отдельного рассмотрения требуют вопросы теории циркуляционно-накопительной технологии турбулизационной центробежной сепарации.

1.4 Постановка задач исследования

Методы центробежной сепарации находят все более широкое применение при обогащении золотосодержащих руд и продуктов обогащения.

Разработан ряд вариантов центробежных сепараторов, различающихся по способу разрыхления материала в пристеночном слое – механические, вибрационные, гидравлические; по способу разгрузки тяжелой фракции – периодические с остановкой вращения конуса и без остановки и непрерывные; по способу подачи турбулизующего агента – снаружи вращающегося конуса и изнутри; по способу реализации технологии – без циркуляции и с циркуляцией легкой фракции, без накопления и с накоплением тяжелой фракции в пазах конуса.

Центробежная сепарация в последнее время находит все более широкое применение в практике переработки золотосодержащего сырья. Разработано большое количество отечественных и зарубежных центробежных сепараторов.

Многочисленные промышленные испытания различных типов центробежных сепараторов убедительно доказывают высокую эффективность улавливания мелкого золота. Нижний предел извлекаемого золота составляет 40 мкм.

Задачей дальнейшего совершенствования технологии центробежной сепарации является снижение нижнего предела крупности извлекаемых частиц золота. Эта задача решается при использовании турбулизационных центробежных сепараторов, на которых достигнут нижний предел крупности извлеченных частиц золота 10 мкм.

Анализ конструктивных и технологических особенностей разработанных вариантов показал существенные преимущества турбулизационных центробежных сепараторов: простота конструкции, возможность снижения нижнего предела крупности извлекаемых частиц благородных металлов до 10 мкм, снижение расхода турбулизующего агента, более низкие требования к чистоте турбулизационного агента.

Вопросы теории центробежной сепарации получили существенное развитие в трудах Российских ученых Федотова К. В., Богдановича А. В. Морозова Ю. П., Тютюнина В. В., Афанасенко С. И., Фалей Е. А., Хамидулина И. Х.

Выполнено определение формы свободной поверхности жидкости в центробежных сепараторах, исследование характеристик движения жидкости во вращающемся центробежном поле. Разработаны численные модели для расчета

скоростей гидродинамических потоков, рассмотрены варианты механизма сепарации и распределения минералов в пристеночном слое центробежного сепаратора.

На основе измерения гидродинамики потоков и механизма формирования пристеночного слоя в турбулизационном центробежном сепараторе установлено, что частицы повышенной плотности в пристеночном слое продвигаются в пазы конуса по сегрегационному механизму [91].

Развитием турбулизационной центробежной сепарации является технология центробежной сепарации с циркуляцией хвостов и накоплением частиц золота в пазах центробежного сепаратора. Реализация циркуляционно-накопительной технологии центробежной сепарации открывает новые возможности для совершенствования технологии эффективного извлечения золота в богатые продукты.

Для дальнейшего развития теории и практики центробежной сепарации в настоящей работе поставлены следующие задачи исследования:

1. Теоретический анализ и исследование закономерностей воздушной турбулизации пристеночного слоя конуса и циркуляционно-накопительной технологии в центробежной сепарации.
2. Разработка новых способов центробежной сепарации с применением воздушной турбулизации пристеночного слоя конуса и циркуляционно-накопительной технологии.
3. Экспериментальные исследования разработанных технических решений при переработке золотосодержащего сырья.
4. Опытно-промышленные испытания предлагаемой турбулизационной центробежной сепарации.
5. Технико-экономическая оценка эффективности предлагаемых технологий.

ГЛАВА 2 Теоретический анализ и экспериментальное моделирование турбулизационной центробежной сепарации

2.1 Гидродинамика потоков пульпы в пристеночном слое турбулизационного центробежного сепаратора

Поток пульпы во вращающемся конусе центробежного сепаратора образует параболоид вращения [1]. Схематично конус с параболоидом вращения показан на рисунке 2.1.

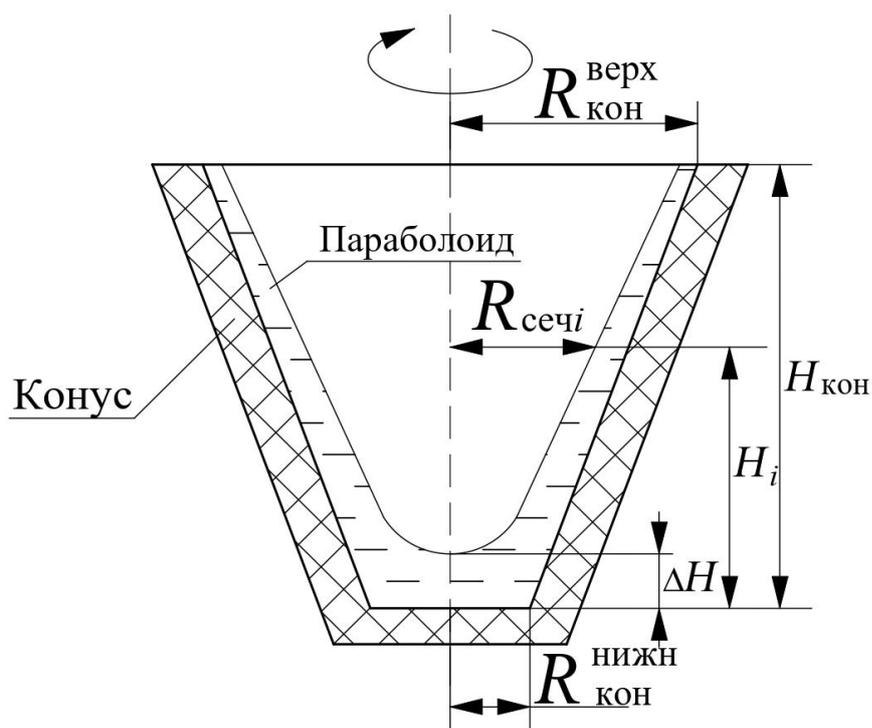


Рисунок 2.1 – Конус с параболоидом вращения пристеночного слоя:

$R_{\text{кон}}^{\text{верх}}$ – внутренний радиус конуса в верхней части;

$R_{\text{кон}}^{\text{нижн}}$ – внутренний радиус конуса в нижней части;

$H_{\text{кон}}$ – высота внутренней части конуса;

ΔH – расстояние от вершины параболоида до дна конуса;

$R_{\text{сеч } i}$ – радиус параболоида вращения на высоте H_i .

Параметры параболоида вращения пульпы в пристеночном слое центробежного сепаратора зависят от объемной производительности по исходному питанию, скорости вращения конуса и геометрических размеров конуса.

Параболоид вращения описывается уравнением:

$$y = ax^2. \quad (2.1)$$

В нашем случае в соответствии с рисунком 2.1

$$(H_i - \Delta H) = aR_{\text{сеч } i}^2, \quad (2.2)$$

где H_i – высота внутренней части конуса на i -ом уровне, м;

a – коэффициент.

Радиус сечения параболоида вращения

$$R_{\text{сеч } i} = \sqrt{\frac{H_i - \Delta H}{a}}. \quad (2.3)$$

Средняя скорость движения восходящего потока пульпы $\bar{v}_{\text{п } i}$ в пристеночном слое на заданном i -ом уровне

$$\bar{v}_{\text{п } i} = \frac{Q_{\text{об}}}{S_{\text{сеч } i}}, \text{ м/с}, \quad (2.4)$$

где $Q_{\text{об}}$ – объемная производительность сепаратора по пульпе, м³/ч;

$S_{\text{сеч } i}$ – площадь сечения потока пульпы на заданной высоте конуса, м²;

Площадь сечения $S_{\text{сеч}}$ потока пульпы на заданной высоте конуса

$$S_{\text{сеч } i} = \pi(R_{\text{кон } i}^2 - R_{\text{сеч } i}^2), \quad (2.5)$$

где $R_{\text{кон}}$, $R_{\text{сеч } i}$ – соответственно, радиус внутреннего сечения конуса и радиус параболоида вращения на заданной высоте конуса H_i , м.

Таким образом, по параметрам параболоида вращения пульпы можно рассчитать значения площади сечения $S_{\text{сеч } i}$ и среднюю скорость движения восходящего потока пульпы $\bar{v}_{\text{п } i}$ на различных уровнях по высоте конуса.

Исследования гидродинамики потоков пульпы в пристеночном слое выполнены на центробежном сепараторе со сменными конусами, отличающимися

геометрическими размерами, при различных значениях объемной производительности $Q_{об}$ и частоты вращения конусов n . Геометрические параметры конусов приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Геометрические параметры сменных конусов центробежного сепаратора

Параметры конуса	Значения параметров	
	Конус №1	Конус №2
Внутренний радиус в верхней части $R_{кон}^{верх}$, м	63	115
Внутренний радиус в нижней части $R_{кон}^{нижн}$, м	50	50
Высота внутренней части конуса, м	160	160

Исследования на конусе №1 выполнены при объемной производительности по исходному питанию $Q_{об} = 0,12 \cdot 10^{-3}$ м³/с при частоте вращения конуса 360, 450 и 900 мин⁻¹.

В каждом режиме работы центробежного сепаратора выполнено фотографирование сформировавшейся границы разделения пульпы в пристеночном слое с воздухом, определены значения расстояний от вершины параболоида вращения до днища конуса ΔH и радиусов сечения ($R_{сеч i}$) границы раздела «жидкое - газ» на i -ых уровнях по высоте конуса. За результаты приняты средние значения, полученные по пяти параллельным опытам. Относительная ошибка экспериментов составила 2,2 %. Параметры границ раздела «жидкое - газ» пристеночного слоя приведены на рисунке 2.2.

Зависимость $R_{сеч i}$ от высоты H_i описывается уравнениями параболы

$$\text{при } n = 360 \text{ мин}^{-1}: \quad R_{сеч i} = \sqrt{\frac{H_i - 90}{0,021}}, \quad (2.6)$$

$$\text{при } n = 450 \text{ мин}^{-1}: \quad R_{сеч i} = \sqrt{\frac{H_i - 30}{0,036}}, \quad (2.7)$$

$$\text{при } n = 900 \text{ мин}^{-1}: \quad R_{сеч i} = \sqrt{\frac{H_i - 5}{0,04}}, \quad (2.8)$$

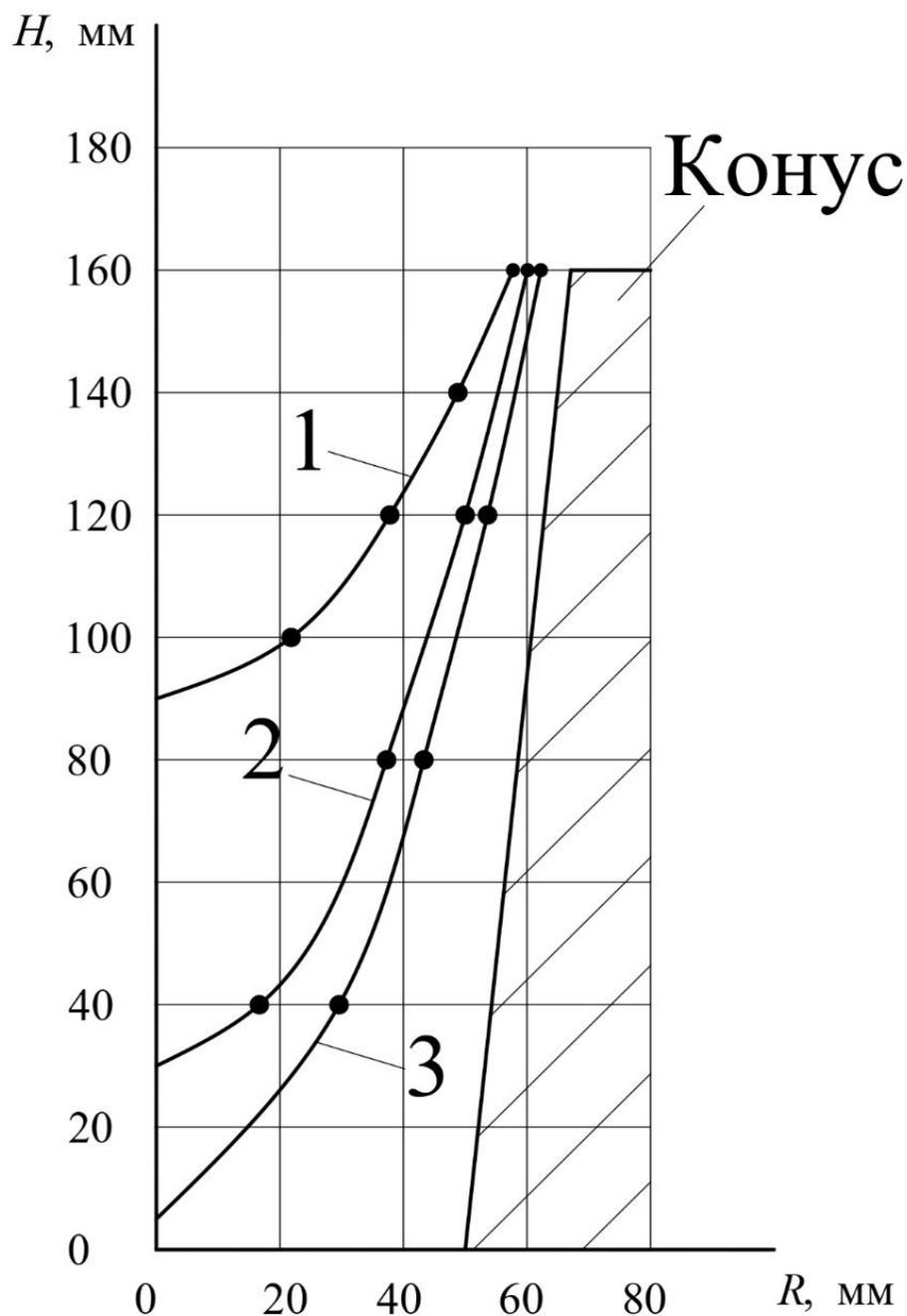


Рисунок 2.2 – Параметры границы раздела «жидкое – газ» пристеночного слоя конуса №1 при частоте вращения 360 мин⁻¹(1), 450 мин⁻¹(2), 900 мин⁻¹(3)

По полученным данным выполнены расчеты площадей сечения потоков $S_{\text{сеч } i}$ и средних скоростей движения восходящих потоков пульпы $\bar{v}_{\text{пи}}$. Результаты расчетов приведены в таблице 2.2. Зависимости средних скоростей $\bar{v}_{\text{пи}}$ от высоты внутренней части конуса №1 приведены на рисунке 2.3.

Таблица 2.2 – Результаты расчетов средней скорости движения восходящих потоков пульпы в пристеночном слое в конусе №1

Уровень по высоте конуса, мм	$R_{\text{кон } i}, \text{ мм}$	$R_{\text{сеч } i}, \text{ мм}$	$S_{\text{сеч } i}, \text{ м}^2$	$\bar{v}_{\text{п}i}, \text{ м/с}$
$n = 360 \text{ мин}^{-1}$				
100	58	21,82	0,009	0,013
120	60	37,80	0,007	0,018
140	62	48,80	0,005	0,026
160	63	57,74	0,002	0,060
$n = 450 \text{ мин}^{-1}$				
40	53	16,67	0,008	0,015
80	57	37,27	0,006	0,021
120	60	50,00	0,003	0,035
160	63	60,09	0,001	0,107
$n = 900 \text{ мин}^{-1}$				
40	53	29,58	0,006	0,020
80	57	43,30	0,004	0,028
120	60	53,62	0,002	0,053
160	63	62,25	0,0003	0,407

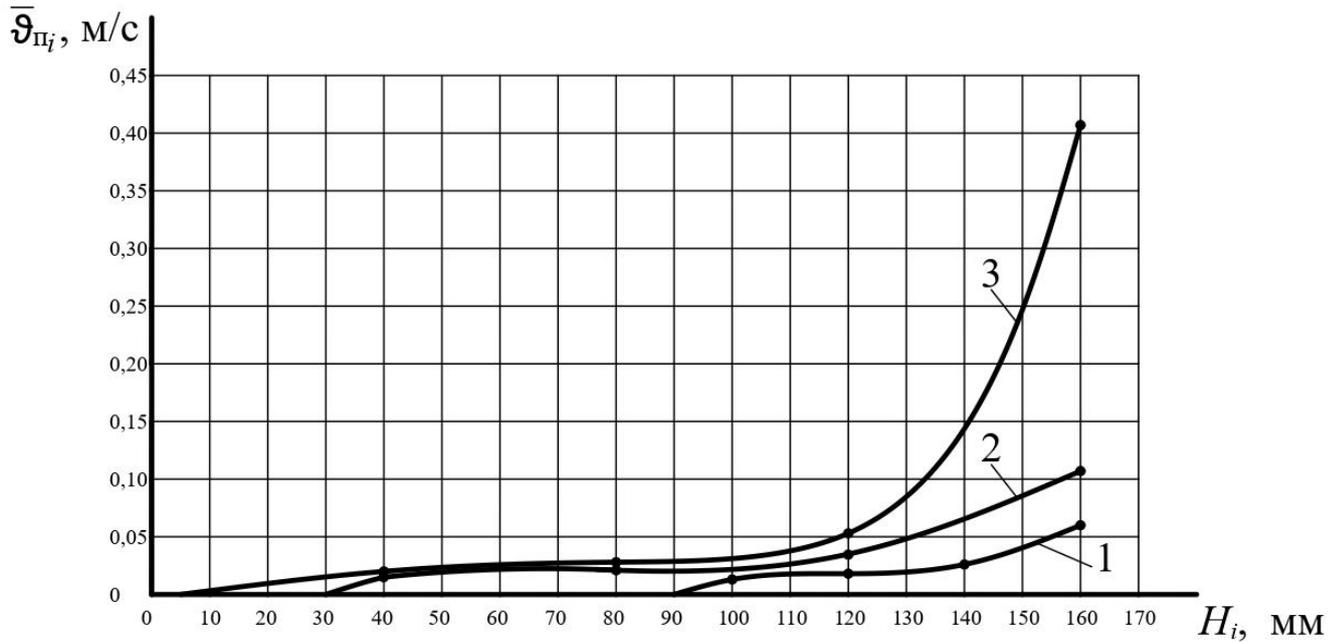


Рисунок 2.3 – Зависимости средней скорости движения восходящих потоков $\bar{v}_{\Pi i}$ от высоты внутренней части конуса №1 на i -ом уровне H_i при частоте вращения 360 мин^{-1} (1), 450 мин^{-1} (2), 900 мин^{-1} (3)

Анализ зависимостей на рисунке 2.3 показал, что средняя скорость движения потоков пульпы $\bar{v}_{\Pi i}$ возрастает по мере увеличения высоты H_i . Следовательно, пульпа в пристеночном слое конуса движется с возрастающим ускорением.

На конусе №2 выполнены исследования при объемной производительности по исходному питанию $Q_{об} = 0,5 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{с}$ при значениях частоты вращения конуса 360 мин^{-1} (1), 450 мин^{-1} (2). Параметры полученных границ раздела «жидкое – газ» приведены на рисунке 2.4.

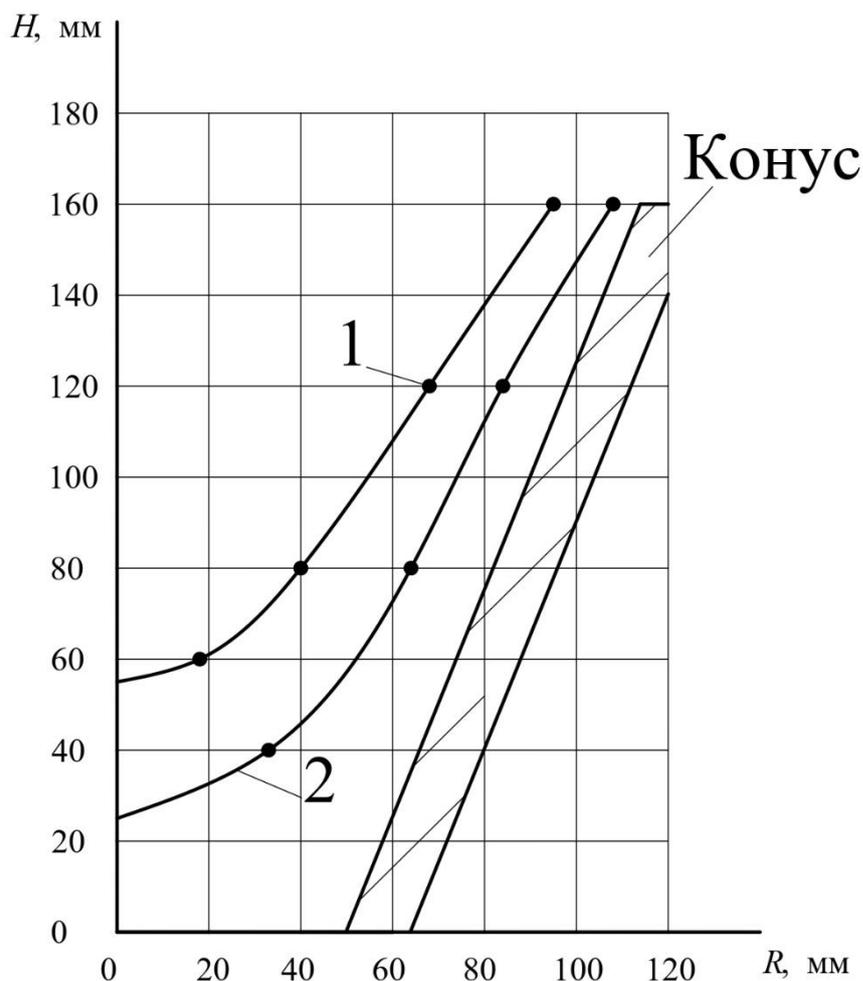


Рисунок 2.4 – Параметры границы разделения «жидкое – газ» пристеночного слоя конуса №2 при частоте вращения 360 мин^{-1} (1), 450 мин^{-1} (2)

Зависимости $R_{\text{сеч } i}$ от H_i описываются уравнением параболы, начиная от ее вершины до точки, в которой первая производная (тангенс угла наклона касательной) будет равна угловому коэффициенту (тангенсу угла наклона) поверхности конуса.

Далее зависимость $R_{\text{сеч } i}$ от H_i описывается уравнением прямой линии, угловым коэффициент которой меньше углового коэффициента поверхности конуса. Параболоид вращения с повышением уровня по высоте конуса превращается в коноидальную поверхность.

По полученным данным выполнены расчеты площадей сечения потоков $S_{\text{сеч } i}$ и средних скоростей движения потоков \bar{v}_{ni} . Результаты расчетов приведены в

таблице 2.3. Зависимости средней скорости $\bar{v}_{\Pi i}$ от высоты H_i приведены на рисунке 2.5.

Таблица 2.3 – Результаты расчетов средней скорости движения восходящих потоков пульпы в пристеночном слое в конусе №2

Уровень по высоте конуса, мм	$R_{\text{кон } i}, \text{ мм}$	$R_{\text{сеч } i}, \text{ мм}$	$S_{\text{сеч } i}, \text{ м}^2$	$\bar{v}_{\Pi i}, \text{ м/с}$
$n = 360 \text{ мин}^{-1}$				
60	73	18	0,016	0,031
80	82	40	0,016	0,031
120	98	68	0,015	0,033
160	115	95	0,013	0,038
$n = 450 \text{ мин}^{-1}$				
40	65	33	0,0100	0,051
80	82	64	0,0083	0,061
120	98	84	0,0080	0,062
160	115	108	0,0049	0,102

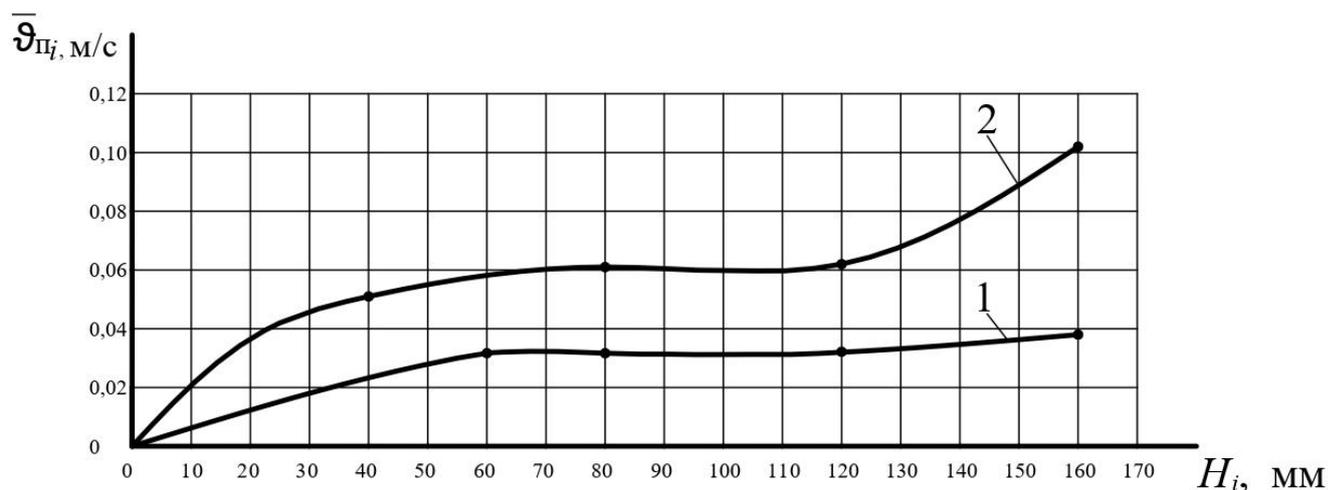


Рисунок 2.5 – Зависимости средней скорости движения восходящих потоков \bar{v}_{Π} от высоты внутренней части конуса на i -ом уровне H_i при частоте вращения 360 мин^{-1} (1), 450 мин^{-1} (2)

Установлено, что средняя скорость движения восходящих потоков пульпы возрастает по мере увеличения высоты внутренней части конуса.

Распределение скоростей восходящих потоков по толщине пристеночного слоя неравномерное. Это объясняется окружным смещением слоев пульпы по мере увеличения толщины пристеночного слоя. Слои, соприкасающиеся с поверхностью конуса, вращаются практически с той же скоростью, что и поверхность конуса. По мере приближения к поверхности пристеночного слоя скорость вращения пульпы уменьшается. Окружное смещение жидкости (отставание ее от поверхности конуса) на границе раздела «жидкое-газ» достигает до 30 % и более [90].

Подача турбулизирующего агента в пристеночные слои приводит к его перемешиванию и, следовательно, к усреднению скоростей восходящих потоков по толщине пристеночного слоя. Кроме того, по высоте конуса толщина пристеночного слоя уменьшается, разница в угловой скорости вращения слоев снижается.

В целом, установлено, что поток пульпы во вращающемся конусе центробежного сепаратора образует в нижней части параболоид вращения до точки, в которой первая производная будет равна угловому коэффициенту внутренней поверхности конуса, после чего с повышением уровня по высоте конуса поверхность границы разделения фаз «жидкое-газ» превращается в коноидальную поверхность.

Независимо от параметров конуса площадь поперечного сечения в пристеночном слое снижается с повышением высоты, а скорость восходящих потоков пульпы увеличивается.

За счет уменьшения толщины сечения пристеночного слоя и подачи в пристеночный слой турбулизирующего агента скорости по толщине пристеночного слоя усредняются, следовательно, полученные значения средней скорости восходящих потоков \bar{v}_n могут быть использованы в первом приближении для расчета траектории движения частиц в пристеночном слое к поверхности конуса.

2.2 Турбулизация материала в пристеночном слое центробежного сепаратора

В турбулизационном центробежном сепараторе турбулизация материала в пристеночном слое происходит с помощью турбулизирующего агента, подаваемого в пристеночный слой изнутри конуса.

В начале подачи исходного питания в центробежный сепаратор пазы конуса заполняются твердой фазой исходного питания при обогащении золотосодержащего сырья. Массовая доля золота в пазах практически равна массовой доле золота в исходном питании. Без турбулизации материал в пристеночном слое за счет центробежной силы продвигается к широкой части конуса в большом объеме. Улавливание золота в пазах без турбулизации пристеночного слоя практически не происходит.

При турбулизации пристеночного слоя происходит разрыхление материала, при котором появляется возможность продвижения частиц золота в пазы конуса и улавливания их в донной части.

Процесс турбулизации материала в турбулизационном центробежном сепараторе в [13] рассмотрен схематично при условном делении материала в пристеночном слое на элементарные слои объемом $V_{эл}$ и высотой $H_{эл}$ (рисунок 2.6 а).

При подаче в элементарный слой турбулизирующего агента материал в элементарном слое разрыхляется и увеличивается в объеме до $V'_{эл}$ высотой $H'_{эл}$ (рисунок 2.6 б).

При вращении конуса элементарные слои на поверхности конуса увеличиваются и уменьшаются в объеме последовательно один за другим.

Считается, что процесс турбулизации материала в турбулизационном центробежном сепараторе напоминает процесс отсадки, когда попеременно образуются восходящие и нисходящие потоки [92, 93]. Исходя из принципа

сплошности среды можно принять, что увеличение объема $\Delta V_{\text{эл}}$ при турбулизации происходит в радиальном направлении за счет увеличения высоты $\Delta H_{\text{эл}}$.

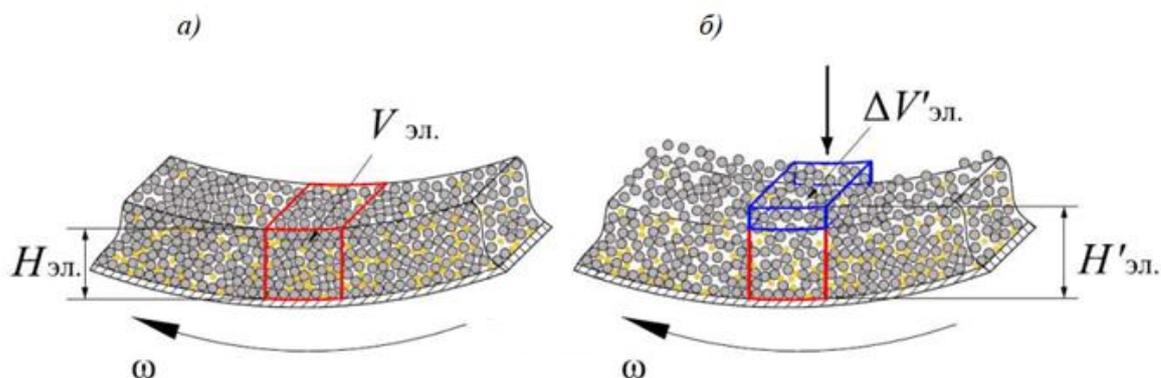


Рисунок 2.6 – Элементарный объем пристеночного слоя в турбулизационном центробежном сепараторе до турбулизации (а) и после турбулизации (б):

$V_{\text{эл}}, V'_{\text{эл}}$ – объем выделенного пространства до и после турбулизации, мм^3 ;

$H_{\text{эл}}, H'_{\text{эл}}$ – высота элементарного объема до турбулизации и после турбулизации, мм ;

Рассмотрим пример увеличения высоты элементарного слоя в центробежном сепараторе для следующих исходных данных: $V_{\text{эл}} = 10 \text{ мм}^3$; частота вращения конуса 600 мин^{-1} ; расход турбулизующего агента $Q_{\text{турб}} = 0,1 \text{ м}^3/\text{час}$; продолжительность турбулизации элементарного пристеночного слоя $\Delta t = 0,01 \text{ с}$.

Изменение объема элементарного слоя

$$\Delta V_{\text{эл}} = Q_{\text{турб}} \cdot \Delta t = \frac{0,1 \cdot 0,01}{3600} = 0,278 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3.$$

Объем после турбулизации

$$\Delta V'_{\text{эл}} = V_{\text{эл}} + \Delta V_{\text{эл}} = 1 \cdot 10^{-6} + 0,278 \cdot 10^{-6} = 1,278 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3.$$

При этом

$$H'_{\text{эл}} = 12,78 \text{ мм}, \Delta H_{\text{эл}} = 2,78 \text{ мм}.$$

Следовательно, разрыхление пристеночного слоя для заданных исходных данных происходит на высоту 2,78 мм.

В зависимости от давления турбулизующего агента, турбулизация материала пристеночного слоя происходит на различную глубину с затуханием процесса. Чем ближе слои материала к донной части пазов, тем выше будет в них

содержание твердого. При выходе элементарного слоя из зоны воздействия турбулизирующего агента происходит уплотнение пристеночного слоя. В зависимости от параметров турбулизации $V'_{эл}$ будет уменьшаться вплоть до исходного состояния $V_{эл}$.

Моделированием процесса турбулизации пристеночного слоя в [93] показано, что при определенных параметрах работы сепаратора пристеночный слой может не полностью уплотниться за один оборот конуса сепаратора. Для полного уплотнения пристеночного слоя в сепараторе К-200ВЛ при скорости вращения конуса $n = 500 \text{ мин}^{-1}$, требуется 6,2 оборота, при скорости вращения $n = 1000 \text{ мин}^{-1}$ – 1,5 оборота.

Возможны два режима турбулизации пристеночного слоя: с полным уплотнением и без полного уплотнения материала за один оборот.

В случае полного периодического уплотнения пристеночного слоя, процесс улавливания золота заключается в сегрегационном механизме, по которому при уплотнении крупных частиц пустой породы мелкие частицы золота за счет центробежной силы продвигаются вглубь пристеночного слоя в пространствах между уплотненными крупными частицами. При этом основная масса частиц золота, в зависимости от пористости каркаса крупных частиц, прижимается к поверхности крупных частиц пустой породы и не может продвигаться по поверхности породных частиц из-за больших значений сил трения до следующего разрыхления пристеночного слоя.

Такой механизм турбулизации пристеночного слоя представляется многоступенчатым и требует значительного времени для продвижения частиц золота в пазы конуса. Для эффективного улавливания частиц золота в пазах конуса необходимо обеспечивать постоянное беспрепятственное движение частиц золота вглубь пристеночного слоя. Режим турбулизации без полного уплотнения пристеночного слоя может быть обеспечен, когда материал в пристеночном слое находится в псевдооживленном пульсирующем состоянии, благоприятном для продвижения частиц золота в пристеночном слое.

Обычно турбулизация пристеночного слоя осуществляется струями воды. Расход турбулизующей воды в турбулизационных центробежных сепараторах, составляет 4-5 м³/т твердого в питании, что приводит к существенному обводнению выходящей из сепаратора легкой фракции. Большое разжижение хвостов центробежной сепарации не позволяет вовлекать их в дальнейшую переработку без предварительного обезвоживания.

С целью исключения большого расхода воды нами предложено осуществлять турбулизацию пристеночного слоя струями сжатого воздуха [94].

Газоструйное аэрирование жидкости исследовано в [95] применительно к процессам флотации. Показано, что при больших расходах воздуха (более 3 м³/мин) воздух прорывается из насадки в форме сплошной струи и диспергируется в жидкой фазе за счет турбулентного характера движения. Скорость воздушной среды из сопла диаметром 0,3-5 мм при давлении на выходе от 0,1 до 0,6 МПа находится в пределах до 400 м/с.

Гидродинамика газожидкостных систем исследована в [96]. Отмечается, что струйное истечение газа в жидкость отличается весьма сложным характером. При достаточно больших скоростях истечения газа в жидкость образуется значительный факел, который дробится на пузырьки и превращается в поток газожидкостной смеси.

Известны попытки использования сжатого воздуха для перемешивания материала в пристеночном слое и в пазах конуса центробежного сепаратора. Так в [97] предложено в качестве разрыхляющей среды использовать размещенные в канавках между нарифлениями эластичные трубки, в которые периодически подается сжатый воздух.

Деформация материала происходит за счет воздействия периодически растягивающимися и сжимающимися эластичными трубками. В данном способе сжатый воздух воздействует на материал в пристеночном слое опосредственно, без личного контакта с турбулизующим материалом.

Непосредственное использование воздуха для турбулизации пристеночного слоя предложено в [98], где разрыхление материала осуществляется потоком

разрыхляющей воды и воздуха, подаваемым в межрифельное пространство при соотношении от 1:1 до 1:4.

Очевидно, что для эффективного использования турбулизации пристеночного слоя струями сжатого воздуха требуется дальнейшее изучение механизма процессов истечения сжатого воздуха из сопла, динамики изменения объемных и скоростных характеристик воздушного факела, условий создания необходимого давления струи сжатого воздуха на материал пристеночного слоя, характеристик диспергирования воздуха на пузырьки и выделения пузырьков из пристеночного слоя.

Механизм турбулизации пристеночного слоя сжатым воздухом существенно отличается от механизма турбулизации водой. Главным отличием является то, что вода является практически несжимаемой средой, в то время как воздух при повышении давления сжимается, а при снижении давления расширяется. Характер изменения объема воздуха от давления проиллюстрирован на рисунке 2.7 [99].

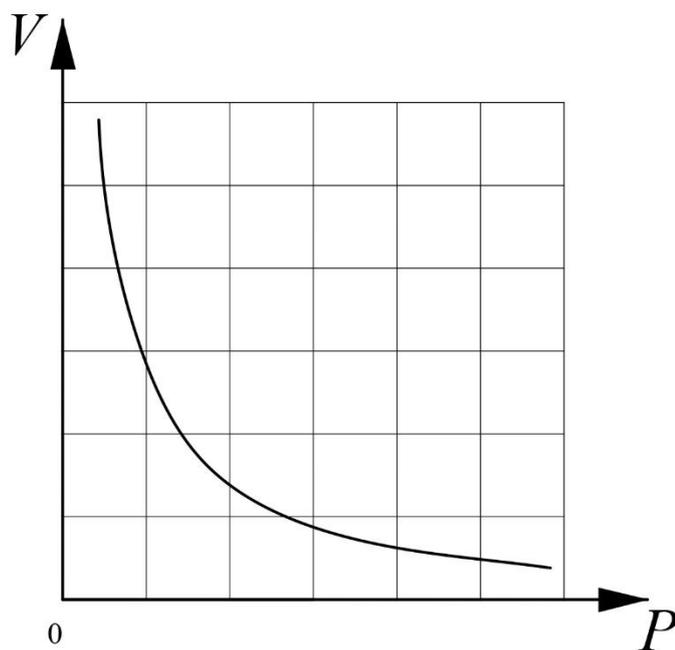


Рисунок 2.7 – График изменения объема воздуха от давления

График процесса сжатия воздуха имеет вид гиперболы и свидетельствует о том, что с увеличением давления, занимаемый воздухом объем уменьшается.

При диспергировании струи сжатого воздуха образуется турбулизированный струями воздуха пристеночный слой. Толщина турбулизированного слоя зависит

от количества поступающего в пристеночный слой воздуха и может изменяться при изменении давления воздуха на выходе из сопла.

Пузырьки воздуха в пристеночном слое за счет сброса давления увеличиваются в объеме. Аэрированность материала в пристеночном слое возрастает.

При выходе элементарного объема $V_{эл}$ из зоны действия сжатого воздуха происходит интенсивное выдавливание пузырьков воздуха движущимся под действием центробежной силы материалом пристеночного слоя. На пузырьки в пристеночном слое действует выталкивающая сила, аналогичная Архимедовой силе, обусловленная действием центробежной силы. Пузырьки при выходе из пристеночного слоя осуществляют его интенсивное перемешивание.

В режиме создания псевдооживленного пульсирующего состояния пристеночного слоя струи воздуха в периоды турбулизации поступают в аэрированный пристеночный слой, в котором легче и глубже проникают внутрь пристеночного слоя. В процессе многократной турбулизации пристеночного слоя достигается динамическое равновесие, когда количество поступающего в пристеночный слой воздуха будет равно количеству выходящего из него воздуха. Теоретически для достижения одних и тех же результатов турбулизации (по сравнению с турбулизацией водой) давление воздуха в связи с его низкой плотностью должно быть на 1,5 - 2 порядка выше.

Проведено экспериментальное сравнение показателей турбулизации столба воды струями воды и воздуха. Эксперименты выполнены на установке, общий вид и фотография которой приведены на рисунке 2.8.

Установка состоит из штатива 1, емкости с водой 2, турбулизатора 3. В качестве турбулизатора использовались трубки с диаметром выходного отверстия 0,8 и 1 мм. Давление турбулизирующего агента в экспериментах составляло для воды 0,08 МПа, для воздуха 0,2; 0,4; 0,6 МПа. В качестве критерия турбулизации воды использовали глубину проникновения турбулизирующего агента в воду в установившемся режиме турбулизации.

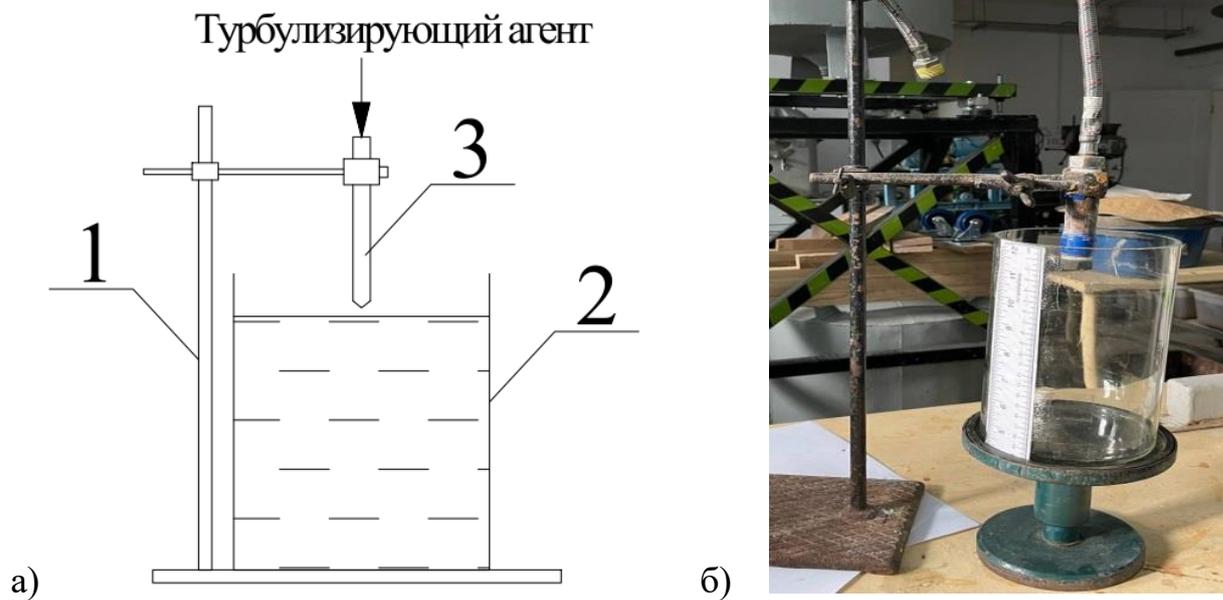


Рисунок 2.8 – Общий вид (а) и фотография (б) установки для изучения турбулизации воды струями воды и сжатого воздуха: 1 – штатив; 2 – емкость с водой; 3 – турбулизатор

Схема процесса турбулизации приведена на рисунке 2.9.

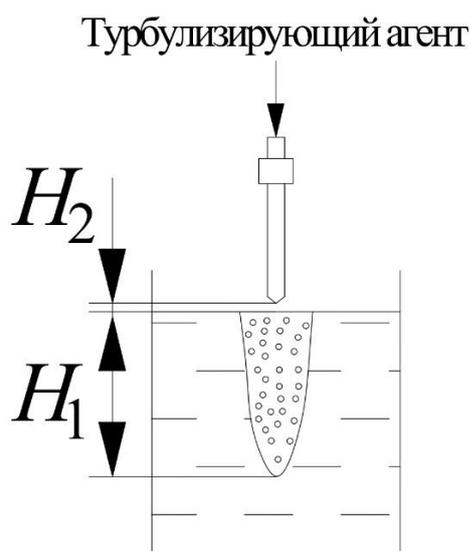


Рисунок 2.9 – Схема процесса турбулизации воды: H_1 – глубина проникновения турбулизующего агента, мм; H_2 – расстояние от турбулизатора до поверхности ВОДЫ, мм

Величину проникновения турбулизирующего агента в воду H_1 определяли путем замеров с помощью линейки.

Эксперименты в каждом режиме турбулизации проводили по три раза. Результаты после математической обработки приведены на рисунке 2.10 в виде зависимостей глубины турбулизации от давления турбулизирующего агента. Относительная ошибка, рассчитанная по критерию Стьюдента, составила менее 3 %.

Чем меньше давление турбулизирующего агента, тем меньше глубина турбулизации H_1 . Одинаковые результаты по глубине турбулизации воздухом достигаются при давлении в 2,5 - 5 раз выше, чем при турбулизации водой.

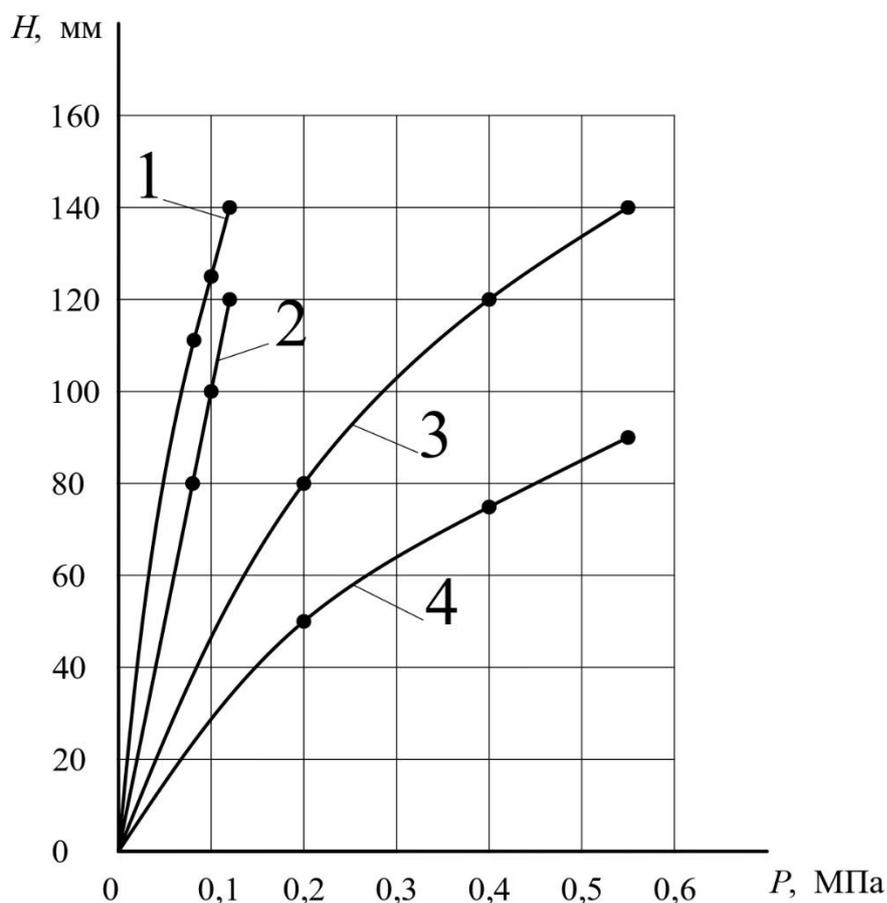


Рисунок 2.10 – Зависимости глубины турбулизации H_1 от давления турбулизирующего агента P на выходе из турбулизатора: 1 – турбулизация водой при диаметре отверстий в турбулизаторе 1 мм; 2 – турбулизация водой при диаметре отверстий в турбулизаторе 0,8 мм; 3 – турбулизация воздухом при диаметре отверстий в турбулизаторе 1 мм; 4 – турбулизация воздухом при диаметре отверстий в турбулизаторе 0,8 мм

Аналогично выполнено сравнение показателей турбулизации помещенного в воду слоя кварца крупностью – $1,25 + 0,071$ мм. Турбулизация осуществлялась через турбулизаторы с внутренним диаметром отверстий 1 мм. Опыты в каждом режиме повторялись 5 раз. После математической обработки результаты эксперимента приведены на рисунке 2.11 в виде зависимостей глубины турбулизации H_1 от давления P на выходе из турбулизатора. Относительная ошибка значений составила менее 3,5 %.

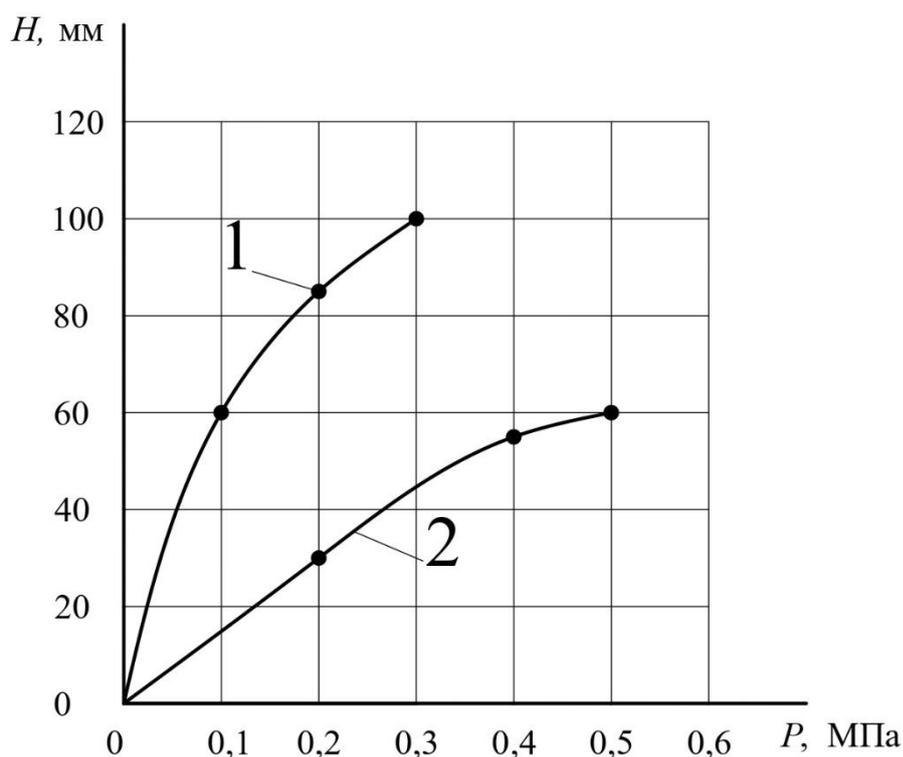


Рисунок 2.11 – Зависимости глубины турбулизации слоя кварца в воде H_1 от давления турбулизующего агента P на выходе из турбулизатора:

1 – турбулизация водой; 2 – турбулизация сжатым воздухом

Установлено, что одинаковые результаты турбулизации слоя кварца на глубину 60 мм достигаются при турбулизации водой при давлении 0,1 МПа, а при турбулизации сжатым воздухом – при давлении 0,5 МПа.

Одинаковый результат турбулизации сжатым воздухом по сравнению с турбулизацией водой достигается при увеличении давления по сравнению с давлением воды всего лишь в 4-5 раз, поэтому можно считать, что действует эффект аэрации турбулизированного материала пузырьками воздуха, которая

уменьшает плотность турбулизируемого материала для последующих порций турбулизирующего агента и увеличивает за счет этого глубину турбулизации.

2.3 Сегрегация частиц золота в пристеночном слое

Без турбулизации пристеночный слой находится в уплотненном состоянии. При этом частицы золота под действием центробежной силы прижаты к поверхности частиц породы и не могут продвигаться внутрь пристеночного слоя к пазам конуса. При турбулизации пристеночного слоя происходит разрыхление материала, при последующем уплотнении все частицы материала двигаются в направлении к поверхности конуса и в пазы.

Траектория движения частиц и скорость их движения по отношению к поверхности конуса [13] определяются действием на частицы сил.

На рисунке 2.12 представлена схема сил, действующих на частицу в пристеночном слое турбулизационного центробежного сепаратора.

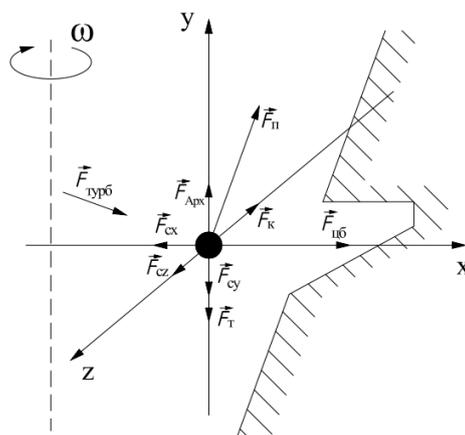


Рисунок 2.12 – Силы действующие на частицу в пристеночном слое турбулизационного центробежного сепаратора [13]: $\vec{F}_{цб}$ – центробежная сила; $\vec{F}_{п}$ – сила потока; $\vec{F}_{т}$ – сила тяжести; $\vec{F}_{А}$ – сила Архимеда; $\vec{F}_{турб}$ – сила действия турбулизирующего агента; $\vec{F}_{сх}$, $\vec{F}_{сy}$, $\vec{F}_{сz}$ – составляющие силы сопротивления по осям x, y, z ; $\vec{F}_{К}$ – сила Кориолиса

Из всех сил, действующих, на частицу в пристеночном слое, для улавливания частиц повышенной плотности в пазах конуса играют роль силы, направленные вдоль оси X и оси Y . Силы, направленные вдоль оси Z (составляющая сил сопротивления \vec{F}_{cz} и сила Кориолиса), существенного влияния на продвижение частиц к поверхности конуса не оказывают, поэтому могут быть исключены из рассмотрения.

Основной движущей силой, определяющей результаты центробежной сепарации, является центробежная сила $\vec{F}_{цб}$, которая направлена по оси X и является функцией угловой скорости вращения ω и массы частицы m .

Тормозят движение частиц к поверхности конуса составляющие сил сопротивления $\vec{F}_{сх}$, направленные вдоль оси X . Это составляющие сил вязкостного F_v и динамического F_d сопротивления среды.

Сила потока направлена вдоль образующей конуса, является составляющей $\vec{F}_{цб}$ и зависит от объемной производительности по исходному питанию, частоты вращения конуса, угла наклона образующей конуса.

Сила тяжести \vec{F}_T направлена вниз и определяется крупностью и плотностью частиц.

Сила Архимеда \vec{F}_A направлена вверх и зависит от объема частицы и от плотности среды, в которой движется частица.

Сила действия турбулизирующего агента $\vec{F}_{турб}$ определяется давлением и площадью воздействия на пристеночный слой турбулизирующего агента.

Для расчета траектории движения частиц в пристеночном слое необходимо определить составляющие скорости движения частиц. План скоростей движения в осях X, Y приведен на рисунке 2.13.

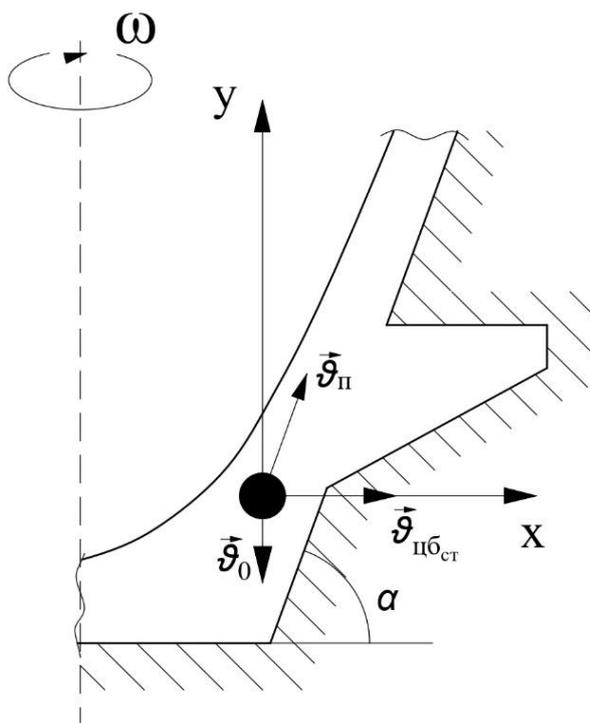


Рисунок 2.13 – План скоростей движения частиц в пристеночном слое конуса центробежного сепаратора: $\vec{v}_{цбст}$ – скорость перемещения частицы в стесненных условиях пристеночного слоя за счет центробежной силы, м/с;

\vec{v}_{π} – скорость перемещения частицы за счет силы восходящего потока, м/с;

\vec{v}_0 – скорость падения частицы, обусловленная влиянием силы тяжести и выталкивающей силы, м/с, α – угол наклона образующей конуса к горизонту

Расчет скоростей движения частиц в пристеночном слое в условиях стесненного движения частиц выполнен по формуле Н.Ф. Меринова [100]:

$$v_{цбст} = \frac{24}{d \cdot \Delta_{ср}} \cdot \left(\sqrt{\mu_{ст}^2 + \frac{d^3 \cdot \Delta_{ср} (\rho - \Delta_{ср}) \cdot g_{цб}}{216}} - \mu_{ст} \right), \quad (2.9)$$

где d – эквивалентный диаметр частицы, м;

$\Delta_{ср}$ – плотность среды, кг/м³;

$\mu_{ст}$ – динамический коэффициент вязкости в стеснённых условиях, Н·с/м²;

ρ – плотность частицы, кг/м³;

$g_{цб}$ – центробежное ускорение, м/с².

Плотность среды $\Delta_{ср}$ рассчитывается с учетом влияния классов крупности твердой фазы [69, 78, 80]:

$$\Delta_{\text{ср}} = \Delta \cdot \theta + \sum_{i=1}^N \rho_i \cdot \Omega_i, \quad (2.10)$$

где θ – объемная доля жидкой фазы;

Δ – плотность жидкой фазы, кг/м³;

ρ_i – плотность частиц i -го класса крупности, кг/м³;

Ω_i – объемная доля частиц i -го класса крупности;

N – количество классов крупности.

Динамический коэффициент вязкости $\mu_{\text{ст}}$ определяется по формуле 2.11 с учетом влияния мелких классов крупности [101-103]:

$$\mu_{\text{ст}} = \mu_0 \cdot (1 + 2,5\Omega_{-0,1} + 7,349\Omega_{-0,1}^2 + 16,2\Omega_{-0,1}^3) \cdot K_{\text{кр}}, \quad (2.11)$$

где $K_{\text{кр}}$ – коэффициент увеличения значения $\mu_{\text{ст}}$, зависящий от объемной доли класса минус 0,1 мм ($\Omega_{-0,1}$) в твердой фазе пульпы.

Скорость движения восходящих потоков $\vartheta_{\text{п}}$ рассчитывали по формуле:

$$\vartheta_{\text{п}} = \frac{Q_{\text{об}}}{S_{\text{сеч}}}, \quad (2.12)$$

где $Q_{\text{об}}$ – объемная производительность центробежного сепаратора по пульпе, м³/с;

$S_{\text{сеч}}$ – площадь поперечного сечения потока в пристеночном слое, м², определяется путем вычитания из площади сечения конуса, площади сечения восходящего потока на заданной высоте конуса.

$$S_{\text{сеч}} = \pi \cdot (R_{\text{кон}}^2 - R_{\text{сеч}}^2), \quad (2.13)$$

где $R_{\text{кон}}$ – радиус окружности конуса, м;

$R_{\text{сеч}}$ – радиус окружности границы раздела «жидкое – газ» пристеночного слоя, м.

Скорость перемещения частиц по оси X в пристеночном слое рассчитывали по формуле:

$$\vartheta_x = \vartheta_{\text{цб,ст}} + \vartheta_{\text{п}} \cdot \cos \alpha, \quad (2.14)$$

а скорость перемещения частиц по оси Y по формуле:

$$\vartheta_y = \vartheta_{\text{п}} \cdot \sin \alpha - \vartheta_{\text{цб,ст}}, \quad (2.15)$$

По приращению во времени определяли перемещение частиц в радиальном (по оси X) и вертикальном (по оси Y) направлениях.

По предложенному математическому аппарату выполнено моделирование траектории движения частиц золота в пристеночном слое турбулизационного центробежного сепаратора К-400 с внутренним диаметром конуса в широкой части 400 мм. Исходные данные для расчета: производительность сепаратора по пульпе $Q_{об} = 0,5 \text{ м}^3/\text{ч}$; частота вращения конуса $n = 450$ и 900 мин^{-1} ; радиус окружности конуса на уровне расположения частиц $R_{кон} = 100 \text{ мм}$; радиус границы раздела «жидкое – газ» на уровне расположения частиц $R_{сеч\ i} = 60 \text{ мм}$; радиус начального положения частицы $R_2 = 60$ и 80 мм ; угол наклона образующей конуса к горизонту $\alpha = 30^\circ$, шаг интегрирования $\Delta t = 0,5 \text{ с}$.

Расчет траектории движения частиц золота в пристеночном слое выполнен для частиц золота крупностью 10 мкм при турбулизации пристеночного слоя водой при давлении 0,1 МПа и сжатым воздухом при давлении 0,5 МПа.

Результаты моделирования траектории движения частиц золота крупностью 10 мкм приведены на рисунке 2.14. Установлено, что при турбулизации водой (рисунок 2.14 а) частицы золота крупностью 10 мкм, расположенные в середине потока пристеночного слоя, достигают поверхности конуса при скорости вращения конуса 900 мин^{-1} через 0,15 с, при скорости вращения конуса 450 мин^{-1} – через 0,6 с. Частицы золота, расположенные на поверхности пристеночного слоя, при скорости вращения конуса 450 мин^{-1} практически выносятся восходящими потоками пристеночного слоя из конуса и теряются с легкой фракцией.

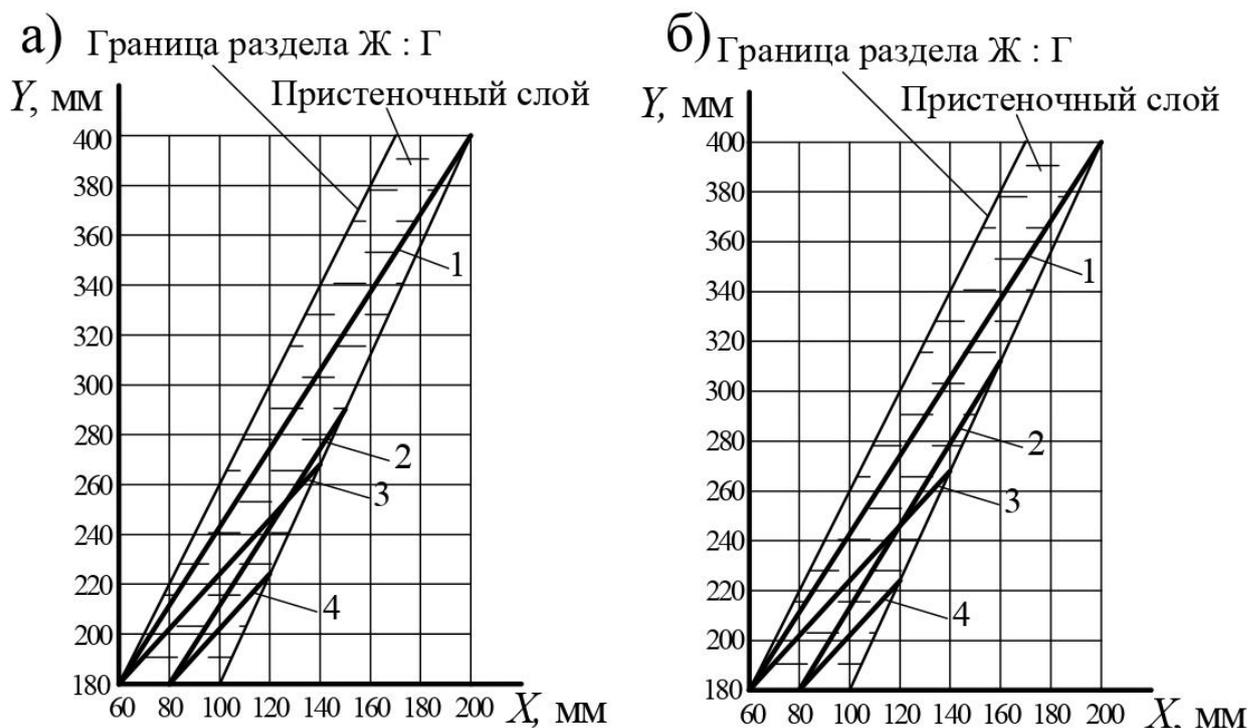


Рисунок 2.14 – Траектории движения частиц золота крупностью 10 мкм при турбулизации пристеночного слоя (а) водой при давлении 0,1 МПа: 1,2 – при скорости вращения конуса 450 мин^{-1} ; 3,4 – при скорости вращения конуса 900 мин^{-1} ; (б) воздухом при давлении 0,5 МПа: 1,2 – при скорости вращения конуса 450 мин^{-1} ; 3,4 – при скорости вращения конуса 900 мин^{-1}

При турбулизации сжатым воздухом (рисунок 2.14 б) частицы золота крупностью 10 мкм, расположенные в середине потока пристеночного слоя достигают поверхности конуса при скорости вращения конуса 900 мин^{-1} через 0,13 с, при скорости вращения конуса 450 мин^{-1} – через 0,5 с. Частицы золота, расположенные на поверхности пристеночного слоя, при скорости вращения конуса 450 мин^{-1} также, как и при турбулизации водой, выносятся восходящими потоками пристеночного слоя из конуса и теряются с легкой фракцией.

Моделированием получены идентичные результаты улавливания золота из пристеночного слоя конуса при турбулизации водой при давлении 0,1 МПа и сжатым воздухом при давлении 0,5 МПа.

Наличие в пристеночном слое воздушных пузырьков, которые интенсивно вытесняются из пристеночного слоя, создает вероятность выноса частиц золота

пузырьками воздуха за счет флотационного эффекта. Для реализации процесса флотации частицы должны быть гидрофобизированы, должны быть созданы условия для закрепления гидрофобизированных частиц на пузырьках и для выделения флотокомплексов без отрыва частиц от пузырьков [104 - 106].

Механизм взаимодействия частицы и пузырька при их встречном движении в пристеночном слое представляется следующим образом.

После турбулизации пристеночного слоя воздухом жидкая и твердая фазы пристеночного слоя за счет центробежной силы вытесняют пузырьки воздуха из пристеночного слоя. В связи с высокими центробежными ускорениями механизм движения пузырьков можно считать турбулентным или переходным, при которых за движущимся пузырьком образуется гидродинамический след, представляющий собой замкнутую область, движущуюся практически с той же скоростью, что и пузырек [107].

Характер встречного движения частицы и пузырька в пристеночном слое схематично показан на рисунке 2.15.

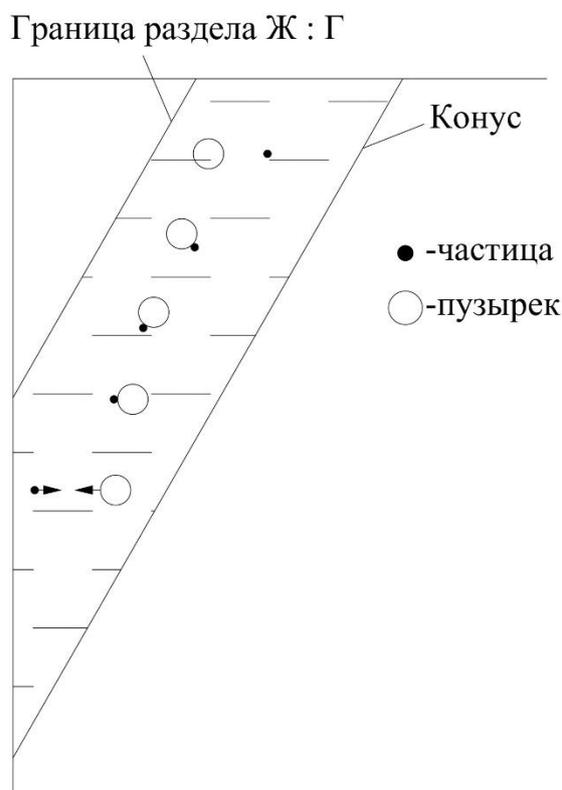


Рисунок 2.15 – Характер встречного движения частицы и пузырька в пристеночном слое

При встречном движении частица и пузырек вступают в контакт, частица за счет центробежной силы и огибающих пузырек потоков пристеночного слоя движется по поверхности пузырька к кормовой части.

Для образования флотокомплекса частица должна преодолеть энергетический барьер границы раздела жидкой и газовой фаз на поверхности пузырька [108]. Как в любом флотационном процессе при достаточно высокой гидрофобности частицы её закрепление на пузырьке в пристеночном слое возможно. Условием выноса частицы в образовавшемся флотокомплексе является превышение величины удерживающих частицу на пузырьке сил над величиной отрывающих сил [113].

На рисунке 2.16 показана схема сил, действующих на закрепившуюся на пузырьке частицу в пристеночном слое.

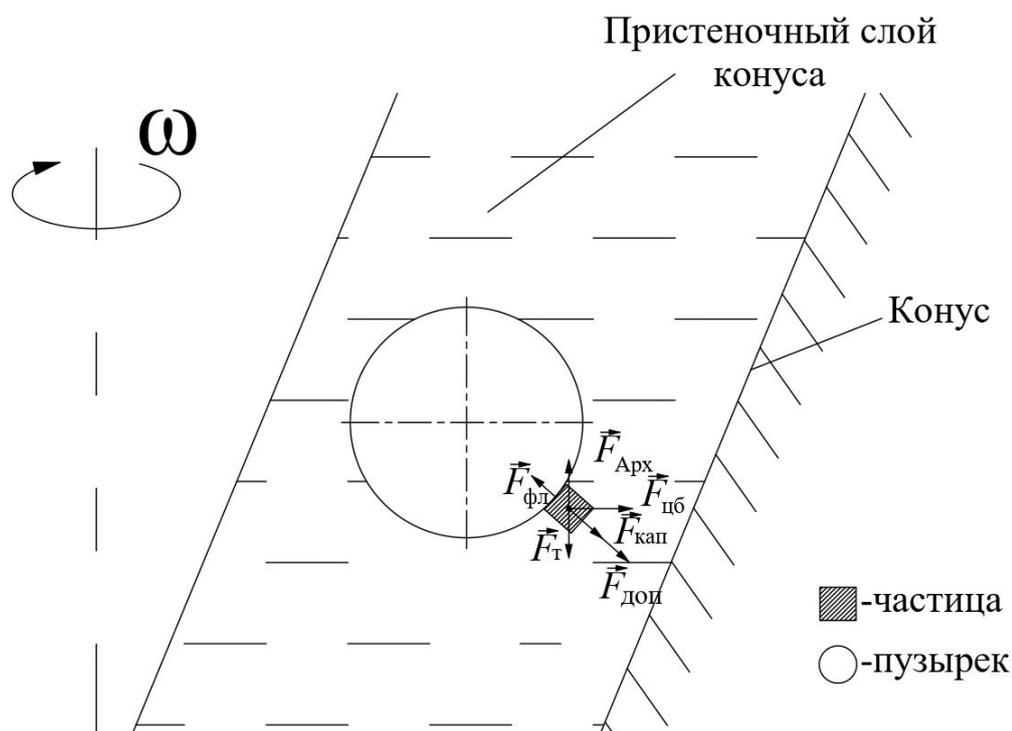


Рисунок 2.16 – Схема сил, действующих на закрепившуюся на пузырьке частицу в пристеночном слое: \vec{F}_T – сила тяжести; \vec{F}_A – сила Архимеда; $\vec{F}_{\text{кап}}$ – сила капиллярного давления; $\vec{F}_{\text{доп}}$ – дополнительные силы отрыва; $\vec{F}_{\text{цб}}$ – центробежная сила; $\vec{F}_{\text{фл}}$ – флотационная сила

Удерживают частицу на пузырьке в пристеночном слое флотационная сила $F_{\text{фл}}$ и Архимедова сила $F_{\text{А}}$. Отрывают частицу от пузырька силы тяжести $F_{\text{Т}}$, капиллярная сила $F_{\text{кап}}$ и дополнительные силы отрыва $F_{\text{доп}}$, обусловленные воздействием на частицу среды, в которой движется флотокомплекс, и центробежной силой $F_{\text{цб}}$.

Флотационная сила $F_{\text{фл}}$ действует по длине трехфазного периметра смачивания $L_{\text{п}}$ и определяется суммой удельных флотационных сил $F_{\text{фл}i}$. Удельная флотационная сила $F_{\text{фл}i}$, действующая на единицу длины трехфазного периметра смачивания

$$F_{\text{фл}i} = \sigma_{\text{ж-г}} \cdot \sin\theta, \quad (2.16)$$

где $\sigma_{\text{ж-г}}$ – удельное поверхностное натяжение на границе раздела жидкой и газовой фаз, Н/м;

θ – краевой угол смачивания, град.

Флотационная сила $F_{\text{фл}}$ определяется суммой значений удельной флотационной силы $F_{\text{фл}i}$ по длине трехфазного периметра смачивания $L_{\text{п}}$

$$F_{\text{фл}} = L_{\text{п}} \cdot \sigma_{\text{ж-г}} \cdot \sin\theta. \quad (2.17)$$

Архимедова сила $F_{\text{А}}$ определяется по формуле, Н:

$$F_{\text{А}} = V_{\text{ч}} \cdot \rho_{\text{ж}} \cdot g, \quad (2.18)$$

где $V_{\text{ч}}$ – объем частицы, м³;

$\rho_{\text{ж}}$ – плотность жидкости, кг/м³;

g – ускорение свободного падения, равное 9,8 м/с².

Сила тяжести $F_{\text{Т}}$ определяется по формуле, Н:

$$F_{\text{Т}} = V_{\text{ч}} \cdot \rho_{\text{ч}} \cdot g, \quad (2.19)$$

где $\rho_{\text{ч}}$ – плотность частицы, кг/м³.

Капиллярная сила действует на границу раздела твердой и газовой фаз и проявляется при воздействии капиллярного давления газа внутри пузырька. Капиллярная сила определяется по формуле:

$$F_k = S_k \cdot P_k, \quad (2.20)$$

где S_k – площадь контакта границы раздела фаз «твердое – газ», м²;

P_k – капиллярное давление внутри пузырька, Па.

Значение капиллярного давления P_k определяется из уравнения Лапласа, Па:

$$P_k = \sigma_{ж-г} \cdot \left(\frac{1}{r_1} + \frac{1}{r_2} \right), \quad (2.21)$$

где r_1 и r_2 – главные радиусы кривизны поверхности пузырька, м.

С учетом влияния гидростатического давления жидкости на пузырек высотой $h_{п}$ капиллярное давление P_k уменьшится и составит:

$$P_k = \sigma_{ж-г} \cdot \left(\frac{1}{r_1} + \frac{1}{r_2} \right) - h_{п} \cdot \rho_{ж} \cdot g. \quad (2.22)$$

Дополнительные отрывающие силы $F_{доп}$ обусловлены инерцией движения частиц, возникновением центробежных полей при криволинейном движении, трением движущихся флотокомплексов о пульпу, возникновением турбулентных вихрей на корме движущегося пузырька.

В процессе флотации за счет действия дополнительных сил отрыва частиц от пузырьков максимальная крупность частиц составляет для сульфидных минералов плотностью 4000-5000 кг/м³ 6-20 мкм [105]. Для частиц золота из-за высокой плотности (18000 кг/м³) максимальная крупность флотируемых частиц значительно меньше максимальной крупности флотируемых частиц сульфидных минералов.

В пристеночном слое турбулизационного центробежного сепаратора дополнительной силой отрыва является центробежная сила $F_{цб}$:

$$F_{цб} = V_{ч} \cdot \rho_{ч} \cdot g_{цб}, \quad (2.23)$$

Для сохранения флотокомплекса при его движении должно быть выполнено условие:

$$F_{фл} + F_A > F_T + F_k + F_{доп} + F_{цб} \quad (2.24)$$

В связи с высокой скоростью вращения конуса центробежного сепаратора (50-100) g:

$$F_{цб} \gg F_{фл} , \quad (2.25)$$

следовательно, крупность частиц, способных удержаться на пузырьке, значительно ниже по сравнению с максимальной крупностью флотируемых частиц в процессах флотации.

Для рассмотренных при моделировании частиц золота крупностью 10 мкм сумма отрывающих частицу от пузырька сил значительно выше удерживающих частицу на пузырьке сил, следовательно, флотационное выделение частиц золота выходящими из пристеночного слоя пузырьками воздуха в процессе турбулизационной центробежной сепарации маловероятно.

2.4 Теоретический анализ возможностей повышения показателей турбулизационной центробежной сепарации на основе циркуляционно-накопительной технологии

Особенностью турбулизационной центробежной сепарации является жесткая обратно пропорциональная связь качества получаемого концентрата с извлечением в него золота. Очевидно, что чем выше массовая доля золота будет в пазах конуса центробежного сепаратора, тем ниже извлечение золота в концентрат.

Возможности одновременного повышения извлечения золота в концентрат и массовой доли золота в нем связаны с использованием в центробежной сепарации циркуляционной и накопительной технологий [94,109-117].

Циркуляционная технология предусматривает максимальное извлечение частиц золота за счет циркуляции легкой фракции через центробежный сепаратор.

Центробежная сепарация, как и все обогатительные процессы, имеет вероятностный характер. Не все частицы золота могут улавливаться в пазах конуса центробежного сепаратора. Часть золота неизбежно теряется с легкой фракцией.

Вероятность улавливания золота в пазах конуса зависит от производительности по исходному питанию, крупности частиц золота, степени турбулизации пристеночного слоя. В оптимальном режиме центробежной сепарации вероятность улавливания частиц золота крупностью - $40 + 10$ мкм в пазах конуса за один цикл циркуляции составляет 60-80 %. При циркуляции легкой фракции через центробежный сепаратор извлечение золота в пазы будет увеличиваться. Зависимость суммарного извлечения золота в пазы конуса от количества циклов циркуляции имеет экспоненциальный характер:

$$\varepsilon = (1 - e^{-kn}), \quad (2.26)$$

где ε – суммарное извлечение золота в пазы конуса;

n – количество циклов циркуляции;

k – коэффициент улавливания золота.

Коэффициент улавливания золота для оптимальных режимов находится в пределах от 0,92 до 1,61. Кинетические зависимости извлечения золота в пазы центробежного сепаратора приведены на рисунке 2.17.

Анализ зависимостей показывает, что достаточно высокое извлечение золота в пазы на уровне 94 – 99 % достигается при количестве циклов циркуляции, равном 3-4. Дальнейшее увеличение количества циклов циркуляции является нецелесообразным, так как приводит к незначительному росту извлечения золота при существенном снижении суммарной производительности по исходному питанию.

Накопительная технология реализуется путем последовательного пропускания через центробежный сепаратор порций исходного материала с накоплением золота в пазах конуса и однократной разгрузкой накопленного материала после пропускания заданного количества порций [94, 114-117]. Чем больше порций будет пропущено через центробежный сепаратор, тем выше будет качество концентрата.

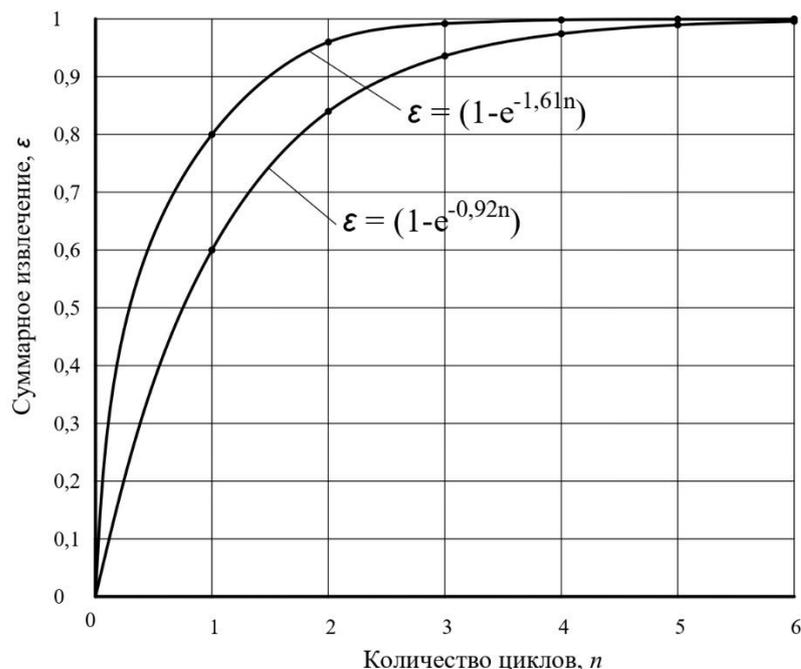


Рисунок 2.17 – Кинетические зависимости извлечения золота в пазы (ϵ) от количества циклов циркуляции материала через центробежный сепаратор (n)

Верхний предел содержания золота в пазах конуса без снижения извлечения определяется моментом, когда при заданных условиях турбулизации золото будет выноситься движущимся по поверхности конуса пристеночным слоем в хвосты. Такое возможно при значительном наполнении пазов конуса частицами золота, когда содержание золота будет достигать десятков процентов.

В комплексе циркуляционная и накопительная технологии должны обеспечивать до определенного предела повышение содержания золота в концентрате при высоком извлечении в него золота.

Выполнен сравнительный анализ показателей обычной и циркуляционно-накопительной технологии центробежной сепарации на конкретном примере работы центробежного сепаратора К-200ВЛ.

Опыт эксплуатации центробежного сепаратора К-200ВЛ показал возможность получения удовлетворительных результатов по извлечению золота от 80 до 60 % при производительности по твердому от 1 до 5 кг/мин, при продолжительности пропускания материала через центробежный сепаратор в диапазоне от 1 до 10 минут.

В качестве исходных данных при расчетах показателей приняты:

1. Производительность по твердому питанию в режиме 1 $Q_{исх} = 1$ кг/мин. при продолжительности пропускания материала $t_{перераб} = 10$ мин.
2. Производительность по твердому питанию в режиме 2 $Q_{исх} = 10$ кг/мин. при продолжительности пропускания материала $t_{перераб} = 5$ мин.
3. Производительность по твердому питанию в режиме 3 $Q_{исх} = 50$ кг/мин. при продолжительности пропускания материала $t_{перераб} = 2$ мин.
4. Массовая доля золота в питании $\alpha = 10$ г/т.
5. Извлечение золота по обычной технологии в тяжелую фракцию составляет в режиме 1 – 80 %, в режиме 2 – 72 %, в режиме 3 – 60 %.
6. Продолжительность разгрузки тяжелой фракции $t_{разг} = 5$ минут.
7. Количество циклов циркуляции в циркуляционной технологии $n_{ц} = 3$.
8. Количество перерабатываемых порций питания в циркуляционно-накопительной технологии $N_{ц} = 5, 10, 50, 100, 1000, 10\ 000, 100\ 000$.
9. Объем пазов конуса $0,00034$ м³.
10. Плотность породных частиц 3000 кг/м³, насыпная плотность $3000 \cdot 0,58 = 1740$ кг/м³.
11. Плотность частиц золота 18000 кг/м³, насыпная плотность золота на дне пазов 16000 кг/м³.

Расчет показателей центробежной сепарации по обычной технологии

Продолжительность цикла переработки одной порции исходного питания

$$t_1 = t_{перераб} + t_{разг}, \quad (2.26)$$

где $t_{перераб}$ – продолжительность переработки одной порции, мин.;

$t_{разг}$ – продолжительность разгрузки тяжелой фракции, мин..

Продолжительность переработки N порций исходного питания

$$T_{об} = \sum_{i=1}^N (t_{перераб\ i} + t_{разг\ i}). \quad (2.27)$$

Масса золота, извлеченного в тяжелую фракцию

$$g_{Au} = Q_{исх} \cdot t_{перераб} \cdot \alpha \cdot \varepsilon \cdot 10^{-5}, \text{ г}, \quad (2.28)$$

где $Q_{исх}$ – производительность по твердому, кг/мин.;

α – массовая доля золота в исходном питании г/т;

ε – извлечение золота в тяжелую фракцию, %.

Массовая доля золота в тяжелой фракции

$$\beta_{Au} = \frac{\varepsilon_{Au}}{Q_{тяж}} \cdot 10^6, \text{ г/т}, \quad (2.29)$$

где $Q_{тяж}$ – масса тяжелой фракции, кг.

Результаты расчета показателей центробежной сепарации по обычной технологии приведены в таблице 2.4.

Таблица 2.4 – Результаты моделирования переработки одной порции исходного сырья по обычной технологии

Наименование показателя	Значение показателя		
	Режим 1	Режим 2	Режим 3
Масса порции, кг	10	50	100
Массовая доля золота в порции, г/т	10	10	10
Продолжительность переработки, минут	10	5	2
Продолжительность разгрузки, минут	5	5	5
Суммарная продолжительность цикла, минут	15	10	7
Масса накопленного золота, г	0,08	0,36	0,60
Массовая доля золота в тяжелой фракции, г/т	133	600	1000
Извлечение золота в тяжелую фракцию, %	80	72	60

Расчет показателей центробежной сепарации по циркуляционной технологии

Продолжительность цикла переработки одной порции исходного питания

$$t_{1ц} = n \cdot t_{перераб} + t_{разг}, \text{ МИН.}, \quad (2.30)$$

где n – количество циклов циркуляции, принятое равным 3.

Результаты расчета показателей центробежной сепарации по циркуляционной технологии приведены в таблице 2.5.

Таблица 2.5 – Результаты моделирования переработки одной порций исходного сырья по технологии с циркуляцией легкой фракции

Наименование показателя	Значение показателя		
	Режим 1	Режим 2	Режим 3
Масса порции, кг	10	50	100
Массовая доля золота в порции, г/т	10	10	10
Продолжительность переработки, минут	30	15	6
Продолжительность разгрузки, минут	5	5	5
Суммарная продолжительность цикла, минут	35	20	11
Масса накопленного золота, г	0,099	0,48	0,93
Массовая доля золота в тяжелой фракции, г/т	165	800	1550
Извлечение золота в тяжелую фракцию, %	99	96	93

Сравнительный анализ результатов таблиц 2.6 и 2.7 показывает, что при реализации циркуляционной технологии при одних и тех же условиях центробежной сепарации суммарная продолжительность переработки одной порции увеличивается по сравнению с обычной технологией примерно в 2 раза. При этом массовая доля золота в тяжелой фракции возрастает за счет более высокого извлечения золота при циркуляционной технологии.

Расчет показателей центробежной сепарации по циркуляционно-накопительной технологии

Продолжительность переработки N порций исходного питания по технологии с циркуляцией легкой фракции и накоплением золота

$$T_{\text{ЦН}} = \sum_{i=1}^N (3 \cdot t_{\text{перераб } i}) + t_{\text{разг}} \quad (2.31)$$

В процессе накопительной технологии по мере увеличения массовой доли золота в пазах конуса центробежного сепаратора при практически неизменном объеме материала в пазах будет изменяться плотность материала за счет замещения частиц пустой породы ($\rho = 3000 \text{ кг/м}^3$) частицами золота ($\rho = 18000 \text{ кг/м}^3$).

Средневзвешенная плотность смеси частиц породы и золота

$$\rho_{\text{ср.в.}} = \frac{\rho_{\text{пород}} \cdot P_{\text{пород}} + \rho_{\text{Au}} \cdot P_{\text{Au}}}{P_{\text{пород}} + P_{\text{Au}}}, \text{ кг/м}^3, \quad (2.32)$$

где $\rho_{\text{пород}}$, ρ_{Au} – соответственно, плотность породы и золота, кг/м^3 ;

$P_{\text{пород}}$, P_{Au} – соответственно, масса частиц породы и золота, кг.

Выполнены расчеты показателей переработки различного количества порций исходного сырья по обычной и циркуляционно-накопительной технологиях. Результаты расчетов приведены в таблицах 2.6 – 2.9.

Таблица 2.6 – Результаты моделирования переработки 5 порций исходного сырья по обычной и циркуляционно – накопительной технологиям

Наименование показателя	Значение показателя					
	Режим 1		Режим 2		Режим 3	
	По обычной технологии	По циркуляционно-накопительной	По обычной технологии	По циркуляционно-накопительной	По обычной технологии	По циркуляционно-накопительной
Суммарная масса порций, кг	50	50	250	250	500	500
Массовая доля золота в исходном сырье, г/т	10	10	10	10	10	10
Продолжительность переработки, минут	50	150	25	75	10	30
Продолжительность разгрузки, минут	25	5	25	5	25	5

Продолжение таблицы 2.6

Наименование показателя	Значение показателя					
	Режим 1		Режим 2		Режим 3	
	По обычной технологии	По циркуляционно-накопительной	По обычной технологии	По циркуляционно-накопительной	По обычной технологии	По циркуляционно-накопительной
Суммарная продолжительность, минут	75	155	50	80	35	35
Масса накопленного золота, г	0,40	0,495	1,80	2,40	3,00	4,650
Массовая доля золота в тяжелой фракции, г/т	133	825	600	4 000	1 000	7 750
Извлечение золота в тяжелую фракцию, %	80	99	72	96	60	93

Таблица 2.7 – Результаты моделирования переработки 10 порций исходного сырья по обычной и циркуляционно – накопительной технологиям

Наименование показателя	Значение показателя					
	Режим 1		Режим 2		Режим 3	
	По обычной технологии	По предлагаемой технологии	По обычной технологии	По предлагаемой технологии	По обычной технологии	По предлагаемой технологии
Суммарная масса порций, кг	100	100	500	500	1000	1000
Массовая доля золота в исходном сырье, г/т	10	10	10	10	10	10
Продолжительность переработки, минут	100	300	50	150	20	60
Продолжительность разгрузки, минут	50	5	50	5	50	5
Суммарная продолжительность, минут	150	305	100	155	70	65
Масса накопленного золота, г	0,80	0,99	3,60	4,80	6,00	9,30

Продолжение таблицы 2.7

Наименование показателя	Значение показателя					
	Режим 1		Режим 2		Режим 3	
	По обычной технологии	По предлагаемой технологии	По обычной технологии	По предлагаемой технологии	По обычной технологии	По предлагаемой технологии
Массовая доля золота в тяжелой фракции, г/т	133	1650	600	8 000	1 000	15 500
Извлечение золота в тяжелую фракцию, %	80	99	72	96	60	93

Таблица 2.8 – Результаты моделирования переработки 50 порций исходного сырья по обычной и циркуляционно – накопительной технологиям

Наименование показателя	Значение показателя					
	Режим 1		Режим 2		Режим 3	
	По обычной технологии	По предлагаемой технологии	По обычной технологии	По предлагаемой технологии	По обычной технологии	По предлагаемой технологии
Суммарная масса порций, кг	500	500	2500	2500	5000	5000
Массовая доля золота в исходном сырье, г/т	10	10	10	10	10	10
Продолжительность переработки, минут	500	1500	250	750	100	300
Продолжительность разгрузки, минут	250	5	250	5	250	5
Суммарная продолжительность, минут	750	1505	500	755	350	305
Масса накопленного золота, г	4,00	4,95	18,00	24,00	30,00	46,50
Массовая доля золота в тяжелой фракции, г/т	133	8250	600	40 000	1 000	77 500
Извлечение золота в тяжелую фракцию, %	80	99	72	96	60	93

Таблица 2.9 – Результаты моделирования переработки 100 порций исходного сырья по обычной и циркуляционно – накопительной технологиям

Наименование показателя	Значение показателя					
	Режим 1		Режим 2		Режим 3	
	По обычной технологии	По предлагаемой технологии	По обычной технологии	По предлагаемой технологии	По обычной технологии	По предлагаемой технологии
Суммарная масса порций, кг	1000	1000	5000	5000	10 000	10 000
Массовая доля золота в исходном сырье, г/т	10	10	10	10	10	10
Продолжительность переработки, минут	1000	3000	500	1500	200	600
Продолжительность разгрузки, минут	500	5	500	5	500	5
Суммарная продолжительность, минут	1500	3005	1000	1505	700	605
Масса накопленного золота, г	8,00	9,90	36,00	48,00	60,00	93,00
Массовая доля золота в тяжелой фракции, г/т	133	16 500	600	80 000	1 000	155 000
Извлечение золота в тяжелую фракцию, %	80	99	72	96	60	93

Сравнительный анализ таблиц 2.6 – 2.9 показывает, что реализация циркуляционно-накопительной технологии с увеличением количества перерабатываемых порций приводит к росту массовой доли золота в тяжелой фракции. Зависимости содержания золота β_{Au} от количества переработанных порций N являются линейными

- для режима 1: $\beta_{Au} = 165 N$;
- для режима 2: $\beta_{Au} = 800 N$;
- для режима 3: $\beta_{Au} = 1550 N$.

При переработке 100 порций в режиме 1 может быть получен концентрат (тяжелая фракция) с массовой долей золота 1,65 %, при извлечении золота 99 %, в режиме 2 – концентрат с массовой долей золота 8 %, при извлечении золота 96 %, в режиме 3 – концентрат с массовой долей золота 15,5 %, при извлечении золота 93 %.

Если учесть, что 15 % накопленного золота на днище пазов занимают объем 2,5 %, можно считать, что вынос накопленного золота из пазов потоками легкой фракции маловероятен, следовательно, извлечение золота в пазы должно сохраняться.

За счет перехода в циркуляционно-накопительной технологии на однократную разгрузку тяжелой фракции после переработки всех порций разница в суммарной продолжительности $T_{\text{ЦН}}$ по сравнению с суммарной продолжительностью по обычной технологии $T_{\text{об}}$ нивелируется уменьшением продолжительности разгрузки. Так, при количестве циклов циркуляции 3 продолжительность переработки одной порции увеличивается в 3 раза, а при переработке большего количества порций в циркуляционно-накопительной технологии суммарная продолжительность переработки $T_{\text{ЦН}}$:

- для режима 1: $T_{\text{ЦН}} = 2 T_{\text{об}}$;
- для режима 2: $T_{\text{ЦН}} = 1,5 T_{\text{об}}$;
- для режима 3: $T_{\text{ЦН}} \leq T_{\text{об}}$.

Таким образом утверждается, что циркуляционно-накопительная технология обеспечивает получение богатых по золоту концентратов при высоком извлечении в них золота.

Реализация циркуляционно-накопительной технологии значительно упрощается за счет исключения разгрузки тяжелой фракции после переработки каждой порции исходного сырья.

2.5. Экспериментальное моделирование циркуляционно-накопительной технологии турбулизационной центробежной сепарации

2.5.1 Методология и методика экспериментов

Методология заключается в экспериментальном исследовании различных технологических параметров турбулизационной центробежной сепарации.

Исследованы турбулизационная центробежная сепарация при турбулизации водой и сжатым воздухом в режимах без циркуляции и с циркуляцией легкой фракции, в режиме накопительной технологии.

В качестве объекта для экспериментального моделирования использовали искусственные смеси порошка металлического вольфрама крупностью – 0,023 + 0,01 мм и кварца крупностью – 0,1 + 0,01 мм.

Порошок вольфрама использовался в качестве заменителя частиц золота, поскольку плотность вольфрама близка к плотности золота и составляет 18000 кг/м³, вольфрам является доступным и относительно золота дешевым материалом.

Эксперименты выполнены на центробежном сепараторе К-200ВЛ, принципиальная схема которого приведена на рисунке 3.1.

Производительность насоса по пульпе обеспечивала прохождение порции объемом 8,3 л через центробежный сепаратор за 20 секунд.

Эксперименты осуществлялись следующим образом. Порцию искусственной смеси массой 2000 г и воду подавали в зумпф с мешалкой для получения пульпы с массовой долей твердого 20 %.

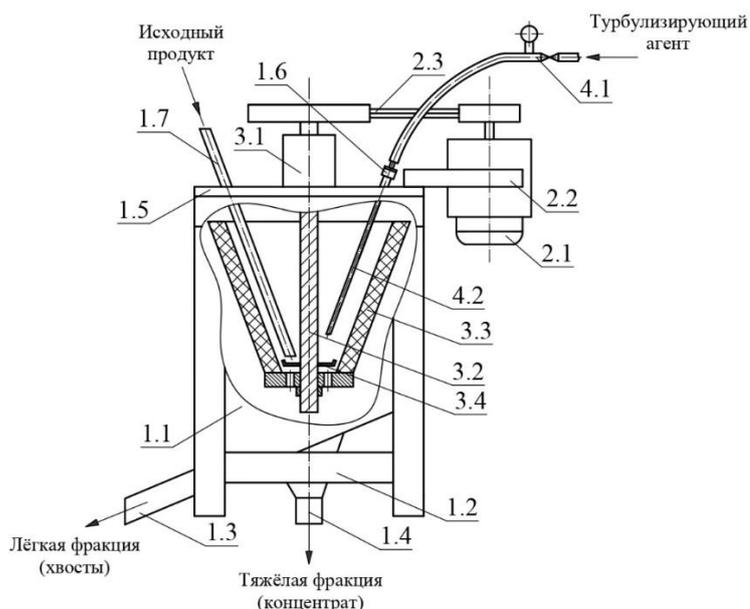


Рисунок 2.18 – Принципиальная схема центробежного сепаратора «К-200ВЛ»:

- 1.1 – рабочая камера; 1.2 – несущая рама с опорными площадками;
 1.3 – сливной желоб; 1.4 – разгрузочный патрубок; 1.5 – крышка; 1.6 – держатель турбулизатора; 1.7 – патрубок исходного питания; 2.1 – электродвигатель;
 2.2 – кронштейн; 2.3 – клиноременная передача; 3.1 – поворотно–опорный узел;
 3.2 – вал; 3.3 – конусная чаша; 3.4 – разбрасывающий диск; 4.1 – узел регулировки расхода турбулизирующего агента; 4.2 – турбулизаторы

Далее включали в работу центробежный сепаратор, с помощью частотного преобразователя устанавливали заданную частоту вращения конуса, в турбулизатор 4.2 подавали под давлением турбулизирующий агент, в качестве которого использовали воду или сжатый воздух. Давление воды в гидравлическом турбулизаторе составляло 0,1 МПа, давление воздуха в пневматическом турбулизаторе 0,5 МПа. Затем из зумпфа пульпу подавали насосом в центробежный сепаратор при установке шибера переключателя потоков в положение подачи легкой фракции центробежного сепаратора в зумпф.

При подаче пульпы из зумпфа в центробежный сепаратор она под действием центробежной силы движется по поверхности конуса к его широкой части. С помощью турбулизатора происходит турбулизация струями турбулизирующего агента материала пристеночного слоя на поверхности конуса. Частицы

повышенной плотности за счет центробежной силы продвигаются в пристеночном слое к поверхности конуса и накапливаются в пазах конуса.

Частицы повышенной плотности, которые не успели попасть в пазы конуса, выносятся пульпой в легкую фракцию, которая через переключатель потоков, зумпф и насос возвращается в центробежный сепаратор.

По истечении заданного времени работы в замкнутом цикле переключатель потоков направляет легкую фракцию в хвосты. После разгрузки легкой фракции в хвосты процесс осуществляли на следующих порциях исходного питания.

После переработки заданного количества порций исходного питания прекращали подачу турбулизирующего агента в турбулизатор и осуществляли разгрузку тяжелой фракции путем смыва водой из гидравлического турбулизатора при давлении 0,008 МПа и частоте вращения конуса 5 мин⁻¹. Из пазов конуса вымывалась тяжелая фракция, которая самотеком направлялась по поверхности конуса к его узкой части и под распределителем потоков через патрубок направлялась в концентрат.

Эксперименты в каждом режиме повторяли по 3 раза, относительная ошибка по массовой доле и извлечению составляла менее 3 %.

2.5.2 Экспериментальное моделирование центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией пристеночного слоя

В экспериментах использовали искусственную смесь массой 2000 г, содержащую 20 г порошка металлического вольфрама. Массовая доля вольфрама в смеси составляла 1 %. Центробежную сепарацию проводили при скорости вращения конуса 1100 мин⁻¹ и давлении турбулизирующей воды 0,1 МПа.

Эксперименты выполняли при количестве пропусков исходного питания от 1 до 6.

Результаты экспериментов после математической обработки представлены в таблицах 2.10 - 2.13.

Таблица 2.10 – Результаты турбулизационной центробежной сепарации с однократной переработкой исходного питания

Продукт	Выход, %	Массовая доля W, %	Извлечение W, %
Концентрат	22,59	3,99	90,12
Хвосты	77,41	0,13	9,88
Исходный	100,00	1,00	100

Таблица 2.11 – Результаты турбулизационной центробежной сепарации с двукратной переработкой исходного питания

Продукт	Выход, %	Массовая доля W, %	Извлечение W, %
Концентрат	22,66	4,07	92,21
Хвосты	79,35	0,10	7,79
Исходный	100,00	1,00	100

Таблица 2.12 – Результаты турбулизационной центробежной сепарации с четырехкратной переработкой исходного питания

Продукт	Выход, %	Массовая доля W, %	Извлечение W, %
Концентрат	22,61	4,08	92,25
Хвосты	77,39	0,10	7,75
Исходный	100,00	1,00	100

Таблица 2.13 – Результаты турбулизационной центробежной сепарации с шестикратной переработкой исходного питания

Продукт	Выход, %	Массовая доля W, %	Извлечение W, %
Концентрат	22,61	4,08	92,26
Хвосты	77,38	0,10	7,74
Исходный	100,00	1,00	100

Сводные показатели исследуемых режимов центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией пристеночного слоя конуса приведены в таблице

2.14. Зависимость извлечения вольфрама в тяжелую фракцию от количества циклов переработки исходного питания приведена на рисунке 2.19.

Таблица 2.14 – Режимы и результаты экспериментов центробежной сепарации в режиме циркуляции легкой фракции

Номер опыта	Количество циклов, n	Давление, МПа	Выход, %	Массовая доля W, %	Извлечение W, %
1	1	0,1	22,59	3,99	90,12
2	2	0,1	22,66	4,07	92,21
3	4	0,1	22,61	4,08	92,25
4	6	0,1	22,61	4,08	92,26

Экспериментальным моделированием установлено, что при гидравлической турбулизации без циркуляции легкой фракции извлечение вольфрама в тяжелую фракцию составляет 90 %, в режиме с циркуляцией легкой фракции извлечение возрастает до 92,25 % при четырех циклах переработки, после чего стабилизируется. Массовая доля вольфрама в тяжелой фракции во всех режимах центробежной сепарации изменяется незначительно.

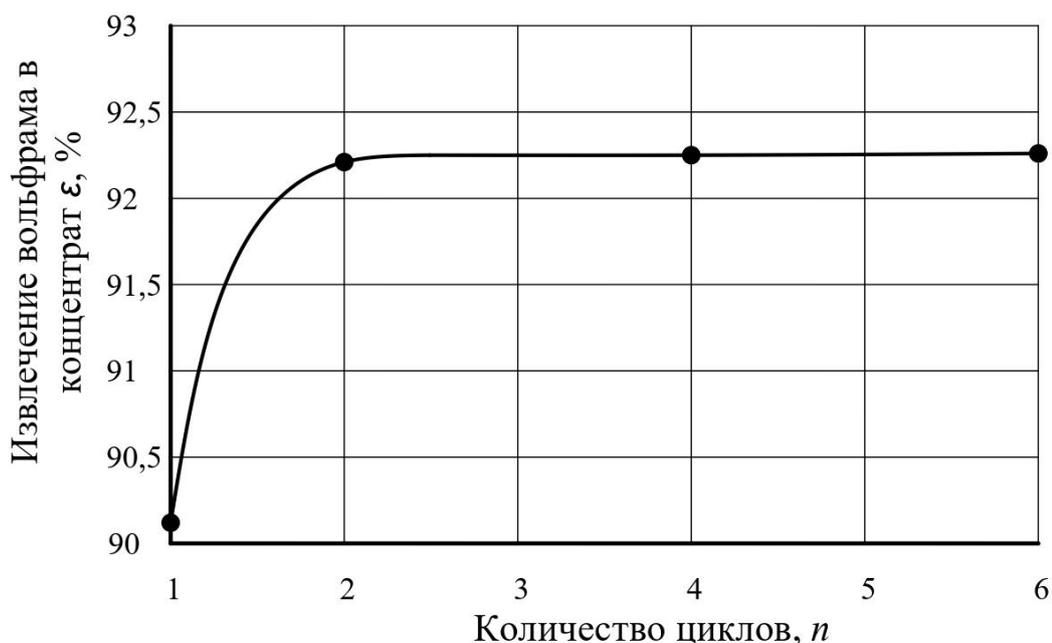


Рисунок 2.19 – Зависимость извлечения вольфрама в концентрат от количества циклов переработки исходного питания

Далее проведены эксперименты центробежной сепарации в режиме циркуляционно-накопительной технологии. Реализованы эксперименты при переработке 1, 5, 10, 15 порций исходного питания.

Результаты опытов приведены в таблицах 2.15 – 2.18, сводные показатели исследуемых режимов циркуляционно-накопительной технологии приведены в таблице 2.24 и на рисунке 2.20.

Таблица 2.15 – Результаты турбулизационной центробежной сепарации по циркуляционно-накопительной технологии при переработке одной порции исходного питания

Продукт	Выход, %	Массовая доля W, %	Извлечение W, %
Концентрат	22,60	4,08	92,21
Хвосты	77,40	0,10	7,79
Исходный	100,00	1,00	100

Таблица 2.16 – Результаты турбулизационной центробежной сепарации по циркуляционно-накопительной технологии при переработке пяти порций исходного питания

Продукт	Выход, %	Массовая доля W, %	Извлечение W, %
Концентрат	5,21	17,70	92,22
Хвосты	94,79	0,08	7,78
Исходный	100,00	0,10	100

Таблица 2.17 – Результаты турбулизационной центробежной сепарации по циркуляционно-накопительной технологии при переработке десяти порций исходного питания

Продукт	Выход, %	Массовая доля W, %	Извлечение W, %
Концентрат	3,00	29,58	88,74
Хвосты	97,00	0,12	11,26
Исходный	100,00	1,00	100

Таблица 2.18 – Результаты турбулизионной центробежной сепарации по циркуляционно-накопительной технологии при переработке пятнадцати порций исходного питания

Продукт	Выход, %	Массовая доля W, %	Извлечение W, %
Концентрат	2,53	32,47	82,15
Хвосты	97,47	0,12	17,85
Исходный	100,00	1,00	100

Сводные показатели исследуемых режимов центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией пристеночного слоя конуса по циркуляционно-накопительной технологии приведены в таблице 2.19. Зависимость извлечения вольфрама в тяжелую фракцию от количества циклов циркуляции легкой фракции приведена на рисунке 2.20.

Таблица 2.19 – Режимы и результаты экспериментов турбулизионной центробежной сепарации по циркуляционно-накопительной технологии

Номер опыта	Количество порций, N	Давление, МПА	Выход, %	Массовая доля W, %	Извлечение W, %
1	1	0,1	22,60	4,08	92,21
2	5	0,1	5,21	17,70	92,22
3	10	0,1	3,00	29,58	88,74
4	15	0,1	2,53	32,47	82,15

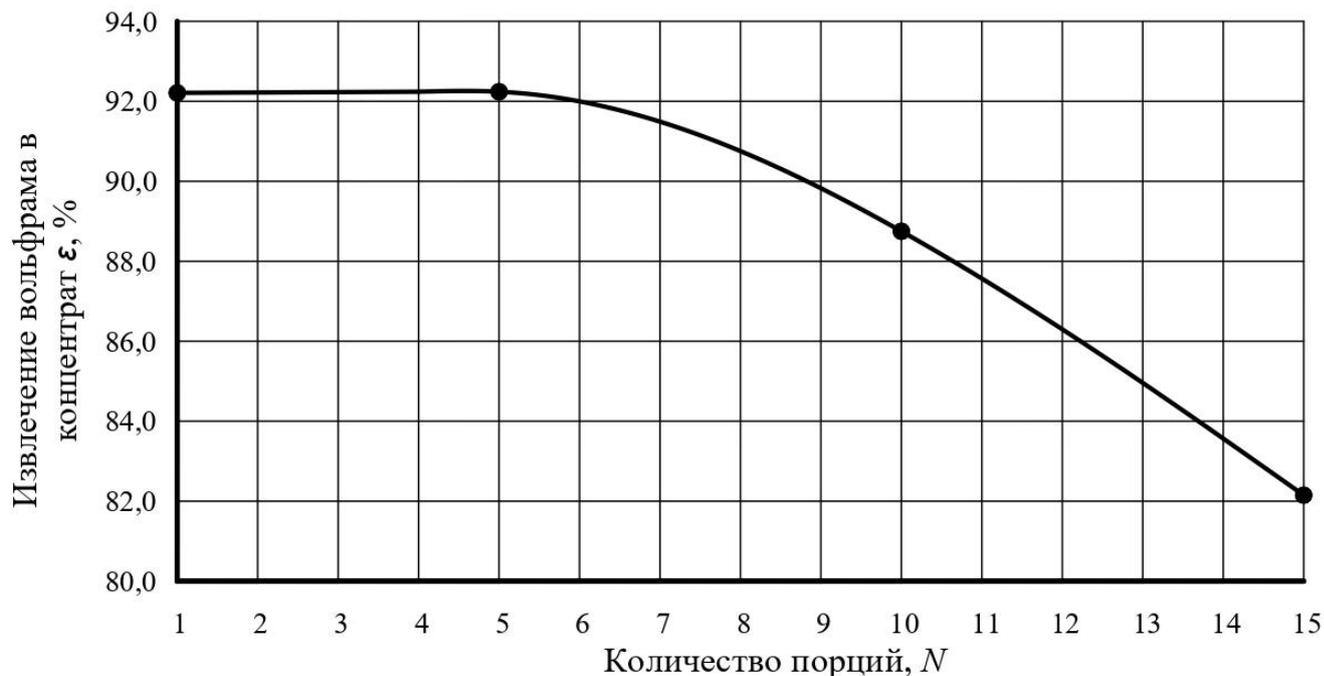


Рисунок 2.20 – Зависимость извлечения вольфрама в концентрат от количества порций переработанного сырья N

Установлено, что в области экспериментирования центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией пристеночного слоя конуса циркуляционно-накопительная технология обеспечивает повышение массовой доли вольфрама в тяжелой фракции до 18 % при извлечении золота 92 %. Дальнейшее накопление тяжелой фракции приводит к снижению извлечения вольфрама в тяжелую фракцию.

Полученные результаты подтверждают результаты математического моделирования циркуляционно-накопительной технологии.

2.5.3 Экспериментальное моделирование центробежной сепарации с воздушной турбулизацией пристеночного слоя

Воздушная турбулизация пристеночного слоя осуществлялась путем подачи через пневматический турбулизатор сжатого воздуха под давлением 0,5 МПа.

Аналогично центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией пристеночного слоя выполнены эксперименты без циркуляции и с циркуляцией легкой фракции при количестве циклов циркуляции 1, 2, 4, 6.

Результаты экспериментов по оценке влияния циркуляции легкой фракции на показатели центробежной сепарации приведены в таблице 2.20.

Таблица 2.20 – Результаты центробежной сепарации с воздушной турбулизацией пристеночного слоя при различном количестве циклов переработки исходного питания

Наименование показателя	Количество циклов переработки n			
	1	2	4	6
Выход концентрата, %	23,19	23,77	23,01	22,88
Массовая доля вольфрама в концентрате, %	3,86	3,93	4,25	4,25
Извлечение вольфрама в концентрат, %	89,51	93,42	97,79	97,22

Полученные результаты свидетельствуют о том, что центробежная сепарация с воздушной турбулизацией пристеночного слоя обеспечивает аналогичные показатели центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией.

Далее проведены эксперименты центробежной сепарации с воздушной турбулизацией пристеночного слоя в режиме циркуляционно-накопительной технологии. Реализованы эксперименты при переработке 1, 5, 10, 15 порций исходного питания.

Накопление вольфрама в тяжелой фракции достигается до массовой доли в тяжелой фракции 31-36 % при извлечении вольфрама в тяжелую фракцию 94 – 97 %.

Сводные показатели исследуемых режимов центробежной сепарации с гидравлической и воздушной турбулизацией пристеночного слоя конуса по циркуляционной и циркуляционно-накопительной технологиям приведены в таблицах 2.21 и 2.22. Зависимости извлечения вольфрама в тяжелую фракцию от

количества циклов циркуляции легкой фракции и количества порций исходного питания приведены на рисунках 2.21 и 2.22.

Таблица 2.21 – Результаты центробежной сепарации в режиме циркуляции легкой фракции с гидравлической и воздушной турбулизацией

Наименование показателя	Количество циклов n			
	1	2	4	6
С гидравлической турбулизацией пристеночного слоя				
Выход концентрата, %	22,59	22,66	22,61	22,61
Массовая доля вольфрама в концентрате, %	3,99	4,07	4,08	4,08
Извлечение вольфрама в концентрат, %	90,12	92,21	92,25	92,26
С воздушной турбулизацией пристеночного слоя				
Выход концентрата, %	23,19	23,77	23,01	22,88
Массовая доля вольфрама в концентрате, %	3,86	3,93	4,25	4,25
Извлечение вольфрама в концентрат, %	89,51	93,42	97,79	97,22

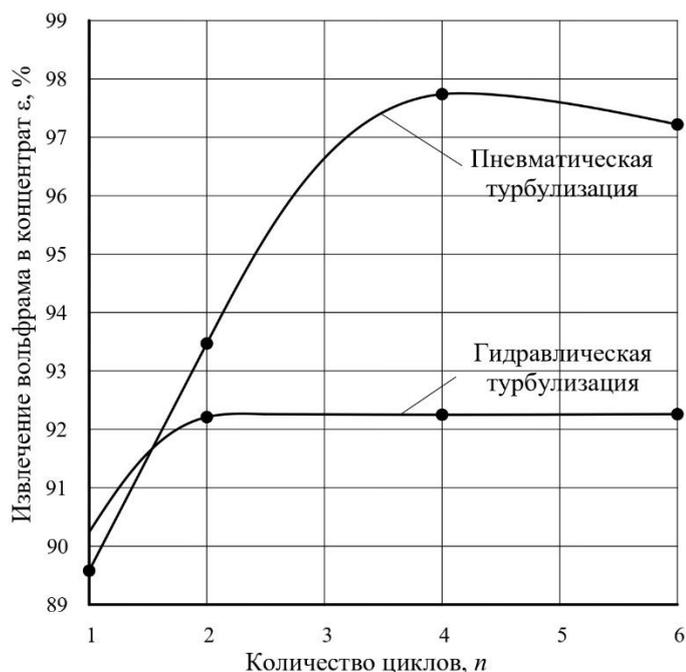


Рисунок 2.21 – Зависимость извлечения вольфрама в тяжелую фракцию от количества циклов

Таблица 2.22 – Результаты центробежной сепарации при переработке заданного количества порций с гидравлической турбулизацией пристеночного слоя с воздушной турбулизацией пристеночного слоя

Наименование показателя	Количество порций исходного питания N			
	1	5	10	15
С гидравлической турбулизацией пристеночного слоя				
Выход концентрата, %	22,60	5,21	3,00	2,53
Массовая доля вольфрама в концентрате, %	4,08	17,70	29,58	32,47
Извлечение вольфрама в концентрат, %	92,21	92,22	88,74	82,15
С воздушной турбулизацией пристеночного слоя				
Выход концентрата, %	23,01	5,28	3,08	2,60
Массовая доля вольфрама в концентрате, %	4,25	18,50	31,71	36,29
Извлечение вольфрама в концентрат, %	97,79	97,75	97,67	94,35

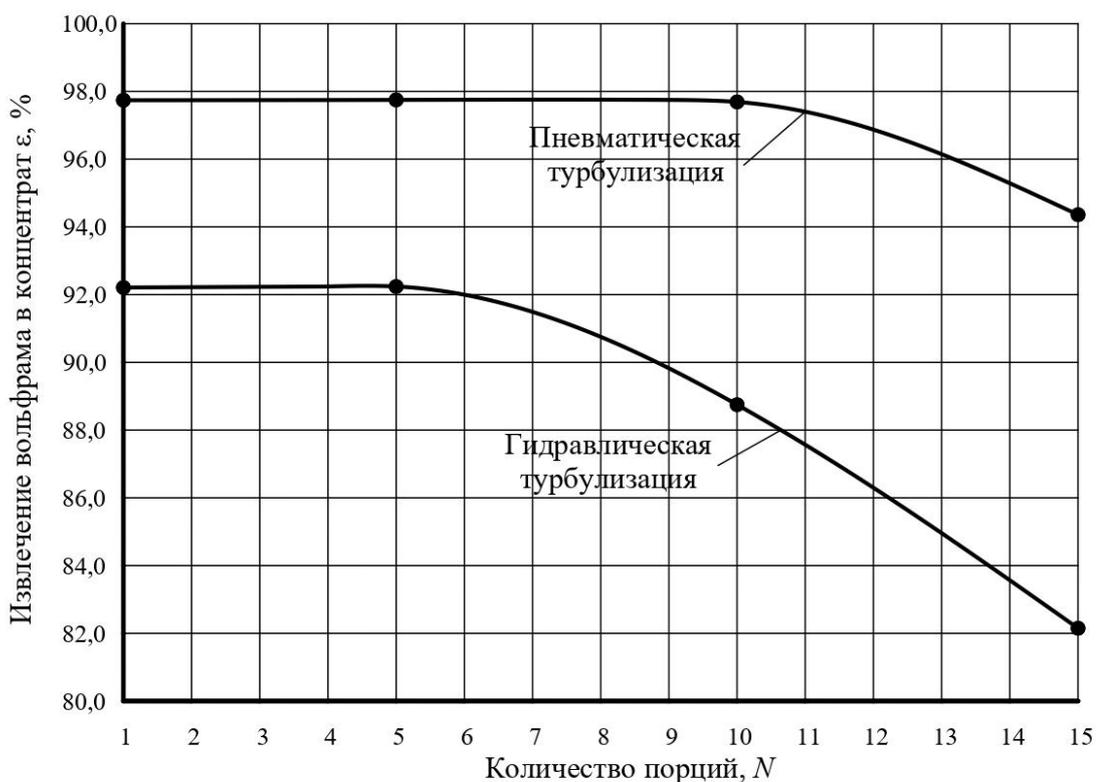


Рисунок 2.22 – Зависимость извлечения вольфрама в тяжелую фракцию от количества порций

Полученные результаты экспериментального моделирования процесса центробежной сепарации подтверждают результаты теоретического анализа возможностей циркуляционно-накопительной технологии.

2.6 Выводы

1. Гидродинамика пульпы во вращающемся конусе центробежного сепаратора характеризуется образованием в нижней части параболоида вращения до точки, в которой первая производная будет равна угловому коэффициенту внутренней поверхности конуса, после чего с повышением уровня по высоте конуса поверхность границы раздела фаз «жидкое – газ» превращается в коноидальную поверхность.

2. Режим турбулизации пристеночного слоя, в котором твердая фаза находится в псевдооживленном пульсирующем состоянии, обеспечивает благоприятные условия для непрерывного продвижения частиц золота в пристеночном слое к пазам конуса центробежного сепаратора.

3. Турбулизация пристеночного слоя сжатым воздухом характеризуется образованием турбулизированного аэрированного струями воздуха пристеночного слоя, пузырьки воздуха в котором за счет сброса давления увеличиваются в объеме, выдавливаются движущимся под действием центробежной силы материалом, интенсивно турбулизируют пристеночный слой.

4. Экспериментально установлено, что аэрация пристеночного слоя обеспечивает одинаковые по глубине результаты турбулизации пристеночного слоя сжатым воздухом по сравнению с турбулизацией водой при давлении воздуха в 4-5 раз выше давления воды.

5. Математическим моделированием сегрегации частиц золота крупностью 10 мкм в пристеночном слое показано, что идентичные результаты улавливания золота из пристеночного слоя в пазы конуса центробежного сепаратора

достигаются при турбулизации водой при давлении 0,1 МПа и сжатым воздухом при давлении 0,5 МПа.

6. Математическим анализом сил, действующих на частицы золота крупностью 10 мкм при контакте с пузырьками воздуха в пристеночном слое при воздушной турбулизации показано, что флотационное выделение частиц золота данной крупности выходящими из пристеночного слоя пузырьками воздуха в процессе турбулизационной центробежной сепарации маловероятно.

7. Теоретически определено и экспериментально доказано, что циркуляционно-накопительная технология с пневматической турбулизацией пристеночного слоя при турбулизационной центробежной сепарации обеспечивает получение концентрата с высоким содержанием частиц повышенной плотности при высоком их извлечении в концентрат.

ГЛАВА 3 Разработка новых технических решений турбулизационной центробежной сепарации

3.1 Совершенствование системы турбулизации пристеночного слоя конуса

Основными технологическими параметрами турбулизационной центробежной сепарации являются частота вращения улавливающего конуса и расход турбулизирующего агента. Данные параметры исследованы при разделении искусственных смесей [119-124].

Общий вид турбулизационного центробежного сепаратора К-200ВЛ показан на рисунке 3.1. Технические характеристики сепаратора приведены в таблице 3.1.



Рисунок 3.1 – Общий вид турбулизационного центробежного сепаратора К – 200ВЛ

Таблица 3.1 – Технические характеристики турбулизационного центробежного сепаратора К-200ВЛ

Наименование параметра	Единицы измерения	Значение/характеристика
Технические характеристики		
Мощность электродвигателя привода	кВт	0,75
Характеристика тока		постоянный однофазный
Напряжение	В	220
Частота вращения конусной чаши: - режим низких оборотов - режим высоких оборотов	мин ⁻¹	от 30 до 1 440 от 60 до 2 880
Режим управления циклом «накопление – разгрузка»		ручной (через пульт оператора)
Технологические характеристики		
Производительность по исходной пульпе	м ³ /час	до 2,0
Максимальный расход турбулизующей воды	м ³ /час	1,5
Плотность исходной пульпы	%	от 10 до 50
Крупность твердой фазы исходной пульпы	мм	до 3,0
Массогабаритные характеристики		
Масса изделия (не более)	кг	80
Габаритные размеры (не более):		
Длина	мм	700
Ширина	мм	390
Высота	мм	900

Изучено влияние технологических параметров работы центробежного сепаратора на технологические показатели процесса: направление подачи турбулизующего агента относительно конуса центробежного сепаратора и диаметр выходных отверстий сопел турбулизатора.

Турбулизация пристеночного слоя конуса играет основную роль в турбулизационной центробежной сепарации. Установлено [119], что существует жесткая взаимосвязь между давлением на выходе из сопел турбулизатора и скоростью вращения конуса. В свою очередь скорость вращения конуса связана с крупностью извлекаемых частиц золота в тяжелую фракцию.

Для снижения нижнего предела крупности извлекаемых частиц золота необходимо увеличивать центробежное ускорение путем повышения скорости вращения конуса. При этом для обеспечения разрыхления пристеночного слоя требуется повышение давления подачи турбулизующего агента.

С целью оптимизации процесса турбулизации пристеночного слоя конуса проведены экспериментальные исследования различных вариантов гидравлических, пневматических и комбинированных турбулизаторов. Исследования выполнены при реализации центробежной сепарации золотосодержащих продуктов на турбулизационном центробежном сепараторе К-200ВЛ, в котором установлены гидравлический и пневматический турбулизаторы.

Центробежную сепарацию с гидравлической турбулизацией осуществляли при скорости вращения конуса 1080 мин^{-1} и давлении гидравлического турбулизующего агента $0,08 \text{ МПа}$. При проведении экспериментов переменными параметрами был диаметр отверстий сопел турбулизаторов.

С целью повышения извлечения частиц золота в центробежной сепарации использована циркуляционная концентрация. За счет многократного прохождения потока пульпы через центробежный сепаратор обеспечиваются более высокие показатели извлечения ценного компонента в тяжелую фракцию. В качестве турбулизующего агента использовался сжатый воздух с целью снижения затрат на использование воды, а также предотвращения разжижения пульпы за счет дополнительной турбулизующей воды в замкнутом цикле. В процессе воздушной турбулизации пристеночного слоя использовали турбулизаторы с диаметром отверстий сопел $1, 0,8$ и $0,6 \text{ мм}$. Центробежную сепарацию с воздушной турбулизацией осуществляли при скорости вращения конуса 1080 мин^{-1} и давлении воздуха в пневматическом турбулизаторе $0,5 \text{ МПа}$.

Результаты проведенных экспериментов с использованием пневматического турбулизатора после математической обработки, представлены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Результаты турбулизационной центробежной сепарации с воздушной турбулизацией пристеночного слоя через сопла диаметром $1, 0,8$ и $0,6 \text{ мм}$

Наименование продукта	Диаметр выходных отверстий сопел, мм	Массовая доля Au, г/т	Извлечение Au, %
Тяжелая фракция	1	192,43	56,88
Тяжелая фракция	0,8	250,39	62,17
Тяжелая фракция	0,6	227,05	59,65

Из полученных данных следует, что при использовании в качестве турбулизирующего агента сжатого воздуха необходимо применять пневматический турбулизатор с уменьшенным диаметром выходных отверстий сопел по сравнению с гидравлическим турбулизатором.

3.2 Циркуляционно-накопительная технология с гидроциклонированием исходного питания

С целью повышения эффективности улавливания тонкодисперсных частиц золота разработан способ центробежной сепарации, заключающийся в том, что исходное питание подвергается гидроциклонированию, пески направляются на центробежную сепарацию, а слив гидроциклонирования – на турбулизацию пристеночного слоя.

Тонкодисперсные частицы золота через турбулизаторы вместе с турбулизирующим агентом попадают вглубь пристеночного слоя и начинают двигаться к пазам конуса из глубины пристеночного слоя. Путь движения частиц к пазам конуса значительно сокращается и вероятность улавливания тонкодисперсных частиц увеличивается.

Предлагаемый способ реализован в лабораторных условиях при центробежной сепарации золотосодержащего продукта крупностью минус 0,5 мм с массовой долей свободного золота 100 г/т. Свободное золото в продукте представлено частицами крупностью менее 50 мкм [116].

Реализована технологическая схема последовательной переработки четырех порций исходного питания с одновременной разгрузкой накопленной тяжелой фракции. Технологическая схема проведения опытов приведена на рисунке 3.2.

Порция 1 в виде пульпы с массовой долей твердого 20 % подвергалась гидроциклонированию с получением песков и слива. Пески гидроциклонирования направляли на центробежную сепарацию, а слив гидроциклонирования вместе с

турбулизационной водой подавали на турбулизацию пристеночного слоя конуса центробежного сепаратора.

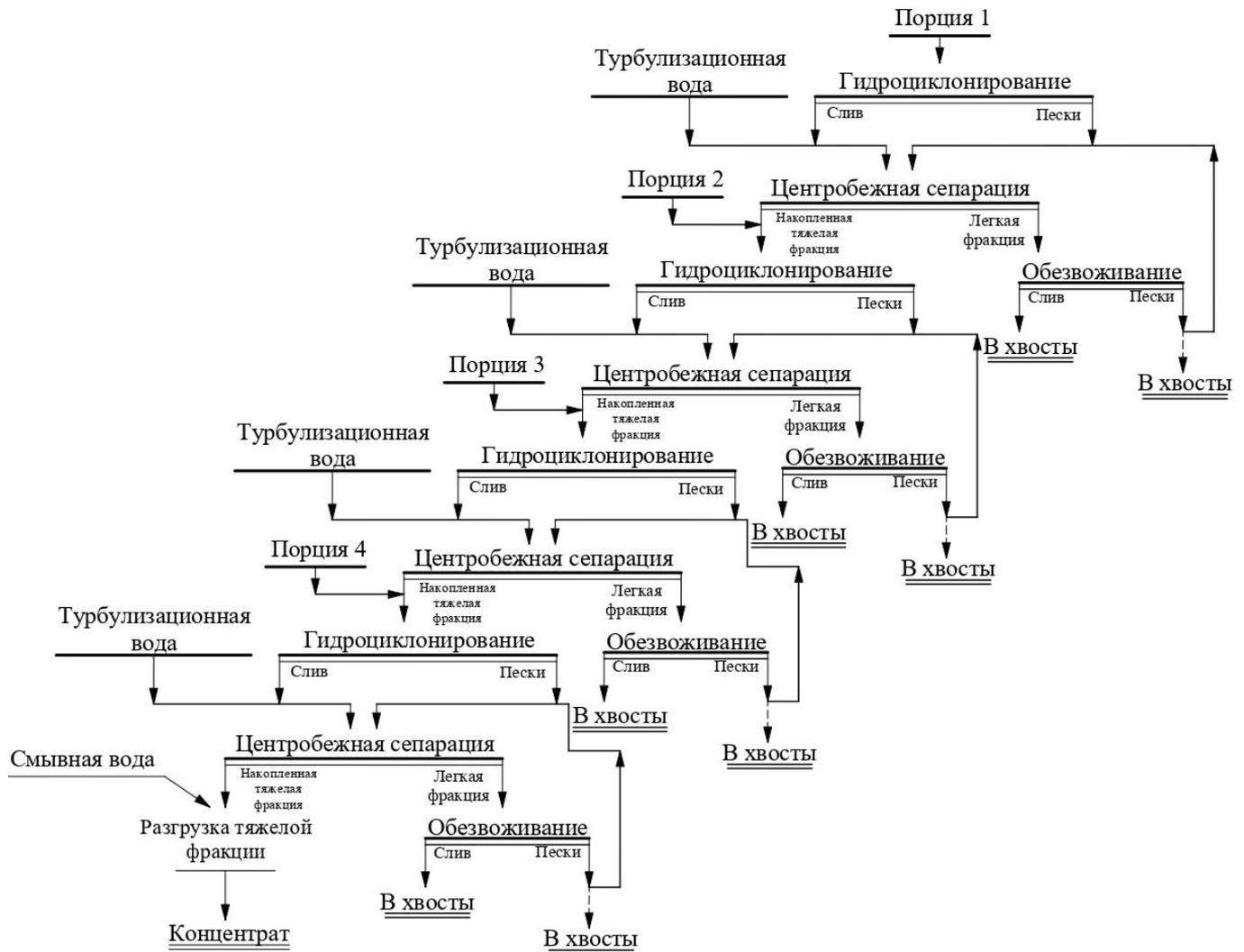


Рисунок 3.2 – Технологическая схема проведения опытов по циркуляционно-накопительной технологии с гидроциклонированием исходного питания

Центробежную сепарацию осуществляли в турбулизационном сепараторе К-200 ВЛ, принципиальная схема которого приведена на рисунке 2.18, гидроциклонирование – в гидроциклоне ГЦ-75 с диаметром песковой насадки 17 мм.

В процессе центробежной сепарации в пазах конуса формируется тяжелая фракция. Легкая фракция за счет центробежной силы выходит из центробежного сепаратора и направляется на обезвоживание в обезвоживающий гидроциклон.

Песковая фракция обезвоживающего гидроциклона направляется на центробежную сепарацию, а слив направляется в хвосты.

Реализовано три пропускания легкой фракции через центробежный сепаратор, после чего легкая фракция направлялась в хвосты.

Далее аналогично выполнена переработка второй, третьей и четвертой порций исходного питания. После переработки четырех порций исходного питания осуществлялась разгрузка накопленной тяжелой фракции с помощью смывной воды.

Схема цепей аппаратов для реализации циркуляционно-накопительной технологии с гидроциклонированием приведена на рисунке 3.3.

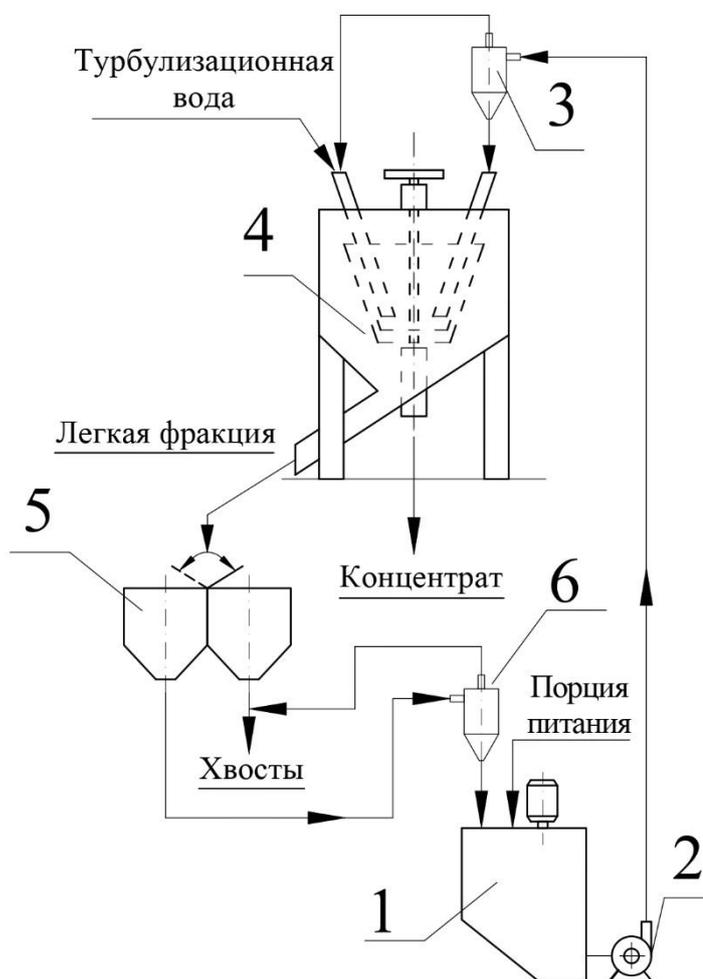


Рисунок 3.3 – Схема цепей аппаратов для реализации центробежной сепарации с гидроциклонированием исходного питания: 1 – зумпф; 2 – насос; 3 – гидроциклон; 4 – центробежный сепаратор; 5 – переключатель потоков; 6 – обезвоживающий гидроциклон

Полученные концентрат и хвосты подвергнуты пробирному анализу на золото. По результатам пробирного анализа выполнен расчёт извлечения золота в тяжёлую и лёгкую фракции.

Для сравнения на данном золотосодержащем промпродукте реализована центробежная сепарация при турбулизации пристеночного слоя только турбулизирующей водой, при частоте вращения конуса 1000 мин^{-1} без циркуляции лёгкой фракции и накопления золота в пазах конуса.

Результаты сравнения показателей центробежной сепарации по известному и предлагаемому способам приведены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 – Результаты разделения золотосодержащего продукта по известному и предлагаемому способам центробежной сепарации

Наименование показателя	Значение показателя	
	без гидроциклонирования	с гидроциклонированием
Массовая доля золота в тяжёлой фракции, г/т	480	4050
Извлечение золота в тяжёлую фракцию, %	75,8	92,2

Установлено, что циркуляционно-накопительная технология позволяет по сравнению с известной технологией повысить массовую долю золота в концентрате с 480 до 4050 г/т при повышении извлечения золота в концентрат с 76 до 92 %.

Предлагаемое техническое решение защищено патентом РФ №2690590 (Приложение 1).

3.3 Циркуляционно-накопительная технология с воздушной турбулизацией пристеночного слоя

Развитием турбуляционной центробежной сепарации является турбулизация пристеночного слоя конуса сжатым воздухом. Для повышения

эффективности центробежной сепарации разработан способ центробежной сепарации, включающий последовательную подачу порций исходного материала в виде пульпы в гидроциклонирование с получением слива и песков, центробежную сепарацию песков с турбулизацией пристеночного слоя конуса центробежного сепаратора смесью слива гидроциклонирования со сжатым воздухом, получаемой путем подачи слива гидроциклонирования в поток сжатого воздуха из сопла пневматического турбулизатора при объемном соотношении «слив-воздух» не более 1:30, циркуляцию легкой фракции в течение заданного времени с последующим удалением её в хвосты, одновременную разгрузку накопленной тяжелой фракции в концентрат с помощью смывной воды после переработки заданного количества порций исходного питания.

Технологические схемы по предложенному способу центробежной сепарации приведены на рисунках 3.4 и 3.5.

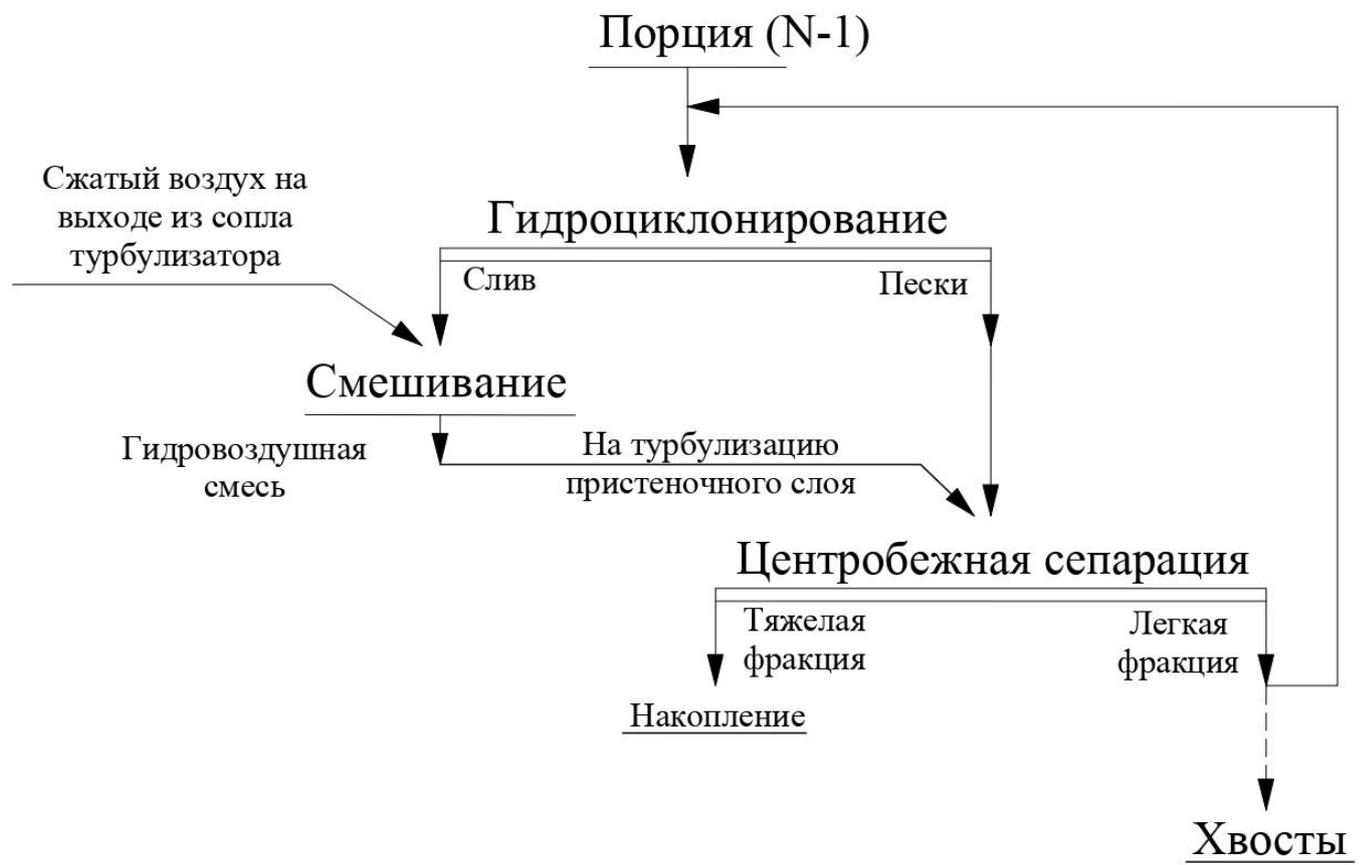


Рисунок 3.4 – Технологическая схема переработки первой порции исходного питания

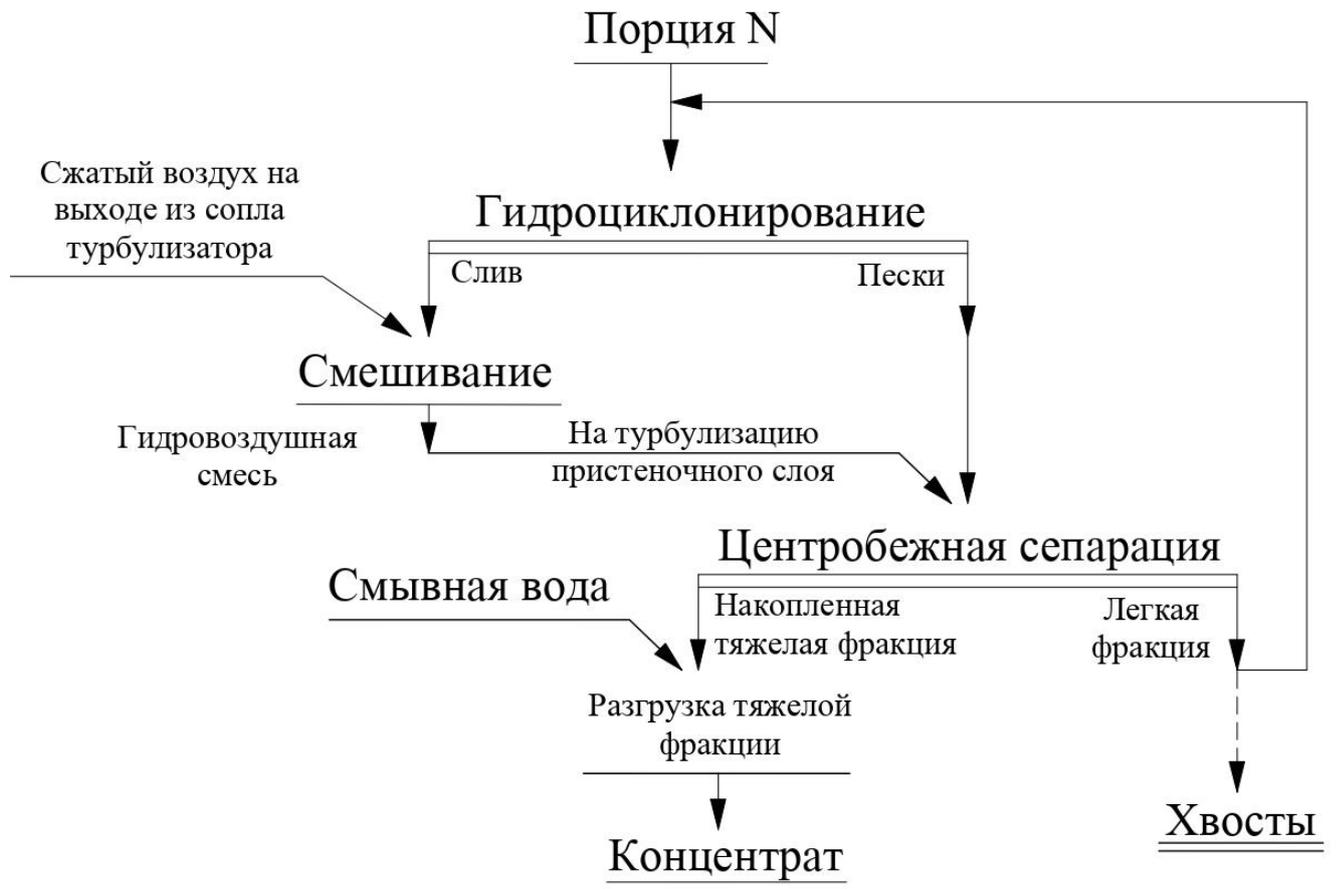


Рисунок 3.5 – Технологическая схема переработки последней порции исходного питания

Схема цепей аппаратов для реализации предлагаемого способа приведена на рисунке 3.6. На рисунке 3.7 приведена схема подачи слива гидроциклонирования в поток сжатого воздуха, выходящего из сопла пневматического турбулизатора.

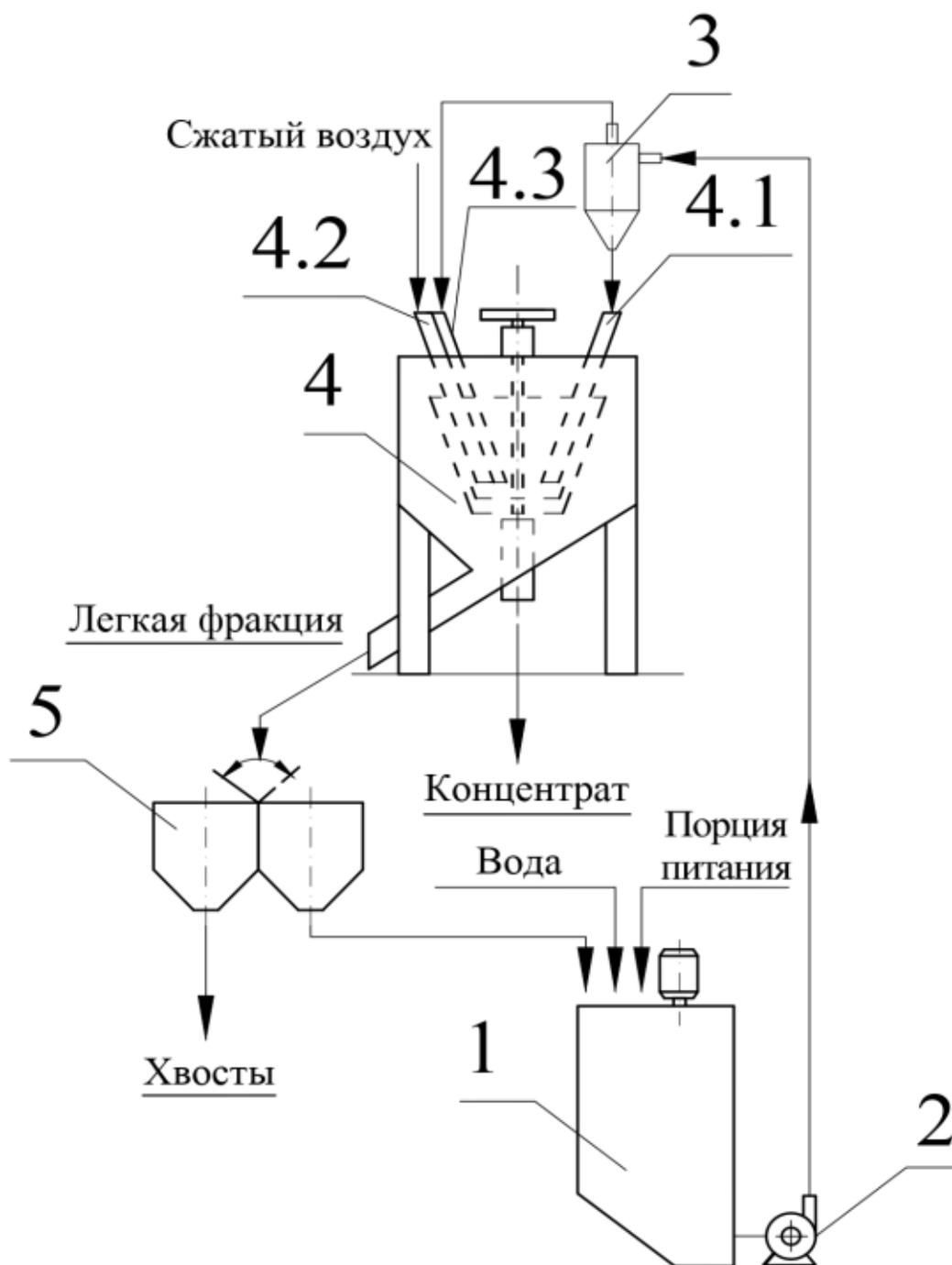


Рисунок 3.6 – Схема цепей аппаратов реализующая предлагаемый способ центробежной сепарации: 1 – зумпф с мешалкой; 2 – насос; 3 – гидроциклон;

4 – центробежный сепаратор: 4.1 – патрубок исходного питания;

4.2 – пневматический турбулизатор; 4.3 – гидравлический турбулизатор;

5 – шиберный переключатель

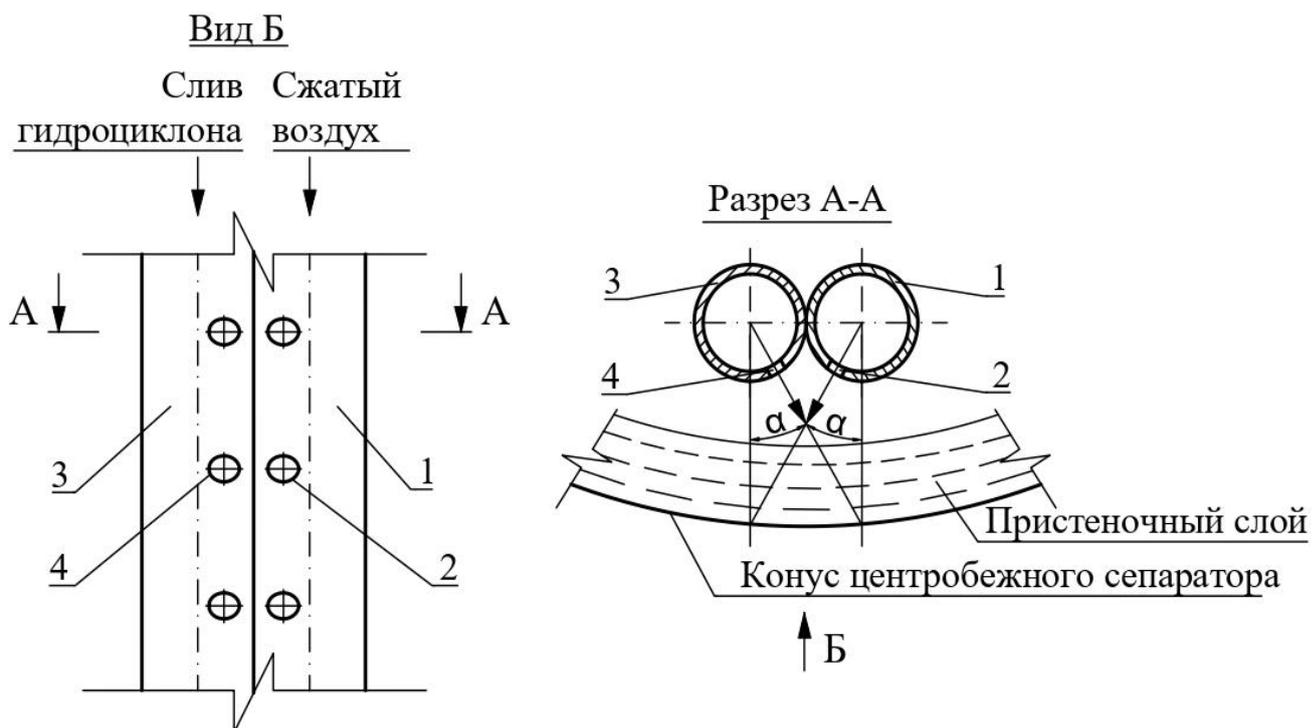


Рисунок 3.7 – Схема подачи слива гидроциклонирования в поток сжатого воздуха, выходящего из сопла пневматического турбулизатора: 1 – пневматический турбулизатор; 2 – сопло пневматического турбулизатора; 3 – гидравлический турбулизатор; 4 – сопло гидравлического турбулизатора; α – угол сдвига сопел гидравлического и пневматического турбулизаторов

Эффективное смешивание слива гидроциклонирования со сжатым воздухом обеспечивается за счет подачи слива и сжатого воздуха под углом друг к другу. Экспериментально показано, что для эффективного смешивания оптимальный угол сдвига составляет 30° .

Предложенный способ центробежной сепарации осуществляется следующим образом.

Порция 1 исходного питания в виде пульпы подается в операцию гидроциклонирования с получением слива и песков. Пески направляются на турбулизационную центробежную сепарацию.

Слив гидроциклонирования направляется на смешивание со сжатым воздухом на выходе из сопла пневматического турбулизатора с образованием

гидровоздушной смеси, которая поступает на турбулизацию пристеночного слоя конуса центробежного сепаратора.

Центробежная сепарация порции 1 осуществляется с циркуляцией легкой фракции в течение заданного времени, после чего легкая фракция направляется в хвосты, а тяжелая фракция остается в пазах конуса центробежного сепаратора.

Аналогичным образом осуществляется переработка последующих порций с накоплением тяжелой фракции в пазах конуса центробежного сепаратора.

По окончании переработки заданного количества порций накопленная суммарная тяжелая фракция разгружается из центробежного сепаратора смывной водой при снижении частоты вращения конуса центробежного сепаратора.

Турбулизация пристеночного слоя на конусе центробежного сепаратора гидровоздушной смесью слива гидроциклонирования исходного питания со сжатым воздухом обеспечивает возможность циркуляции легкой фракции без обводнения материала, повышает эффективное проникновение сконцентрированных в сливе гидроциклонирования тонкодисперсных частиц повышенной плотности вглубь пристеночного слоя и в пазы конуса центробежного сепаратора, снижая тем самым потери частиц повышенной плотности с хвостами центробежной сепарации.

Использование гидровоздушной смеси слива гидроциклонирования со сжатым воздухом при объемном соотношении «слив - воздух» не более 1:30 обеспечивает требуемую степень турбулизации пристеночного слоя без существенного влияния сил инерции жидкой фазы на скорость движения воздуха. Увеличение количества жидкой фазы в гидровоздушной смеси приводит к снижению степени турбулизации пристеночного слоя, поскольку силы инерции жидкой фазы при подаче в струю воздуха приводят к снижению скорости движения смеси и уменьшению степени турбулизации пристеночного слоя в конусе центробежного сепаратора.

Предлагаемый способ центробежной сепарации реализован в лабораторных условиях на золотосодержащем продукте крупностью минус 0,5 мм с массовой долей свободного золота 100 г/т, крупностью золотин минус 50 мкм.

Центробежную сепарацию осуществляли в лабораторном турбулизационном центробежном сепараторе К-200ВЛ при частоте вращения конуса 1000 мин^{-1} . Гидроциклонирование осуществляли в гидроциклоне ГЦ-75 с диаметром песковой насадки 17 мм.

Эксперименты проводили следующим образом.

Порцию 1 золотосодержащего продукта массой 2000 г и воду подавали в зумпф 1 с мешалкой для получения пульпы с массовой долей твердого 20 %.

Далее запускали центробежный сепаратор в работу, пульпу из зумпфа подавали насосом в гидроциклон, пески которого подавали в патрубок исходного питания, а слив – в гидравлический турбулизатор. Одновременно в пневматический турбулизатор подавали сжатый воздух под давлением 0,5 МПа. Соотношение «слив – воздух» гидровоздушной смеси устанавливали 1:30.

При установлении шибера переключателя потоков в положение подачи легкой фракции центробежного сепаратора в зумпф осуществляется циркуляция легкой фракции через насос, гидроциклон и центробежный сепаратор в течение заданного промежутка времени 8 минут. При этом частицы повышенной плотности, которые не успели попасть в пазы конуса центробежного сепаратора, улавливаются в пазах конуса центробежного сепаратора при циркуляции легкой фракции.

По истечении заданного времени работы сепаратора с циркуляцией легкой фракции шибер переключателя потоков устанавливается в положение на подачу легкой фракции в хвосты.

После разгрузки легкой фракции в хвосты процесс осуществляется на следующих порциях исходного питания. Общее количество переработанных порций исходного питания принято равным 11.

После переработки заданного количества порций накопленная в пазах конуса центробежного сепаратора тяжелая фракция разгружается с помощью смывной воды при скорости вращения конуса 5 мин^{-1} и направляется в концентрат.

Полученные концентрат и хвосты подвергнуты пробирному анализу на золото. По результатам пробирного анализа выполнен расчет извлечения золота в тяжелую и легкую фракции.

Для сравнения на этом же золотосодержащем продукте реализована центробежная сепарация по известному способу (Патент РФ №2690590 Способ центробежной сепарации МПК В03В 7/00, В03В 5/34) при тех же параметрах центробежной сепарации.

Результаты сравнения показателей центробежной сепарации по известному и предлагаемому способам приведены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 – Результаты разделения золотосодержащего продукта по известному и предлагаемому способам центробежной сепарации

Наименование показателя	Значения показателей	
	с гидроциклонированием	с гидроциклонированием и воздушной турбулизацией
Массовая доля золота в тяжелой фракции, г/т	4050	4250
Извлечение золота в тяжелую фракцию, %	92,2	95,5
Расход дополнительной воды, м ³ /т	3,6	0,1

Установлено, что подача слива гидроциклонирования на турбулизацию пристеночного слоя в смеси со сжатым воздухом приводит по сравнению с известным способом к повышению массовой доли золота в тяжелой фракции с 4050 до 4250 г/т при повышении извлечения золота в тяжелую фракцию с 92 % до 95 %. При этом снижается расход используемой воды. Предлагаемое техническое решение защищено патентом РФ №2799681 (Приложение 2).

3.4 Выводы

1. Отклонение угла атаки турбулизирующего агента больше чем на 30° от перпендикулярного положения влечет за собой снижение качественных показателей центробежной сепарации.

2. Использование в качестве турбулизирующего агента сжатого воздуха требует применения турбулизатора с уменьшенным диаметром выходных отверстий сопел.

3. Использование в процессе турбулизации пристеночного слоя слива гидроциклонирования обеспечивает за счет повышения эффективности улавливания тонкодисперсных частиц повышение извлечения золота в тяжелую фракцию.

4. Использование циркуляционно-накопительной технологии с воздушной турбулизацией пристеночного слоя совместно со сливом гидроциклонирования обеспечивает повышение извлечения золота в тяжелую фракцию при исключении использования дополнительной турбулизирующей воды.

5. Разработанные новые технические решения защищены патентами РФ на изобретения № 2690590 и № 2799681.

ГЛАВА 4 Исследование турбулизационной центробежной сепарации золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

4.1 Характеристика руды

Минералогическим анализом пробы исходной руды месторождения «Ашалы» установлено, что рудные минералы в пробе представлены гидроокислами железа (гётит и лепидокрокит), пиритом, арсенопиритом и лейкоксеном. Гётит и лепидокрокит тесно ассоциированы друг с другом. Структуры ассоциаций в основном вкрапленные, прожилково-вкрапленные и графически представляют собой структуры замещения, развитые по сульфидам в виде каемок по границе зерен пирита и в виде заполнений трещин в катаклазированных зернах. Гидроокислы железа замещают сульфиды частично или полностью. Размеры зерен гидроокислов от 5 до 200 мкм.

Частично лепидокрокит переходит в агрегаты гётита. Форма зёрен разнообразная: от кубической, призматической, додекаэдрической до неправильной. Кубические, призматические и додекаэдрические зёрна сформированы в результате замещения сульфидных минералов пирита и арсенопирита. В крупных зёрнах гидроокислов наблюдаются остатки пирита, не подвергнутые замещению.

Пирит в руде представлен редкой вкрапленной минерализацией. Форма зёрен пирита ксеноморфная, кубическая и додекаэдрическая. Крупные зёрна пирита катаклазированы, трещины между обломками заполнены гидроокислами железа. Границы зёрен пирита корродированы. Пирит образует с арсенопиритом вкрапленную минерализацию. Размер зёрен колеблется в пределах от 2 до 250 мкм, с преобладанием зёрен размером 70-110 мкм.

Наблюдаются мелкие зёрна пирита крупностью 2 - 4 мкм, образующие редкую мелкую вкрапленность в породе. В пирите обнаружены микровкрапления халькопирита крупностью от 0,4 до 5 мкм.

Арсенопирит вместе с пиритом образуют редкую вкрапленную минерализацию. Зерна арсенопирита имеют ксеноформную форму. Призматические и игольчатые образования не обнаружены. Трещины катаклазированных зёрен арсенопирита заполнены нерудным веществом и гидроокислами железа. Обнаружена мелкая вкрапленность арсенопирита в породе. Размер вкраплений менее 3 мкм.

Лейкоксен представлен вкрапленной и прожилко-вкрапленной минерализацией. Форма зёрен разнообразная от ксеноморфной до глобулярной. Размер зёрен от 2 до 15 мкм.

Минералогическим анализом в руде месторождения «Ашалы» идентифицированы зёрна самородной меди. Она обнаружена в виде мелких единичных зёрен крупностью 3 – 7 мкм.

Золото в исследуемых шлихах образцов руды обнаружено в виде золотин крупностью от 0,3 до 100 мкм. Основная масса золота связана с пиритом и арсенопиритом в виде микровключений.

Полученные ситовым анализом классы крупности подвергнуты пробирному анализу на золото. По результатам пробирного анализа рассчитано распределение золота по классам крупности. Результаты расчётов приведены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 – Массовая доля и распределение золота по классам крупности пробы исходной руды месторождения «Ашалы»

Класс крупности	Выход, %	Массовая доля золота, г/т	Распределение золота, %
+ 100	8,96	0,6	3,90
- 100 + 50	9,33	0,6	4,05
- 50 + 25	10,97	0,8	6,36
- 25 + 13	12,31	1,3	11,59
- 13 + 6	19,16	1,5	20,82
- 6 + 3	14,99	2,2	23,89
- 3 + 1,4	6,49	2,6	12,22
- 1,4 + 0,63	7,23	1,6	8,38
- 0,63 + 0,071	5,31	1,14	4,38
- 0,071 + 0	5,25	1,16	4,41
ИТОГО:	100,00	1,38	100,00

Установлено, что золото распределяется по классам крупности практически равномерно с увеличением количества золота в средних классах.

Пробы исходной руды для химического и пробирного анализов получены в процессе подготовки исходной пробы к исследованию. Анализам подвергнута проба, измельченная до 100 % класса крупности минус 0,071 мм.

Результаты пробирного анализа приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2 – Результаты пробирного анализа пробы исходной руды месторождения «Ашалы»

Химический элемент	Массовая доля, г/т
Au	1,45
Ag	2,5

Массовая доля золота составляет 1,45 г/т, массовая доля серебра – 2,5 г/т. Рациональный анализ золота выполнен на пробах руды, измельченных до 70 % класса крупности минус 0,071 мм.

Результаты рационального анализа золота приведены в таблице 4.3.

Таблица 4.3 – Результаты рационального анализа золота в измельченной руде месторождения «Ашалы»

Форма нахождения золота	Распределение при измельчении руды до 70 % класса – 0,071 мм, %
Свободное с чистой поверхностью	17,1
Свободное, покрытое пленками	3,5
Золото в сростках	12,2
Ассоциированное с сульфидами	46,8
Ассоциированное с нерудными минералами	20,4
ВСЕГО	100,0

Рациональным анализом установлено, что свободное золото представлено золотинами в форме октаэдров и их сростков, частично в форме дендритов. Крупность золотин находится в пределах от 1,0 до 100 мкм. Золото в пробе представлено на 20 % частицами свободного золота, на 46 % – золотом, ассоциированным с сульфидными минералами.

4.2 Исследование турбулизационной центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией

Переработку руды месторождения «Ашалы» осуществляли по комбинированной технологии, включающей дробление и измельчение, предварительное обогащение методом рентгенофлуоресцентной сепарации (РФС), сернокислотное растворение окисленных минералов, турбулизационную центробежную сепарацию и электрохимическую хлоринацию, сорбцию золота на уголь, озоление насыщенного угольного сорбента и плавку с получением золотосодержащего сплава. Схема переработки руды представлена на рисунке 4.1.

Турбулизационную центробежную сепарацию кека сернокислотного раствора осуществляли на сепараторах К-760, доводочная операция осуществлялась на сепараторах К-210ВЛ.

После пропускания заданного количества исходной пульпы через сепаратор подача исходного питания прекращалась, осуществлялась промывка пристеночного слоя турбулизирующей водой. По окончании промывки прекращается подача турбулизирующей воды и конус останавливали. Частотным преобразователем задается небольшая скорость вращения конуса, с помощью смывной воды осуществляется вымывание из пазов конуса тяжёлой фракции, которая через отверстия в днище конуса удаляется из центробежного сепаратора.

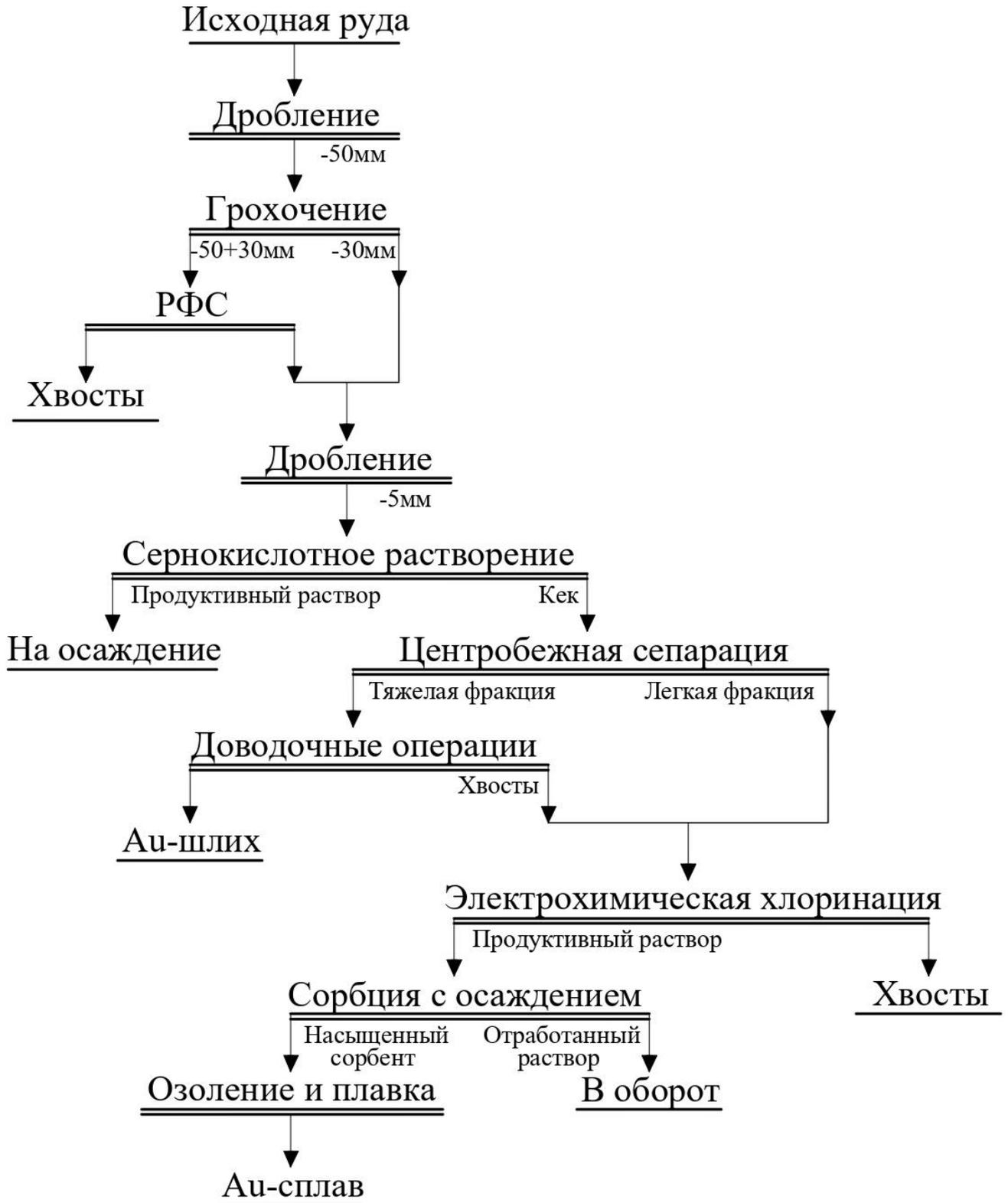


Рисунок 4.1 – Схема переработки руды месторождения «Ашалы»

Результаты экспериментов по турбулизационной центробежной сепарации кека сернокислотного растворения после математической обработки приведены в таблице 4.4.

Таблица 4.4 – Результаты турбулизационной центробежной сепарации кека сернокислотного растворения

Продукт	Массовая доля золота	Извлечение золота, %
Аu-содержащий шлик	82 %	20,44
Хвосты	6,80 г/т	15,56
Итого питание	19,77 г/т	36,00

Концентрат центробежной сепарации подвергнут перечистой центробежной сепарации и ручной доводке тяжелой фракции. В результате доводочных операций получен шлиховой продукт с массовой долей золота 82 % при извлечении золота в него 20 % по отношению к исходной руде месторождения «Ашалы».

4.3 Исследование воздушной турбулизационной центробежной сепарации в режиме циркуляционно-накопительной технологии

При многократном прохождении потока пульпы в замкнутом цикле через центробежный сепаратор обеспечиваются более высокие показатели извлечения ценного компонента в тяжелую фракцию.

Центробежную сепарацию осуществляли с циркуляцией лёгкой фракции в течение заданного времени переработки порции исходного питания с последующим удалением её в хвосты, единовременную разгрузку тяжёлой фракции в концентрат осуществляли с помощью смывной воды после переработки заданного количества порций.

Выполнены исследования на турбулизационном центробежном сепараторе, оснащённом турбулизатором для турбулизации пристеночного слоя подаваемыми изнутри конуса струями воздуха.

Для проведения опытов по центробежной сепарации исходная руда была подвергнута дроблению до крупности минус 5 мм. Далее дробленную руду

подвергали серноокислотному растворению с получением продуктивного раствора и кека. Исходным питанием для центробежной сепарации является кек серноокислотного растворения. Кек в центробежный сепаратор подавали в виде пульпы при соотношении Т:Ж = 2:8.

Порцию исходного питания подавали в зумпф с мешалкой для получения пульпы с массовой долей твердого 20 %. Из зумпфа пульпу подавали насосом в центробежный сепаратор при установке шибера переключателя потоков в положение подачи легкой фракции из центробежного сепаратора в зумпф. Давление воздуха в пневматическом турбулизаторе составляет 0,6 МПа.

При подаче пульпы из зумпфа в центробежный сепаратор она под действием центробежной силы движется по поверхности конуса к его широкой части. С помощью воздуха из пневматического турбулизатора происходит турбулизация струями сжатого воздуха пристеночного слоя пульпы на поверхности конуса. Частицы повышенной плотности за счет центробежной силы продвигаются в пристеночном слое к поверхности конуса и накапливаются в пазах конуса.

Частицы повышенной плотности, которые не успели попасть в пазы конуса выносятся пульпой в легкую фракцию, которая через переключатель потоков, зумпф и насос возвращается в центробежный сепаратор.

По истечении заданного времени работы в замкнутом цикле переключатель потоков направляет легкую фракцию в хвосты. После разгрузки легкой фракции в хвосты процесс осуществляли на следующих порциях исходного питания.

После переработки заданного количества порций исходного питания прекратили подачу сжатого воздуха в пневматический турбулизатор и подали воду в водный турбулизатор при давлении 0,008 МПа, частоту вращения конуса с помощью частотного преобразователя устанавливали 5 мин⁻¹. Из пазов конуса водой из гидравлического турбулизатора вымывалась тяжелая фракция, которая самотеком направлялась по поверхности конуса к его узкой части и под распределителем потоков через патрубок направлялась в емкость для тяжелой фракции.

Тяжелую фракцию подвергли доводочным операциям с получением золотосодержащего шлиха.

Результаты экспериментов с пневматической турбулизацией по циркуляционно-накопительной технологии после математической обработки представлены в таблице 4.5.

Таблица 4.5 – Результаты воздушной турбулизационной центробежной сепарации по циркуляционно-накопительной технологии кека серноокислотного растворения

Продукт	Массовая доля золота	Извлечение золота, %
Аu-содержащий шлик	82 %	25,50
Хвосты	6,80 г/т	10,50
Исходный	19,77 г/т	36,00

В результате доводочных операций получен шлиховой продукт с массовой долей золота 82 % при извлечении золота в него 25 % по отношению к исходной руде месторождения «Ашалы», что на 5 % выше извлечения при центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией.

Фотографии частиц золота в шлихах приведены на рисунке 4.2.

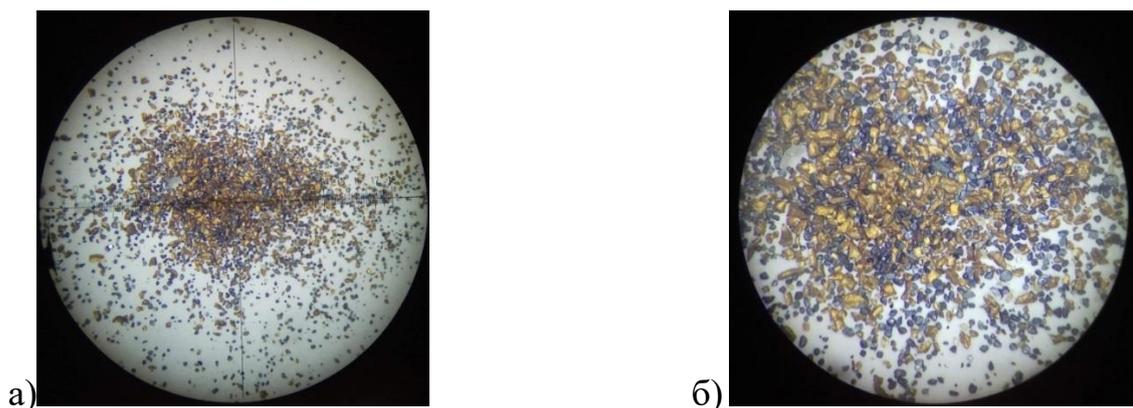


Рисунок 4.2 – Частицы золота в шлиховом концентрате турбулизационного центробежного сепаратора под микроскопом: а) – 4х увеличение; б) – 7х увеличение

Полученные результаты свидетельствуют о целесообразности переработки руды месторождения «Ашалы» методом турбулизационной центробежной сепарации по циркуляционно-накопительной технологии с воздушной турбулизацией пристеночного слоя.

4.4 Оценка экономической эффективности известной технологии

Расчеты выполнены для производительности по руде 100 т/ч при содержании в руде золота 1,45 г/т.

Технико-экономические расчеты эффективности технологии переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы» приведены в Приложении 4.

В таблице 4.6 приведены сравнения показателей переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы».

Таблица 4.6 – Таблица сравнения показателей переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

№	Наименование показателя	По известной технологии с гидравлической турбулизацией	По циркуляционно-накопительной технологии с воздушной турбулизацией
1	Производительность по руде, т/год	816 000	
2	Содержание в руде, г/т	1,45	
3	Количество концентрата шлихового, т/год	0,291	0,364
4	Количество концентрата после плавки, т/год	1,041	1,010
5	Капитальные затраты, руб.	663 200 000	743 200 000
6	Себестоимость переработки исходной руды, руб./т	3 186,95	3 209,17
7	Суммарная выручка, руб./год	2 811 110 049	2 928 371 902
8	Чистая прибыль, руб./год	168 444 560,30	247 753 755,23
9	Окупаемость, год	3,94	3,0

4.5 Выводы

1. Исследования, проведенные на золотосодержащей руде месторождения «Ашалы» показали, что золото в исследуемых шлихах образцов руды представлено в виде золотин крупностью от 0,3 до 100 мкм. Основная масса золота связана с пиритом и арсенопиритом в виде микровключений. Установлено, что золото распределяется по классам крупности равномерно с увеличением количества золота в средних классах. Массовая доля золота составляет 1,45 г/т, массовая доля серебра 2,5 г/т. Крупность золотин находится в пределах от 1,0 до 100 мкм. Золото в пробе представлено на 20 % частицами свободного золота, на 46 % – золотом, ассоциированным с сульфидными минералами.

2. Разработана технология переработки, включающая рентгено-флуоресцентную сепарацию класса крупности –60+30 мм, сернокислотное растворение окисленных минералов, центробежную сепарацию с выделением свободного золота, электрохлоринацию хвостов центробежной сепарации.

3. Для технологии переработки руды месторождения «Ашалы» проведены исследования центробежной сепарации по известной технологии с гидравлической турбулизацией пристеночного слоя. Полученные данные показывают, что данным способом можно получить золотосодержащий шликс с содержанием золота 82 % при извлечении в него золота 20 %. Срок окупаемости по данной технологии составляет 3,94 года с чистой прибылью 168,4 млн руб./год.

4. Экспериментальные исследования центробежной сепарации по циркуляционно-накопительной технологии с воздушной турбулизацией пристеночного слоя показали возможность повышения извлечения золота в шлиховой концентрат на 5 %. Срок окупаемости по предлагаемой технологии составляет 3 года с чистой прибылью 247,7 млн. руб./год.

5. Экономическими расчетами показано, что при одинаковых исходных данных предлагаемая циркуляционно-накопительная технология с воздушной турбулизацией пристеночного слоя за счет повышения извлечения золота в

гравитационный концентрат обеспечивает увеличение чистой прибыли на 79,3 млн руб./год и снижение срока окупаемости с 3,94 до 3,0 лет.

ГЛАВА 5 Опытнo-промышленные испытания турбулизационной центробежной сепарации хвостов кучного цианирования руды месторождения «Мизек» (Республика Казахстан)

5.1 Испытания на дробленых хвостах кучного цианирования крупностью минус 5 мм

Кучному цианированию подвергалась руда, дробленая до крупности минус 50 мм. В процессе переработки руды в штабелях накоплено большое количество хвостов цианирования.

Массовая доля золота в отдельных штабелях достигает 1,2 г/т. Данный объект является перспективным для вовлечения в переработку с целью извлечения золота.

Для проведения опытно-промышленных испытаний выполнен отбор валовой пробы хвостов цианирования из штабеля №3 массой 18000 кг.

Исходную пробу подвергли трехстадиальному дроблению в замкнутом цикле с грохочением до крупности минус 5 мм. Дробленые хвосты цианирования подвергали турбулизационной центробежной сепарации в промышленном центробежном сепараторе К-760, тяжелую фракцию которого подвергали доводочным операциям на центробежном сепараторе К-180 и ручной доводке.

Технологическая схема переработки хвостов цианирования приведена на рисунке 5.1, схема цепей аппаратов опытно-промышленной установки – на рисунке 5.2.

Технологическая схема включает трехстадиальное дробление в замкнутом цикле с грохочением. Дробленный продукт в виде пульпы с массовой долей твердого 20 % подвергается турбулизационной центробежной сепарации с получением тяжелой и легкой фракции. Легкая фракция направлялась в хвосты, а тяжелая

фракция подвергалась доводочным операциям: турбулизационной центробежной сепарации и ручной доводке с получением золотосодержащего шлиха.

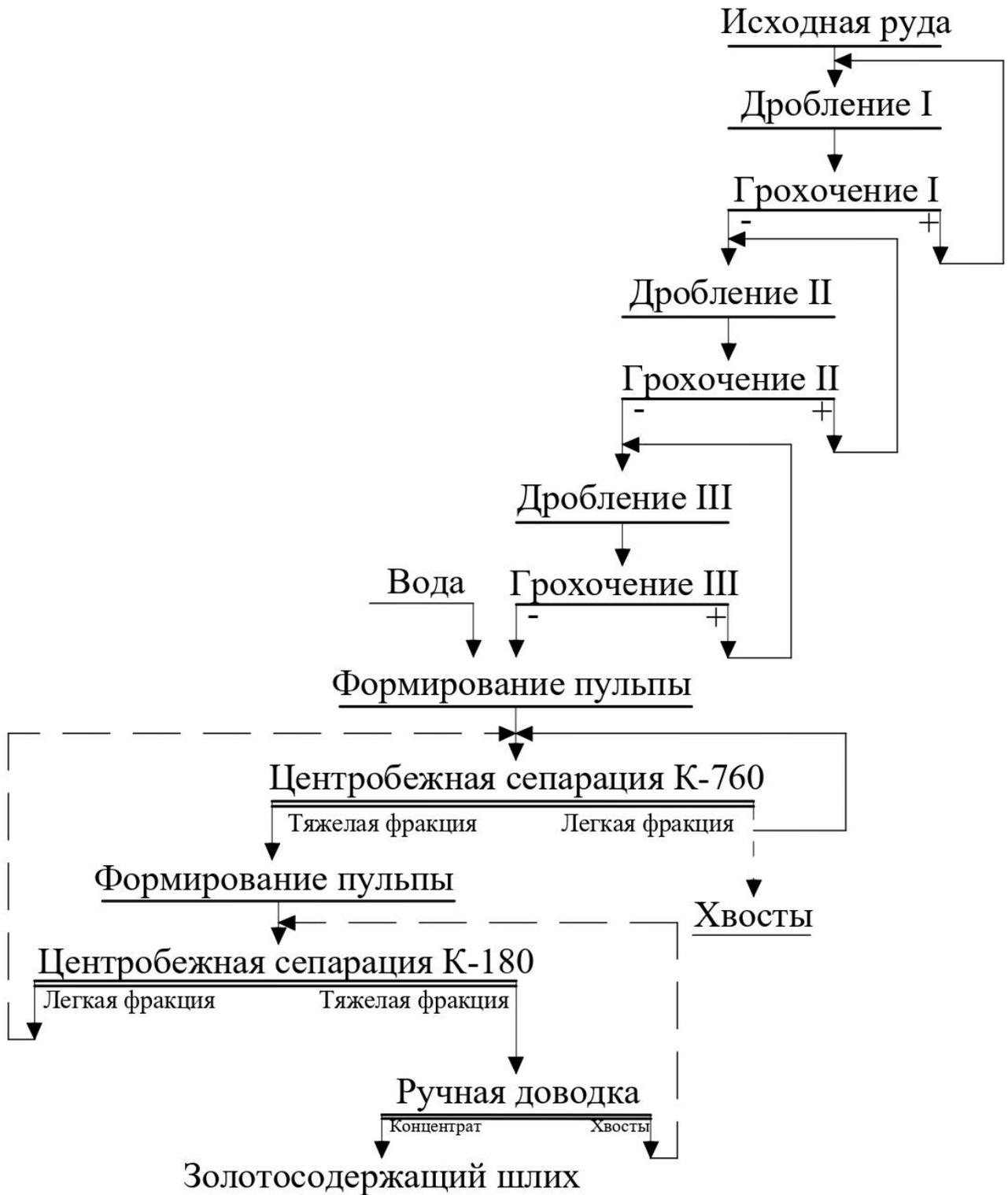


Рисунок 5.1 – Технологическая схема переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек»

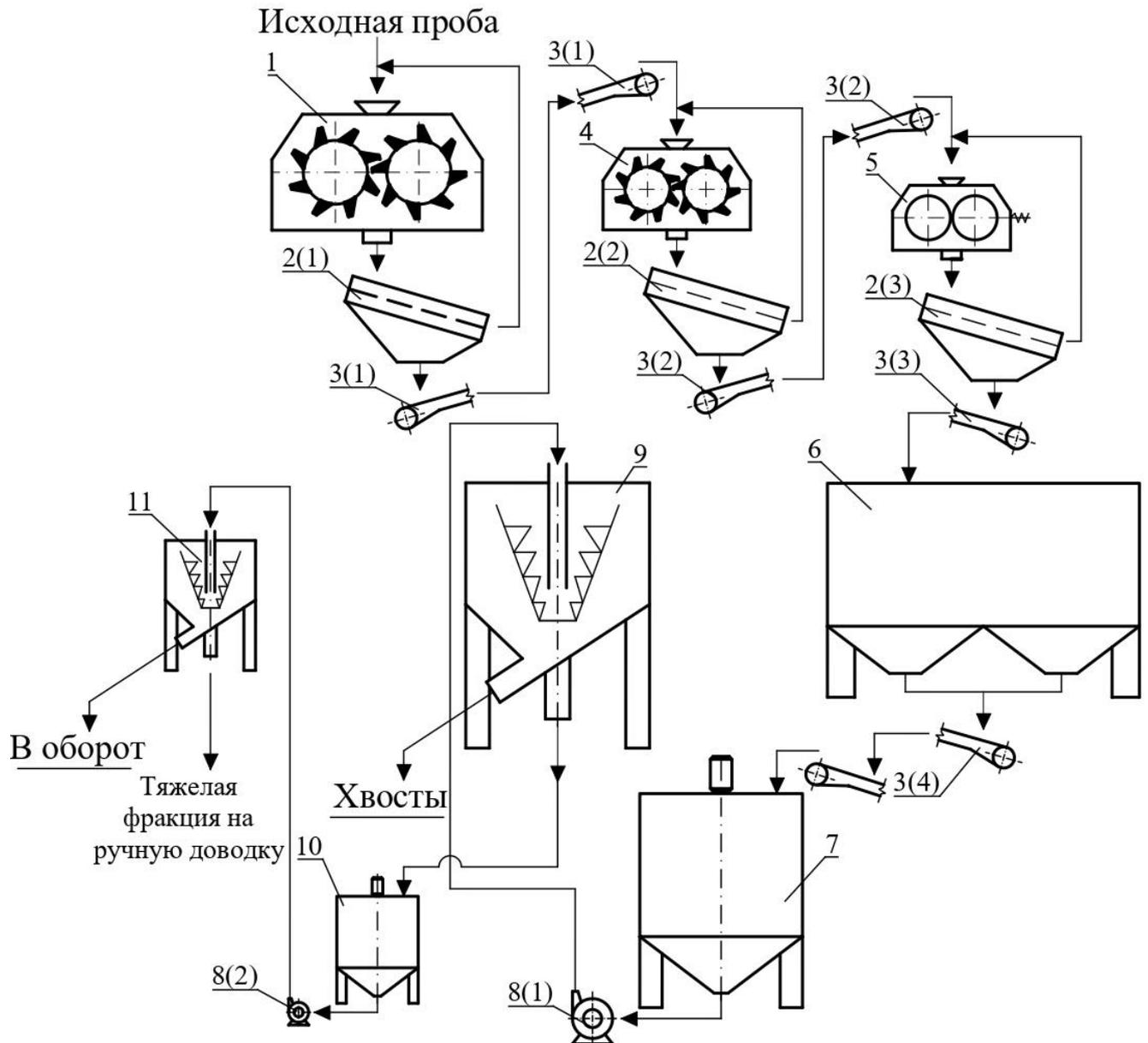


Рисунок 5.2 – Схема цепи аппаратов опытно-промышленной установки по

переработке дробленых хвостов цианирования месторождения «Мизек»:

- 1 – дробилка зубчатая; 2(1-3) – грохот; 3(1-4) – ленточный конвейер; 4 – дробилка зубчатая; 5 – валковая дробилка; 6 – накопительный бункер; 7 – зумпф с мешалкой; 8(1,2) – песковой насос; 9 – центробежный сепаратор К-760; 10 – зумпф с мешалкой; 11 – центробежный сепаратор К-180

Схема цепи аппаратов опытно-промышленной установки включает две зубчатые дробилки (1,4), валковую дробилку (5), грохоты (2(1-3)), четыре

конвейера (3), центробежный сепаратор К-760 (9), зумпф (10), центробежный сепаратор К-180 (11), два песковых насоса (8(1,2)).

Опытно-промышленная установка смонтирована на промплощадке предприятия UNIPROM в г. Караганда. На рисунке 5.3 показана опытно-промышленная установка в процессе монтажа.



Рисунок 5.3 – Опытно-промышленная установка в процессе монтажа:
1 – накопительный бункер; 2 – зумпф; 3 – центробежный сепаратор К-760;
4 – насос

Технические характеристики центробежного сепаратора К-760 приведены в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Технические характеристики центробежного сепаратора К-760

Наименование параметра	Единицы измерения	Значение
Мощность электродвигателя	кВт	7,6
Напряжение	В	380
Частота вращения конуса	мин ⁻¹	до 730
Производительность по твердому осадку	кг/ч	15...10000
Производительность по пульпе	м ³ /ч	до 50
Крупность подаваемого материала	мм	до 5
Соотношение твердого к жидкому	%	до 30
Масса изделия	кг	1500
Габаритные размеры: длин/ширина/высота	мм	1675/1175/2010

Опытно-промышленные испытания проводили следующим образом. Исходную пробу хвостов цианирования массой 3000 кг подвергали дроблению в зубчатой дробилке 1 в замкнутом цикле с грохотом 2(1). Подрешетный продукт грохота 2(1) по конвейеру 3(1) направляли в зубчатую дробилку 4, работающую в замкнутом цикле с грохотом 2(2). Подрешетный продукт грохота 2(2) по конвейеру 3(2) направляли в валковую дробилку 5, работающую в замкнутом цикле с грохотом 2(3). Подрешетный продукт грохота 2(3) крупностью минус 5 мм по конвейеру 3(3) направляли в накопительный бункер 6, из которого по конвейеру 3(4) направлялся в зумпф 7 с мешалкой. Пульпу из зумпфа 7 насосом 8(1) подавали в центробежный сепаратор К-760. Тяжелая фракция накапливалась в пазах конуса, лёгкая фракция под действием центробежной силы удалялась из сепаратора 9 в хвосты.

После переработки порции исходного питания тяжелую фракцию из пазов центробежного сепаратора 9 разгружали в зумпф 10, из которого насосом 8(2) тяжелая фракция направлялась в доводочные операции в центробежный сепаратор 11.

В процессе испытаний центробежный сепаратор К-760 работал в следующем режиме:

- частота вращения конуса сепаратора 520 мин⁻¹;
- давление воды в турбулизирующих патрубках 0,1 МПа.

Перечистка тяжелой фракции сепаратора К-760 осуществлялась на сепараторе К-180 при следующих параметрах:

- частота вращения конуса сепаратора 750 мин⁻¹;
- давление воды в турбулизирующей трубке 0,09 МПа;
- масса порции материала, пропускаемой через центробежный сепаратор 5 кг.

Полученные в процессе переработки продукты подвергнуты ситовому и пробирному анализам.

Установлено, что дробленые хвосты на 80 % представлены классами крупности (-1,25+0,16) мм. Массовая доля класса крупности минус 0,071 мм составила всего лишь 1 %. Результаты пробирного анализа продуктов обогащения приведены в таблице 5.2.

Таблица 5.2 – Результаты пробирного анализа продуктов переработки дробленых хвостов кучного выщелачивания

Наименование продукта	Массовая доля золота, г/т
Исходное питание	1,2
Хвосты 1 сепарации	0,62
Хвосты 2 сепарации	2,50
Хвосты ручной доводки	4,00
Концентрат ручной доводки	5200

По результатам эксперимента рассчитана качественно-количественная схема, которая представлена на рисунке 5.4. Тяжелая фракция ручной доводки подвергнута химической обработке азотной кислотой с целью вскрытия свободного золота. В результате визуально зарегистрированы отдельные знаки тонкодисперсного золота. Установлено, что с помощью центробежной сепарации из хвостов кучного цианирования, дробленых до крупности минус 5 мм, после

первой стадии центробежной сепарации получен концентрат с массовой долей золота 19,15 г/т при извлечении в него золота 49,97 %, после второй стадии центробежной сепарации получен концентрат с массовой долей золота 403,52 г/т при извлечении в него золота 43,72 %. В результате ручной доводки концентрата центробежной сепарации получен шлиховой продукт с массовой долей золота 5200 г/т, при извлечении в него золота 43,33 % по отношению к исходному питанию.



Рисунок 5.4 – Качественно-количественная схема переработки хвостов кучного цианирования руды месторождения «Мизек»

Проведенные исследования показывают достаточно высокую эффективность технологии гравитационного обогащения дробленых хвостов кучного цианирования.

5.2 Испытания на измельченных хвостах кучного цианирования

Проведенные исследования на дробленых хвостах кучного цианирования руды месторождения «Мизек» показали перспективность технологии турбулизационно-центробежной сепарации. С целью повышения показателей обогащения принято решение измельчать хвосты кучного цианирования руды для вскрытия золота. Проба подвергнута дроблению и измельчению до крупности 92,5 % класса минус 0,071 мм.

По результатам эксперимента рассчитана качественно-количественная схема, которая приведена на рисунке 5.5. На рисунке 5.6 приведена схема цепи аппаратов, реализующая переработку измельченных хвостов.

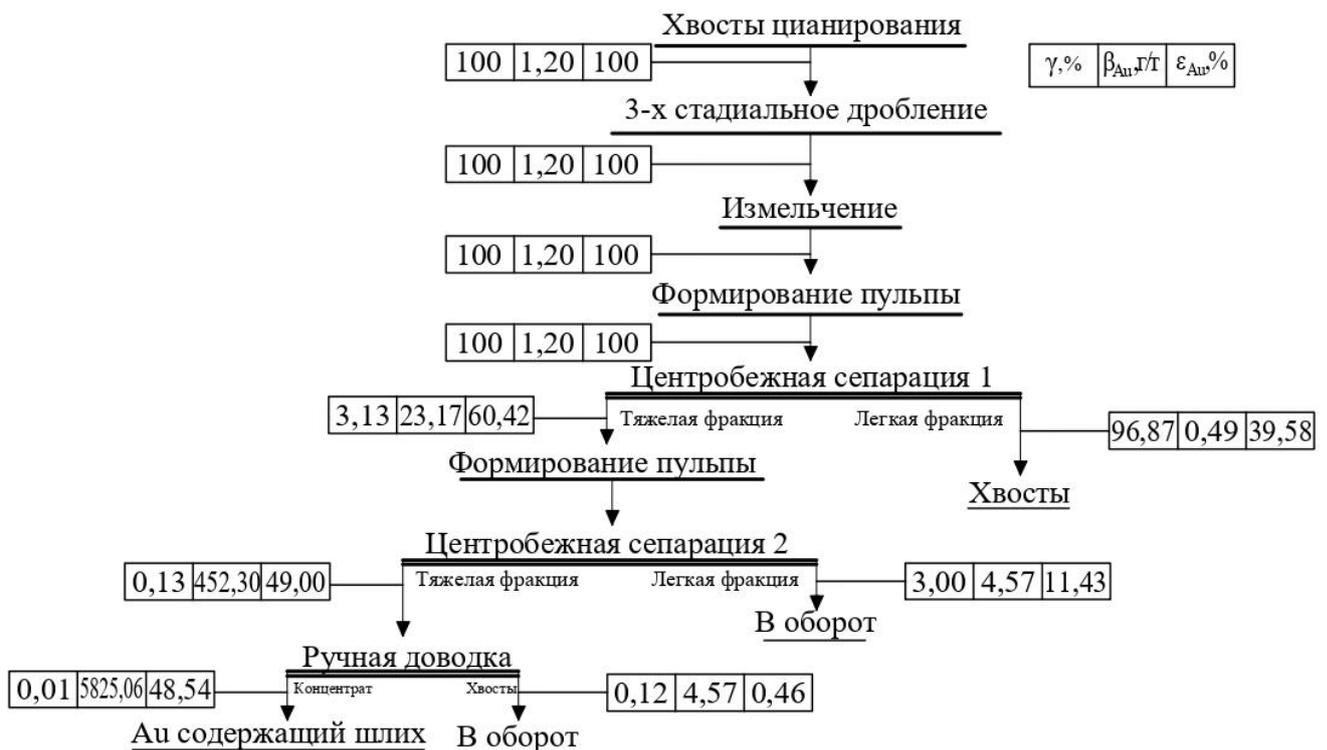


Рисунок 5.5 – Качественно-количественная схема переработки измельченных хвостов кучного цианирования

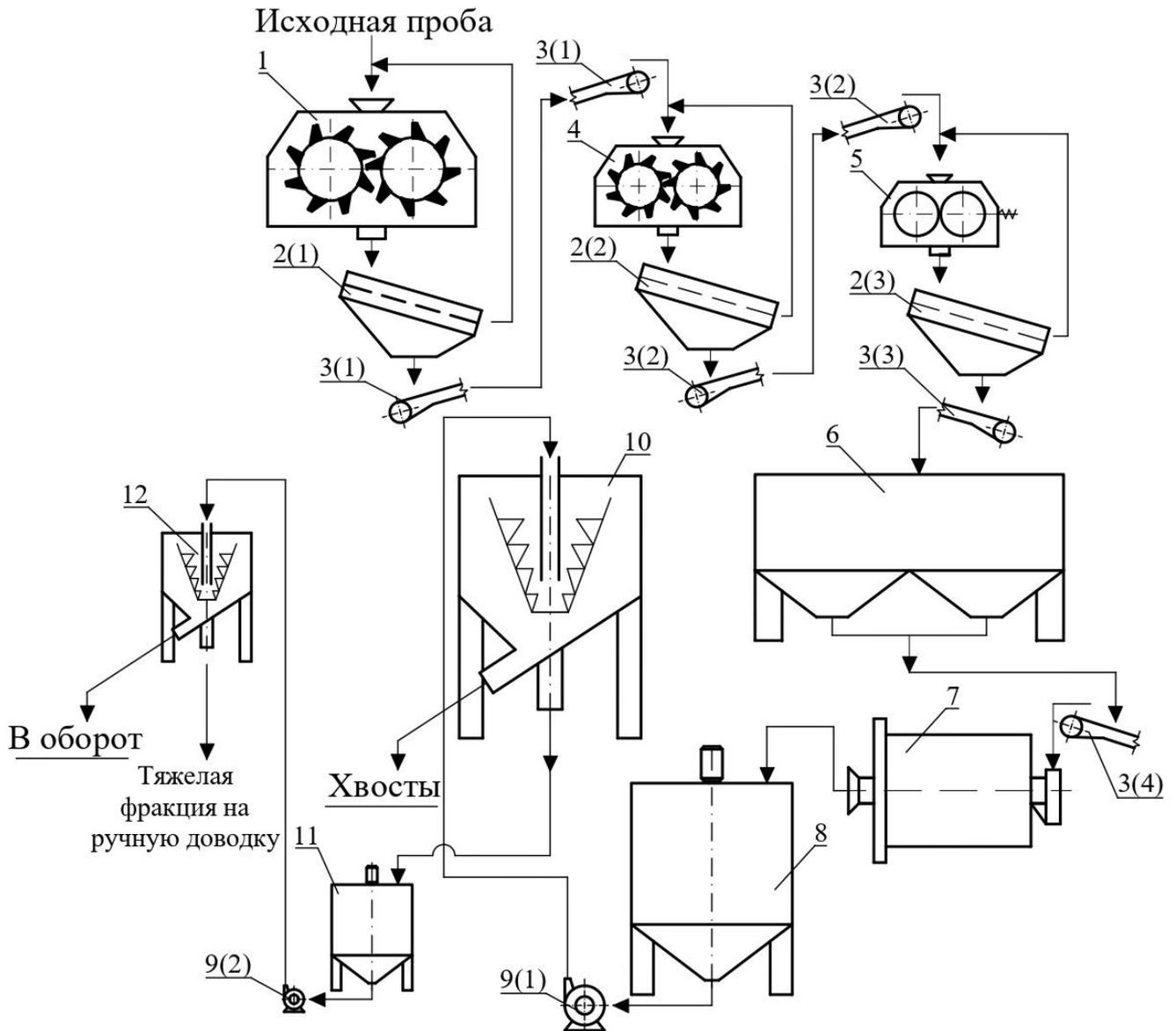


Рисунок 5.6 – Схема цепи аппаратов опытно-промышленной установки по переработке измельченных хвостов цианирования: 1 – дробилка зубчатая; 2(1-3) – грохот; 3(1-4) – ленточный конвейер; 4 – дробилка зубчатая; 5 – валковая дробилка; 6 – накопительный бункер; 7 – мельница; 8 – зумпф с мешалкой; 9(1,2) – песковой насос; 10 – центробежный сепаратор К-760; 11 – зумпф с мешалкой; 12 – центробежный сепаратор К-180

Установлено, что с помощью центробежной сепарации из измельченных хвостов кучного цианирования руды месторождения «Мизек», измельченной до крупности минус 92,5 % класса минус 0,071 мм, после первой стадии центробежной сепарации получен концентрат с массовой долей золота 23,17 г/т при извлечении в

него золота 60,42 %, после второй стадии центробежной сепарации получен концентрат с массовой долей золота 452,30 г/т при извлечении в него золота 49 %. В результате ручной доводки концентрата центробежной сепарации получен шлиховой продукт с массовой долей золота 5825,06 г/т, при извлечении в него золота 48,54 % по отношению к исходному питанию.

5.3 Испытания на измельченных хвостах в режиме воздушной турбулизации пристеночного слоя по циркуляционно-накопительной технологии

Опытно-промышленные испытания проводили следующим образом. Исходную пробу хвостов цианирования подвергали дроблению в зубчатой дробилке 1 в замкнутом цикле с грохотом 2(1). Подрешетный продукт грохота 2(1) по конвейеру 3(1) направлялся в зубчатую дробилку 4, работающую в замкнутом цикле с грохотом 2(2). Подрешетный продукт грохота 2(2) по конвейеру 3(2) направлялся в валковую дробилку 5, работающую в замкнутом цикле с грохотом 2(3). Подрешетный продукт грохота 2(3), крупностью минус 5 мм, по конвейеру 3(3) направлялся в мельницу 6, из которой направлялся в зумпф 7 с мешалкой. Пульпу из зумпфа 7 насосом 8(1) подавали в центробежный сепаратор К-760. Тяжелая фракция накапливалась в пазах конуса, лёгкая фракция под действием центробежной силы самотеком удалялась из сепаратора 9 в зумпф 7, для реализации циркуляции лёгкой фракции через центробежный сепаратор. Реализация циркуляции легкой фракции обеспечивает максимальное извлечение свободных частиц золота в тяжелую фракцию.

По прошествии заданного количества времени циркуляции легкая фракция направлялась через переключатель потоков в хвосты.

Далее осуществлялась переработка следующих порций исходного питания. После переработки заданного количества порций исходного питания тяжелую

фракцию из пазов центробежного сепаратора 9 разгружали в зумпф 10, из которого насосом 8(2) тяжелая фракция направлялась в доводочные операции в центробежный сепаратор 11.

Переработано 10 порций хвостов массой по 300 кг, после чего тяжелая фракция вымывалась из пазов конуса центробежного сепаратора.

По результатам испытаний рассчитана качественно-количественная схема, которая представлена на рисунке 5.7. На рисунке 5.8 приведена схема цепи аппаратов, реализующая переработку измельченных хвостов.



Рисунок 5.7 – Качественно-количественная схема переработки измельченных хвостов кучного цианирования в режиме воздушной турбулизации пристеночного слоя по циркуляционно-накопительной технологии

Установлено, что с помощью центробежной сепарации из измельченных хвостов кучного цианирования, после первой стадии центробежной сепарации в режиме воздушной турбулизации пристеночного слоя по циркуляционно-накопительной технологии получен концентрат с массовой долей золота 231,70 г/т

при извлечении в него золота 97,89 %, после второй стадии центробежной сепарации получен концентрат с массовой долей золота 4560 г/т при извлечении в него золота 79,80 %. В результате ручной доводки концентрата центробежной сепарации получен шлиховый продукт с массовой долей золота 9570,97 г/т, при извлечении в него золота 79,76 % по отношению к исходному питанию.

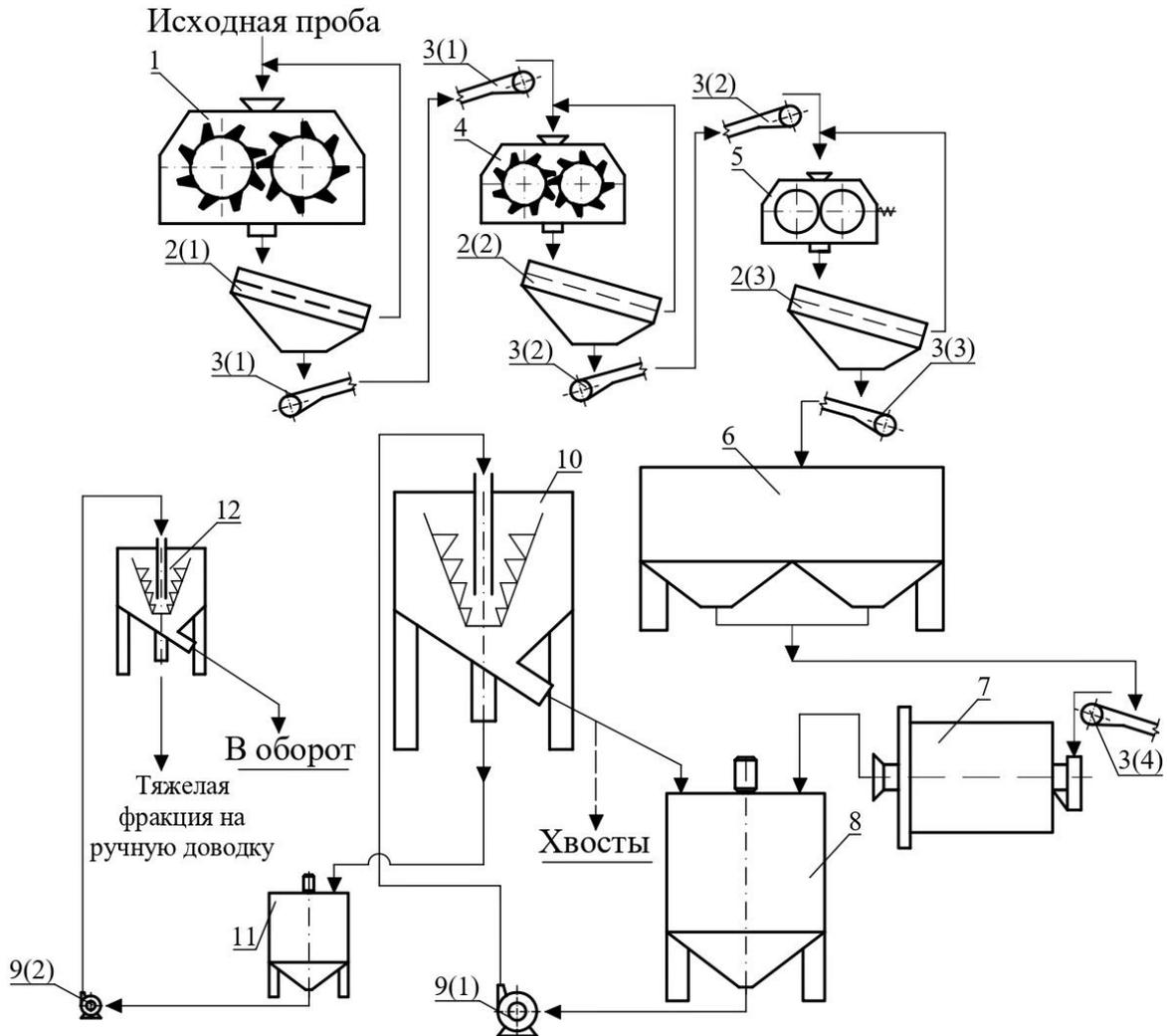


Рисунок 5.8 – Схема цепи аппаратов опытно-промышленной установки для переработки измельченных хвостов цианирования в режиме воздушной турбулизации пристеночного слоя по циркуляционно-накопительной технологии: 1 – дробилка зубчатая; 2(1-3) – грохот; 3(1-4) – ленточный конвейер; 4 – дробилка зубчатая; 5 – валковая дробилка; 6 – накопительный бункер; 7 – мельница; 8 – зумпф с мешалкой; 9(1,2) – насос песковой; 10 – центробежный сепаратор К-760; 11 – зумпф с мешалкой; 12 – центробежный сепаратор К-180

5.4 Оценка экономической эффективности переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек»

Расчеты выполнены для известной технологии центробежной сепарации на дробленых хвостах цианирования руды месторождения «Мизек» крупностью минус 5 мм, для известной технологии центробежной сепарации на измельченных хвостах цианирования руды месторождения «Мизек» до крупности 92,5 % класса минус 0,071 мм, для предлагаемой технологии центробежной сепарации на измельченных хвостах цианирования руды месторождения «Мизек» до крупности 92,5 % класса минус 0,071 мм. Производительность по хвостам цианирования руды месторождения «Мизек» 50 т/ч при содержании золота в хвостах 1,2 г/т.

Технико-экономические расчеты эффективности технологии переработки золотосодержащих хвостов цианирования руды месторождения «Мизек» приведены в Приложении 5.

В таблице 5.3 приведены сравнения показателей переработки золотосодержащих хвостов цианирования руды месторождения «Мизек».

Таблица 5.3 – Сводная таблица показателей переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек»

№	Наименование показателя	Единицы измерения	Значение показателя		
			По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии, на измельченном продукте	По предлагаемой технологии на измельченном продукте
1	Производительность по хвостам	т/год	408 000	408 000	408 000
2	Содержание золота в хвостах	г/т	1,2	1,2	1,2

Продолжение таблицы 5.3

№	Наименование показателя	Единицы измерения	Значение показателя		
			По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии, на измельченном продукте	По предлагаемой технологии на измельченном продукте
3	Количество концентрата шлихового	т/год	40,8	40,8	40,8
4	Содержание золота в концентрате шлиховом	%	0,52	0,58	0,96
5	Стоимость концентрата шлихового	руб./т	3 500 000 000	3 500 000 000	3 500 000 000
6	Капитальные затраты	руб.	265 600 000	307 600 000	408 400 000
7	Суммарная выручка от реализации проекта	руб./год	742 502 880	831 781 440	1 366 767 360
8	Чистая прибыль	руб./год	47 231 782,40	84 775 318,40	432 918 017,60
9	Окупаемость	год	5,62	3,62	0,94

5.5 Выводы

1. Полученные результаты показывают, что по известному способу центробежной сепарации с гидравлической турбулизацией пристеночного слоя конуса на дробленых хвостах цианирования руды месторождения «Мизек» можно получить золотосодержащий шлик с массовой долей золота 5200 г/т при извлечении в него золота 43,33 %. Приведенный расчет экономической эффективности показывает, что при данных показателях срок окупаемости по данной технологии составил 5,62 года с чистой прибылью 47,23 млн руб./год.

2. Аналогично были проведены расчеты для измельченных хвостов цианирования руды месторождения «Мизек». Полученные данные показывают, что по известному способу на измельченном продукте можно получить золотосодержащий шлик с массовой долей золота 5825 г/т при извлечении в него золота 48,54 %. Приведенный расчет экономической эффективности показывает, что при данных показателях срок окупаемости по данной технологии составил 3,62 года с чистой прибылью 84,77 млн руб./год.

3. Также измельченные хвосты цианирования руды месторождения «Мизек» были подвергнуты турбулизационной центробежной сепарации в режиме воздушной турбулизации пристеночного слоя по циркуляционно-накопительной технологии. В результате были получены следующие результаты: массовая доля золота в шликсе составила 9570 г/т при извлечении в него золота 79,76 %. Срок окупаемости по данной технологии составил 0,94 года с чистой прибылью 432,92 млн руб./год.

Использование рекомендуемой турбулизационной центробежной сепарации в режиме воздушной турбулизации пристеночного слоя по циркуляционно-накопительной технологии позволяет повысить качество получаемой тяжелой фракции центробежной сепарации с 23,17 г/т до 231,7 г/т и извлечение золота с 60,42 % до 97,98 %.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Представленная диссертация является научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных теоретических и экспериментальных исследований изложены новые научно обоснованные технические решения по совершенствованию технологии переработки золотосодержащего сырья методом центробежной сепарации с воздушной турбулизацией пристеночного слоя конуса и циркуляционно-накопительной технологией, внедрение которых обеспечит высокое качество золотосодержащего концентрата при максимальном извлечении в него золота.

Основные научные и практические результаты заключаются в следующем:

1. На основе теоретического анализа и экспериментальных исследований гидродинамики потоков пульпы во вращающемся конусе предложен механизм турбулизации в режиме псевдооживленного пульсирующего состояния пристеночного слоя без периодического уплотнения твердой фазы, обеспечивающий эффективное постоянное движение частиц золота к пазам конуса.

2. С целью снижения расхода турбулизирующей воды предложено использование турбулизации пристеночного слоя струями сжатого воздуха. Экспериментальным сравнением гидравлической и воздушной турбулизации установлено, что одинаковые результаты турбулизации сжатым воздухом достигаются при увеличении давления по сравнению с давлением воды всего лишь в 4-5 раз выше за счет эффекта аэрационного уменьшения плотности турбулизируемого материала.

3. Показано, что турбулизация пристеночного слоя сжатым воздухом характеризуется образованием аэрированной пузырьками воздуха пульпы, которые активно выдавливаются движущимся под действием центробежной силы материалом и обеспечивают интенсивное его перемешивание.

4. Анализ сил, действующих на частицу, закрепившуюся на пузырьке в центробежном поле, показал, что флотационное выделение из пристеночного слоя частиц золота крупностью 10 мкм маловероятно.

5. Теоретически обосновано и экспериментально доказано, что циркуляционно-накопительная технология с воздушной турбулизацией пристеночного слоя обеспечивает получение в турбулизационной центробежной сепарации высококачественного золотосодержащего концентрата при максимальном извлечении в него золота.

6. На уровне изобретений разработаны и защищены патентами РФ два способа центробежной сепарации, реализующие воздушную турбулизацию пристеночного слоя и циркуляционно-накопительную технологию извлечения золота.

7. Экспериментальными исследованиями турбулизационной центробежной сепарации золотосодержащей руды месторождения «Ашалы» установлено, что циркуляционно-накопительная технология с воздушной турбулизацией пристеночного слоя позволяет повысить извлечение золота в шлиховой концентрат по сравнению с известной технологией на 5 %, что обеспечивает увеличение чистой прибыли на 79 млн рублей в год.

8. Опытными-промышленными испытаниями турбулизационной центробежной сепарации хвостов кучного выщелачивания руды месторождения «Мизек» установлено, что циркуляционно-накопительная технология с воздушной турбулизацией пристеночного слоя позволила получить золотосодержащий шлик с массовой долей золота 9570 г/т при извлечении в него золота 79,76 %. Технология обеспечивает при производительности 50 т/ч получение чистой прибыли 433 млн рублей в год.

9. Разработанная технология внедрена в технологический регламент обогатительной фабрики по переработке золотосодержащей руды месторождения «Ашалы».

СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Шохин, В. Н., Лопатин А. Г. Гравитационные методы обогащения / В. Н. Шохин, А. Г. Лопатин // Учеб. для ВУЗов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра. – 1993. – 350 с.
2. Федотов, П. К. Центробежные концентраторы Нельсона сегодня / П. К. Федотов, В. В. Тютюнин // Обогащение руд: сб. науч. тр.каф. ОПИиИЭ ИрГТУ. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2007.
3. Пономарев, Г. М. Ротационный сепаратор РС-400 / Г. М. Пономарев // Информационный листок ВНИИ-1. – Магадан: изд. типографии ВНИИ-1. – 1983. – 2 с.
4. Брагин П. А. Разработка комплекса технологий и оборудования для переработки минерального сырья россыпных месторождений / Автореф. дисс. ... д-ра техн. наук: 05.15.08 – М., 1993. – 38 с.
5. Верхотуров М. В. Обогащение золота: Учебное пособие. – Красноярск: изд. ГАЦМиЗ. – 1998. – 128 с.
6. Барченков, В. В. Извлечение золота из рудного сырья на концентрате «Орокон – М30» / В. В. Барченков, А. П. Золотарев // Золотодобыча №6 – 1993.
7. Патент РФ № 2540700, МПК В03В 5/32. Центробежный сепаратор: Заявл. 03.10.2013: опубл. 10.02.2015 / Ю. П. Морозов, А. С. Комлев, Е. А. Фалей, В. З. Козин.
8. Разработка мероприятий по повышению попутного извлечения благородных металлов // Отчет по НИР. – Науч. руководитель Морозов Ю. П. – Свердловск: СГИ. – 1990. – 78 с.
9. Белобородов, В. И. Обогащение золотосодержащих песков с высоким содержанием глинистых минералов / В. И. Белобородов, К. В. Федотов // Горный журнал. № 5. 1998. – С. 50-53.
10. Федотов К. В. Расчет скоростей гидродинамических потоков в центробежном концентрате / К. В. Федотов, А. А. Романченко, А. Е. Сенченко // Горный журнал. № 5. – 1998. – С. 23-25.

11. Верхотуров, М. В. Извлечение и концентрация мелкого золота в гравитационных аппаратах / М. В. Верхотуров, В. Е. Кисляков // В кн. «Развитие идей И. Н. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии (тезисы докладов юбилейных плаксинских чтений)». – М.: изд. ИНЦ ГП-ИГД им. А. А. Скочинского. – 2000. – С.34-36.

12. Морозов, Ю. П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения мелкодисперсных благородных металлов из руд техногенного сырья. Дисс. ... докт. техн. наук: 25.00.13. Екатеринбург, 2001. – 397 с.

13. Фалей, Е. А. Исследование закономерностей и разработка технических решений турбулизационной центробежной сепарации минерального сырья: дисс. ... канд. техн. наук: 25.00.13. – Екатеринбург, 2014. – 175 с.

14. Пелих, В. В. Специфика применения центробежных сепараторов Knelson с периодической разгрузкой / В. В. Пелих, В. М. Салов // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2015. – № 12(107). – С. 229-236. – EDN VHISEB.

15. Морозов, Ю. П. Теоретические основы совершенствования гравитационных методов обогащения руд благородных металлов / Ю. П. Морозов // Проблемы разведки, добычи и обогащения руд благородных металлов и техногенного сырья: Труды международной научно- техн. конф. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2000. – С. 3-20.

16. Морозов, Ю. П. Новые решения по центробежной концентрации благородных металлов / Ю. П. Морозов, С. Г. Комлев, А. С. Комлев // Научные основы и прогрессивные технологии переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья благородных металлов (Плаксинские чтения): труды Междунар. совещания, 8-12 октября 2001 г. – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2001. С. 80-81.

17. Макаров, В. А. Особенности обогащения геологических проб при оценке техногенных россыпных месторождений золота / В. А. Макаров, А. Х. Эммерих, А. Д. Шрайнер // В кн. «Развитие идей И. Н. Плаксина в области обогащения полезных

ископаемых и гидрометаллургии (тезисы докладов юбилейных Плаксинских чтений)». – М.: Изд. ИНЦ ГП-ИГД им. А. А. Скочинского. – 2000. – С. 46-47.

18. Меринов, Н. Ф. Гравитационные методы обогащения полезных ископаемых: конспект лекций / Н. Ф. Меринов // – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. – 205 с.

19. Меринов, Н. Ф. Закономерности движения минеральных зёрен в гравитационном поле / Н. Ф. Меринов // Обогащение руд. – 2006. – № 4. – С. 24-29.

20. Меринов, Н. Ф. Теория падения минеральных частиц в средах разделения и методы расчёта: Учебное пособие / Н. Ф. Меринов // – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 1994. – 68 с.

21. Морозов, Ю. П. Анализ гравитационного разделения минералов в стесненных условиях движения / Ю. П. Морозов // Известия вузов. Горный журнал. – 2011. – № 4. – С. 93-98.

22. Патент РФ № 22598668, МПК В03В 7/00. Способ обогащения золотосодержащих продуктов. Заявл. 01.07.2015: опубл. 27.09.2016 / Ю. П. Морозов, И. Х. Хамидулин, Е. А. Фалей.

23. Морозов, Ю. П. Технология комбинированной переработки отходов добычи и переработки медьсодержащих руд / Ю. П. Морозов, Е. Л. Евграфова, Р. Ш. Маннанов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 22-27 мая 2006 г. – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2006. – С. 5-11.

24. Абдыкирова, Г. Ж. Исследование на обогатимость золотосодержащих хвостов по гравитационно-флотационной схеме обогащения / Г. Ж. Абдыкирова, М. Ш. Танекеева, Г. И. Тойланбай, Г. Б. Нурахметова // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья (Плаксинские чтения – 2013): материалы Международного совещания, 16-19 сентября 2013 г. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2013. – С.415-417.

25. Бочаров, В. А. Технология переработки золотосодержащего сырья: Учебное пособие / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина, Д. В. Абрютин. – М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. – С. 120.

26. Морозов, Ю. П. Совершенствование турбулизационных центробежных сепараторов / Ю. П. Морозов, Е. А. Фалей, Р. А. Зайнетдинов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 18-19 апреля 2012 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2012. – С. 209-212.

27. Федотов, К. В. Механизм сепарации золотосодержащего минерального сырья в безнапорном центробежном сепараторе / К. В. Федотов, А. А. Романченко // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. Специальный выпуск. – 2003. – С. 80-85.

28. Федотов, К. В. Механизм сепарации минеральных частиц в центробежном поле / К. В. Федотов, В. В. Тютюнин // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья (Плаксинские чтения – 2013): материалы Международного совещания, 16-19 сентября 2013 г. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2013. – С. 98-99.

29. Комлев, С. Г. Исследование центробежной концентрации золотосодержащей руды Берёзовского месторождения / С. Г. Комлев, Е. А. Русинова // Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья с извлечением благородных металлов: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 12-15 ноября 2002 г. – Екатеринбург: УГГГА, 2002. – С. 46-47.

30. Косой, Г. М. Динамика движения твёрдых частиц во вращающихся турбулентных потоках / Г. М. Косой, В. В. Сапешко // Теорет. основы хим. технологии. – 1980. – Т. 14. – № 3. – С. 452-458.

31. Косой, Г. М. Теоретические основы разделения минеральных суспензий в закрученных турбулентных потоках и интенсификация технологических процессов в гидро- и турбоциклонах: автореф. дисс. ... д-ра техн. наук: 05.15.08 / Косой Григорий Матвеевич. – Днепропетровск, 1990. – 38 с.

32. Федотов, К. В. Теория и практика обогащения золотосодержащего сырья в центробежных концентраторах: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.08 / Федотов Константин Вадимович. – Иркутск, 2000. – 35 с.

33. Романченко, А. А. Моделирование процесса центробежной сепарации золотосодержащего минерального сырья: автореф. дисс. ... канд. техн. наук: 05.15.08 / Романченко А. А. // – Иркутск, 2000. – 20 с.

34. Федотов, К. В. Отдельные закономерности динамики твердых частиц в центробежных сепараторах / К. В. Федотов, В. Д. Казаков, А. Е. Сенченко // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. Специальный выпуск. – 2003. – С. 86-88.

35. Тютюнин, В. В. Динамика минеральных частиц в центробежном поле при гравитационном обогащении: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 25.00.13 / Тютюнин Веденей Викторович. – Иркутск, 2009. – 22 с.

36. Федотов, К. В. Оптимизация работы центробежных концентраторов / К. В. Федотов, В. В. Тютюнин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 1. – С. 208-215.

37. Сенченко, А. Е. Флюидизация в пульсирующем режиме при центробежном обогащении минерального сырья / А. Е. Сенченко // Сборник материалов VIII Конгресса обогатителей стран СНГ. – Т. 1. – М., 2011. – С. 188-192.

38. Маньков, В. М. Применение центробежно-гравитационного метода для извлечения мелкого золота из россыпей / В. М. Маньков, Т. Б. Тарасова // Обогащение руд. – 1999. – № 6. – С. 3-8.

39. Васильев, А. М. Анализ формул скорости свободного падения частиц шарообразной формы / А. М. Васильев // Обогащение руд. – 2011. – № 2. – С. 22-26.

40. Руднев, Б. П. Обоснование и разработка эффективных методов обогащения текущих и лежалых хвостов обогащения руд цветных, благородных и редких металлов: автореф. дисс. ... д-ра техн. наук: 25.00.13 / Руднев Борис Петрович. – М., 2004. – 52 с.

41. Афанасенко, С. И. Опыт эксплуатации концентраторов ИТОМАК на рудном и россыпном золоте / С. И. Афанасенко, А. Н. Лазариди, Ю. А. Орлов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы

Междунар. науч.-техн. конф., 18-21 июня 2003 г. – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2003. – С. 106-112.

42. Афанасенко, С. И. Теоретический анализ процесса обогащения в центробежном концентраторе с горизонтальной осью вращения / С. И. Афанасенко // Материалы V-го Конгресса обогатителей стран СНГ, посвященного 100-летию со дня рождения С. И. Полькина. – II т. – М., 2005. – С. 135-137.

43. Афанасенко, С.И. Экспериментальное исследование центробежных концентраторов с горизонтальной и наклонной осью вращения ротора / С.И. Афанасенко, А.Н. Лазариди, С.А. Сафонов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 16-21 мая 2005 г. – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2005. – С. 184-186.

44. Афанасьев, А. И. Теоретический анализ внутренней турбулизации пристеночного слоя центробежного концентратора / А. И. Афанасьев, Ю. П. Морозов, Д. В. Черепанов // Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья с извлечением благородных металлов: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 12-15 ноября 2002 г. – Екатеринбург: УГГГА, 2002. – Ч. 2. – С. 53-58.

45. Водовозов, К. А. Математический анализ движения частиц по поверхности конуса центробежного концентратора при отрывающей силе тяжести / К. А. Водовозов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 22-27 мая 2006 г. – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2006. – С. 144-145.

46. Морозов, Ю. П. Анализ гравитационного разделения минералов в стесненных условиях движения / Ю. П. Морозов // Известия вузов. Горный журнал. – 2011. – № 4. – С. 93-98.

47. Морозов, Ю. П. Теоретические основы совершенствования гравитационных методов обогащения руд благородных металлов / Ю. П. Морозов // Проблемы разведки, добычи и обогащения руд благородных металлов и техногенного сырья: Труды международной научно-техн. конф. – Екатеринбург: Изд-во. УГГГА, 2000. – С. 3-20.

48. Морозов, Ю. П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения тонкодисперсных благородных металлов из руд: дис. д-ра техн. наук: 25.00.13 / Морозов Юрий Петрович. – Екатеринбург, 2001. – 397 с.

49. Морозов, Ю. П. Центробежная концентрация с внутренней турбулизацией пристеночного слоя / Ю. П. Морозов, А. И. Афанасьев, К. А. Водовозов // Материалы IV Конгресса обогатителей стран СНГ. – Т. II. – М., 2003. – С. 100-102

50. Морозов, Ю. П. Проектирование обогатительных фабрик. Часть 2. Выбор и расчет технологического оборудования: учебник для вузов / Ю. П. Морозов. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2014. – 266 с.

51. Хамидулин, И. Х. Технологии извлечения золота с использованием циркуляционной концентрации: дисс. ... канд. техн. наук.: 25.00.13 / И. Х. Хамидулин – Екатеринбург, 2017.

52. Абдыкирова, Г. Ж. Технологические свойства малосульфидной золотосодержащей руды / Г. Ж. Абдыкирова, С. Б. Дюсенова, И. Ю. Мотовилов, Г. А. Тойланбай, Г. С. Рузахунова, Е. А. Фалей // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2014): материалы Международного совещания, 16-19 сентября 2014 г. – Казахстанская Национальная Академия Естественных наук, Национальный научно-технологический холдинг «Парасат», Астана, АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», Алматы, ТОО «Арко», Караганда, 2014. – С. 479-482.

53. Афанасенко, С. И. О возможности использования центробежно-гравитационных аппаратов при опробовательских работах на драгоценные металлы / С. И. Афанасенко, А. Н. Лазариди, В. Г. Петров // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 18-21 июня 2003 г. – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2003. – С. 103-105.

54. Башлыкова, Т. В. Интенсификация процесса гравитационного извлечения благородных металлов из окисленной золотосодержащей руды / Т. В. Башлыкова, С. В. Гетман, М. В. Проскуряков и др. // Научные основы и практика

переработки руд и техногенного сырья: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 26-30 мая 2008 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2008. – С. 219-225.

55. Бочаров, В. А. Анализ процессов разделения золотосодержащих продуктов в концентраторах «Knelson» и «Falcon» / В. А. Бочаров, В. А. Гуриков, В. В. Гуриков // Обогащение руд. – 2002. – № 2. – С. 17-21.

56. Леонов, С. Б. Извлечение труднообогатимого золота из песков техногенных россыпных месторождений с использованием центробежных методов обогащения / С. Б. Леонов, К. В. Федотов, А. Е. Сенченко // Плаксинские чтения. – Иркутск, 1999. – С. 44-45.

57. Орлов, С. Л. Повышение эффективности извлечения золота из руд месторождения «Воронцовское» / С. Л. Орлов, В. В. Мусаев, Н. Б. Чинова и др. // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 18-19 апреля 2012 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2012. – С. 62-66.

58. Федотов, К. В. Практика эксплуатации модульных золотоизвлекательных фабрик / К. В. Федотов // Научные основы и прогрессивные технологии переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья благородных металлов (Плаксинские чтения): труды Междунар. Совещания, 8-12 октября 2001 г. – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2001. – С. 13-15.

59. Царьков, В. А. Опыт работы золотоизвлекательных предприятий мира / В. А. Царьков. – М.: Издательский дом «Руда и Металлы», 2004. – 112 с.

60. Huang, L. Characterizing gravity recoverable PMGS and gold in grinding circuit / L. Huang, N. Mejiab // Iranian Journal of Science & Technology, Transaction B, Engineering, Vol. 29, No. B6, 2005. – Pp. 587-596.

61. Huang, L. Upgrading of Gold Gravity Concentrates a Study of the Knelson Concentrator. Ph.D Thesis / L. Huang. – McGill University, 1999. – Pp. 319.

62. Koppalkar, S. Effect of Operating Variables in Knelson Concentrators: A Pilot-Scale Study. Ph.D Thesis / S. Koppalkar. – McGill University, 2009. – Pp. 147.

63. Laplante, A.R. The Gravity recoverable gold test and flash flotation / A.R. Laplante, R.C. Dunne // Proceedings-34th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors. – Ottawa, 2002.

64. Luttrell, G.H. Enhanced gravity separators: new alternatives for fine coal cleaning / G.H. Luttrell, R.Q. Honaker, D.I. Phillips // Proceedings of the 12th International Coal Preparation Conference. – Lexington, Kentucky, 1995. – Pp. 281–292.

65. Marion, C., Lang Lois R., Kökkılıç O., Zhou M., Williams H., Awais M., Rowson N. A., Waters K. E., A design of experiments investigation into the processing of fine low specific gravity minerals using a laboratory Knelson Concentrator // Minerals Engineering. - 2019. - Vol. 135. - P. 139–155. DOI: 10.1016/j.mineng.2018.08.023

66. Перепелкин, М. А. Моделирование процесса центробежной сепарации минеральных частиц в гравитационном поле с применением метода конечных элементов / М. А. Перепелкин, Е. С. Семькин, Л. К. Мирошникова, З. Г. Уфатова // Горная промышленность. – 2022. – № 1. – С. 128-132. – DOI 10.30686/1609-9192-2022-1-128-132. – EDN SZSVRA.

67. Афанасенко, С. И. Применение центробежных концентраторов ИТОМАК с автоматической системой управления на действующих предприятиях / С. И. Афанасенко // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXV Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVIII Уральской горнопромышленной декады 02-11 апреля 2020 г., Екатеринбург, 07–10 апреля 2020 года. – Екатеринбург: Издательство "Форт Диалог-Исеть", 2020. – С. 272-274. – EDN OXYARK.

68. Бескровная, В. П. Использование центробежных концентраторов в схемах переработки золотосодержащих руд с целью замены флотационного метода обогащения / В. П. Бескровная, Д. И. Коган, Г. М. Панченко и др. // В кн. «Развитие идей И.Н. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии (тезисы докладов юбилейных Плаксинских чтений)». – М.: Изд. ИНЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского, 2000. – С. 51.

69. Федотов, К. В. Извлечение ртути из техногенных продуктов золотодобывающих и химических производств / К. В. Федотов, А. Е. Сенченко,

А. А. Романченко // В кн. «Развитие идей И.Н. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии (тезисы докладов юбилейных плаксинских чтений)». – М.: Изд. ИНЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского, 2000. – С.253-254.

70. Афанасенко, С. И. Использование центробежных концентраторов "Итомак" для извлечения металлической ртути из грунтов и твёрдых отходов / С. И. Афанасенко, А. Н. Лазариди, В. А. Минин // Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья. Материалы международной научно-практической конференции, приуроченной к 90-летию со дня основания института «Уралмеханобр». Издательство: ОАО "Уралмеханобр", 2019. – С. 373-376.

71. Федотов, К. В. Извлечение золота при помощи центробежного концентратора / К. В. Федотов, В. И. Белобородов, С. Б. Леонов // XX Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых. – Т.2. – Германия: Аахен, 1997.

72. Федотов, К. В. Повышение сепарационных характеристик безнапорных центробежных концентраторов при обогащении золотосодержащего сырья / К. В. Федотов, А. Е. Сенченко, Ю. В. Куликов // Золотодобывающая промышленность. – 2008. – №2(26). Апрель.

73. Федотов, К. В. Применение центробежных аппаратов для переработки золотосодержащих отвалов / К. В. Федотов, А. А. Романченко // Экотехнология – 96. – Иркутск, 1996. – С. 55-56.

74. Бочаров, В. А. Гравитационная технология выделения золота различной крупности из сульфидных руд и хвостов обогащения / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина, Е. Л. Чантурия и др. // Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья с извлечением благородных металлов: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 12-15 ноября 2002 г. – Екатеринбург: УГГГА, 2002. – Ч. 2. – С. 28-35.

75. Афанасенко, С. И. Золотая жила техногенных отвалов / С. И. Афанасенко, А. Н. Лазариди // Научные основы и практика переработки руд и техногенного

сырья: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 13-17 апреля 2010 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2010. – С. 272-276.

76. Чанг Чонг Хоа Опыт центробежно-гравитационной технологии обогащения золотосодержащих руд месторождений Северного Вьетнама / Чанг Чонг Хоа, Нго Тхи Фыонг, Хоанг Хуу Тхань, В. Г. Петров // Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья с извлечением благородных металлов: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 12-15 ноября 2002 г. – Екатеринбург: УГГГА, 2002. – С. 38-46.

77. Афанасенко, С. И. Практика применения концентраторов «ИТОМАК» для добычи мелкого, тонкого и связанного золота из техногенного сырья / С. И. Афанасенко, А. Н. Лазариди // Материалы V-го Конгресса обогатителей стран СНГ, посвященного 100-летию со дня рождения С. И. Полькина. – IV т. – М., 2005. – С. 25-28.

78. Комогорцев, Б. В. Применение гравитационных методов для извлечения мелкого и тонкого золота / Б. В. Комогорцев, А. А. Вареничев // «Золото и технологии», № 1 (23)/март 2014 г.

79. Евдокимов, С. И. Комбинированная технология обогащения золотосодержащей руды нового месторождения / С. И. Евдокимов, А. М. Панышин, А. А. Солоденко, М. Ж. Канашвили // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы Междунар. науч.-техн. конф., 16-21 мая 2005 г. – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2005. – С. 161-165.

80. Енбаев, Н. А. Промышленные испытания установки по доизвлечению золота из отвалов эфелей драги № 250 / Н. А. Енбаев, А. А. Шамин, Б. П. Руднев // III конгресс обогатителей стран СНГ. Тезисы докладов. – М.: Альтекс, 2001. – С. 180.

81. Пономарчук, Г. П. Совершенствование процессов обогащения дражных золотосодержащих песков на основе центробежных аппаратов / Г. П. Пономарчук, В. С. Литвинцев, В. С. Подшивалов // Международное совещание. Экологические проблемы и новые технологии комплексной переработки минерального сырья. – 2002. – С. 88-95.

82. Бурдин, Н. В. О технологии гравитационного извлечения мелкого золота / Н. В. Бурдин, В. И. Лебедев // Обогащение руд. – 2008. – № 1. – С. 13-1.

83. Провалов, С. А. Комбинированная гравитационно–гидрохлоридная технология переработки лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик: автореф. дисс. ... канд. техн. наук: 25.00.13 / Провалов С. А. – Магнитогорск, 2007. – 21 с.

84. Богданович, А. В. Извлечение золота из лежалых хвостов обогащения колчеданных медно-цинковых руд / А. В. Богданович, А. М. Васильев, Я. М. Шнеерсон, М. А. Плешков // Обогащение руд. – 2013. – № 5. – С. 38-45.

85. Гидаракос, Е. Комплексное устойчивое управление отходами. Горнодобывающая промышленность / Е. Гидаракос, А. Н. Ерехинский, А. В. Зиньков [и др.]. – Москва: Общество с ограниченной ответственностью "Информационно-технический отдел Академии Естествознания", 2016. – 638 с.

86. Башлыкова, Т. В. Оперативная оценка извлекаемой и потребительской ценности техногенного сырья минерального состава. Техногенное сырьестроительная индустрия / Т. В. Башлыкова, Г. А. Пахомова, М. В. Дорошенко и др. // Тез. докл. городской науч.-практ. конф. «Московские вузы-строительному комплексу Москвы для обеспечения устойчивого развития города». М: МГСУ, 2003. С. 98-99.

87. Литвинов, А. Р. Технология формирования пожароопасных породных отвалов угледобычи / А. Р. Литвинов, А. А. Харионовский, Е. В. Новикова, В. М. Игошин // Уголь. – 2013. - № 7. - С. 79-83.

88. Макаров, В. Н. Оценка и управление качеством горнопромышленных отходов при переработке их в строительные и технические материалы. Автореф. дисс. ... докт. техн. наук. Москва, 1994. 30 с.

89. Конеев, Р. Т. Нанотехнологии в геологии-новые подходы к проблемам освоения месторождений полезных ископаемых / Р. Т. Конеев // Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр: Междунар. конф. Москва, 16-18 сент. 2002. М.: Изд-во Рос. ун-та Дружбы народов, 2003. - С. 43-44.

90. Шаутинов, М. Р. Новый высокочастотный виброцентробежный чашевый аппарат / М. Р. Шаутинов, В. В. Перегудов, Г. А. Ожогин // IX Конгресс обогатителей стран СНГ. Сборник материалов. Том I. – М.: МИСиС, 2013. – С. 670-672.

91. Морозов, Ю.П. Методика моделирования движения частиц в турбулизационном центробежном сепараторе / Ю.П. Морозов, Е.А. Фалей // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 6-7 апреля 2011 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2011. – С. 255-259.

92. Морозов, Ю. П. Особенности формирования пристеночного слоя в турбулизационном центробежном сепараторе / Ю. П. Морозов, Е. А. Фалей // Известия вузов. Горный журнал. – 2013. – № 8. – С. 118-123.

93. Фалей, Е. А. Изучение поведения тонкодисперсных частиц золота в пристеночном слое турбулизационного центробежного сепаратора / Е. А. Фалей // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 3-4 апреля 2013 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2013. – С. 278-282.

94. Морозов, Ю. П. Исследование способа повышения технологических показателей центробежной сепарации с пневматической турбулизацией / Ю. П. Морозов, П. М. Пеньков, В. Т. Дмитриев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2020. – № 4. – С. 62-69.

95. Мещеряков, Н. Ф. Кондиционирующие и флотационные аппараты и машины / Н. Ф. Мещеряков. – М.: Недра, 1990 – 237 с.

96. Кутателадзе, С. С. Гидродинамика газожидкостных систем / С. С. Кутателадзе, М. А. Стырикович // – М.: Энергия, 2-е издание, 1976

97. Патент RU2205697C1 - Устройство для извлечения благородных металлов, Б. П. Руднев, А. В. Тарасов, И. А. Енбаев, А. А. Шамин, Д. А. Клишин

98. Патент RU2321461C1 - Способ центробежной сепарации, Ю. В. Куликов, Д. Г. Манух, А. А. Потемкин, А. Е. Сенченко, К. В. Федотов.

99. Рейтер, К. А. Термодинамика, теплопередача и гидравлика. Ч. 1 Термодинамика и теплопередача: учебник / К. А. Рейтер // М.: КУРС, 2019.
100. Меринов, Н. Ф. Закономерности движения минеральных зерен в гравитационном поле / Н. Ф. Меринов // Обогащение руд, 2006, №4. — С.24–29.
101. Пеньков, П. М. Влияние вязкостного сопротивления на конечные скорости стесненного движения частиц / П. М. Пеньков, Ю. П. Морозов, С. А. Прокопьев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2022. – № 11-1. – С. 119-126.
102. Меринов, Н. Ф. Закономерности движения минеральных зёрен в гравитационном поле / Н. Ф. Меринов // Обогащение руд. – 2006. – № 4. – С. 24-29.
103. Морозов, Ю. П. Математическое моделирование движения частиц в пристеночном слое турбулизационного центробежного сепаратора / Ю. П. Морозов, Е. А. Фалей // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 13-17 апреля 2010 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2010. – С. 127-130.
104. Кондратьев, С. А. Взаимодействие минеральной частицы со свободным пузырьком воздуха в жидкости / С. А. Кондратьев, Н. П. Мошкин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2020. – № 6. – С. 125-135.
105. Абрамов, А. А. Флотационные методы обогащения. Учебник для вузов. Том 4 / А. А. Абрамов. – Москва: Горная книга, 2008. – 84 с.
106. Богданов, О. С. Теория и технология флотации руд / О. С. Богданов, И. И. Максимов, А. К. Поднек, Н. А. Янис // 2-е изд., перераб. И доп. – М.: Недра. 199. – 363 с.
107. Морозов, Ю. П. Центробежная концентрация с внутренней турбулизацией пристеночного слоя / Ю. П. Морозов, А. И. Афанасьев, К. А. Водовозов // Материалы IV Конгресса обогатителей стран СНГ. – Т. II. – М., 2003. – С. 100-102.
108. Бухоров, Ш. Б. Значения флотационного процесса, исследование флотационных реагентов и механизмов их действия на поверхности раздела фаз /

Ш. Б. Бухоров, Х. И. Қодиров., А. Б. Абдикамалова, И. Д. Эшметов // *Universum: Химия и Биология* – 2020. – № 9(75). – С. 45-50.

109. Морозов, Ю. П. Закономерности промывки с использованием циркуляционной концентрации / Ю. П. Морозов, И. Х. Хамидулин, П. М. Пеньков // *Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья: материалы научно-технической конференции, проводимой в рамках VII Уральского горнопромышленного форума, Екатеринбург, 17–19 октября 2017 года.* – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2017. – С. 180-183. – EDN ZSDZJJ.

110. Морозов, Ю. П. Накопительные технологии гравитационного извлечения золота при обогащении сульфидных руд / Ю. П. Морозов, И. Х. Хамидулин, Е. А. Фалей, В. Ю. Черкасов // *Известия высших учебных заведений. Горный журнал.* – 2013. – № 7. – С. 102-106.

111. Валиев, Н. Г. Разработка и реализация технологии извлечения тонкого золота из замкнутого цикла измельчения / Н. Г. Валиев, Ю. П. Морозов, И. Х. Хамидулин, П. М. Пеньков // *Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, Екатеринбург, 10–13 апреля 2018 года.* – Екатеринбург: Издательство "Форт Диалог-Исеть", 2018. – С. 240-245.

112. Морозов, Ю. П. Извлечение золота, потерянного в замкнутых циклах измельчения / Ю. П. Морозов, И. Х. Хамидулин, П. М. Пеньков // *Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья: Материалы международной научно-практической конференции, приуроченной к 90-летию со дня основания института "Уралмеханобр", Екатеринбург, 06–08 ноября 2019 года.* – Екатеринбург: ОАО "Уралмеханобр", 2019. – С. 326-329.

113. Пеньков, П. М. Совершенствование центробежной сепарации на основе пневматической турбулизации пристеночного слоя конуса сепаратора / П. М.

Пеньков, Ю. П. Морозов, И. Х. Хамидулин // Горный информационно аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2023. – № 12-1. – С. 120-133. – DOI 10.25018/0236_1493_2023_121_0_120. – EDN RWHRRO.

114. Пеньков, П. М. Исследования работы центробежного сепаратора при циркуляции легкой фракции / П. М. Пеньков, И. Х. Хамидулин // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья материалы XXII Международной научно-технической конференции, Екатеринбург, 19–20 апреля 2017 года. – Екатеринбург: Издательство "Форт Диалог-Исеть", 2017. – С. 148-150.

115. Пеньков, П. М. Кинетика накопления минералов повышенной плотности в пазах центробежного сепаратора / П. М. Пеньков // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады, Екатеринбург, 10–13 апреля 2018 года. – Екатеринбург: Издательство "Форт Диалог-Исеть", 2018. – С. 283-285.

116. Морозов, Ю. П. Изучение возможностей повышения эффективности центробежной сепарации / Ю. П. Морозов, П. М. Пеньков // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2020. – № 3. – С. 80-86.

117. Пеньков, П. М. Исследование центробежной сепарации с использованием циркуляционной концентрации / П. М. Пеньков // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXV Международной научно-технической конференции, Екатеринбург, 07–10 апреля 2020 года. – Екатеринбург: Издательство "Форт Диалог-Исеть", 2020. – С. 213-217.

118. Пеньков, П. М. Использование накопительной технологии центробежной сепарации при переработке золотосодержащих продуктов / П. М. Пеньков // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXVII Международной научно-технической конференции, Екатеринбург, 07–08 апреля 2022 года. – Екатеринбург: ИП Русских А.В., 2022. – С. 233-237.

119. Комлев, А. С. Оптимизация работы центробежного сепаратора с турбулизацией пристеночного слоя / А. С. Комлев, Е. А. Фалей, М. Ю. Киселёв //

Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых: материалы 6 Международной научной школы молодых ученых и специалистов, 16-20 ноября 2009 г. – М.: ИПКОН РАН, 2009. – С. 286-288

120. Морозов, Ю. П. Эффективность улавливания тяжелых минералов различной крупности в процессе турбулизационной центробежной сепарации / Ю. П. Морозов, Е. А. Фалей // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых: материалы 7 Международной научной школы молодых ученых и специалистов, 15-19 ноября 2010 г. – М.: ИПКОН РАН, 2010. – С. 386-389.

121. Фалей, Е. А. Оптимизация работы лабораторного турбулизационного центробежного сепаратора / Е. А. Фалей // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 23-24 апреля 2014 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2014. – С. 210-214.

122. Фалей, Е. А. Повышение извлечения тонкодисперсного золота в турбулизационных центробежных сепараторах / Е. А. Фалей // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 23-24 апреля 2014 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2014. – С. 84-89.

123. Фалей, Е. А. Развитие теории и практики турбулизационной центробежной сепарации / Е. А. Фалей, Ю. П. Морозов // Прогрессивные методы обогащения и комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2014): материалы Международного совещания, 16-19 сентября 2014 г. – Казахстанская Национальная Академия Естественных наук, Национальный научно-технологический холдинг «Парасат», Астана, АО «Центр наук о Земле, металлургии и обогащения», Алматы, ТОО «Арко», Караганда, 2014. – С. 212-215.

124. Фалей, Е. А. Теоретические основы и практика применения турбулизационной центробежной сепарации / Е. А. Фалей, Ю. П. Морозов // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья (Плаксинские чтения – 2013): материалы Международного совещания, 16-19

сентября 2013 г. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2013. – С. 380-382.

125. Морозов, Ю. П. Технологический регламент на переработку золотоплатиновой россыпи реки Черная / Ю. П. Морозов, Е. А. Фалей и др. – Екатеринбург: ООО «Таилс КО», 2012. – 152 с.

126. Морозов, Ю. П. Модульная установка для оценки обогатимости при разведке золотосодержащих россыпных месторождений и техногенных россыпей / Ю. П. Морозов, А. И. Афанасьев, Е. А. Фалей // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 23-24 апреля 2014 г. – Екатеринбург: Изд-во «Форт ДиалогИсеть», 2014. – С. 339-342

127. Козин, В. З. Подготовка проб, содержащих недробимые включения, к анализу / В. З. Козин, А. С. Комлев, П. С. Волков // Обогащение руд. – 2017. – № 1(367). – С. 24-28.

128. Волков, П. С. Роль операции обогащения в схеме пробоподготовки / П. С. Волков, Е. А. Корнеева // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, Екатеринбург, 10–13 апреля 2018 года. – Екатеринбург: Издательство "Форт Диалог-Исеть", 2018. – С. 401-410.

129. Волков, П. С. Сопоставление применения центробежной и пневматической сепарации в операции подготовки проб с крупным золотом / П. С. Волков // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIV Международной научно-технической конференции, Екатеринбург, 09–12 апреля 2019 года. – Екатеринбург: Издательство "Форт Диалог-Исеть", 2019. – С. 423-430.

130. Очосов, О. Ю. Применение метода центробежной концентрации в условиях попутного извлечения золота при обогащении алмазосодержащих песков, разрабатываемых АО "Алмазы Анабара" / О. Ю. Очосов, А. И. Матвеев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 1. – С. 120-129.

ПРИЛОЖЕНИЯ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ

**ПАТЕНТ**

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

№ 2690590

СПОСОБ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ

Патентообладатель: *Общество с ограниченной ответственностью "Тайлс КО" (RU)*

Авторы: *Морозов Юрий Петрович (RU), Козин Владимир Зиновьевич (RU), Пеньков Павел Михайлович (RU), Бекчурина Екатерина Александровна (RU), Хамидулин Иршат Халилович (RU)*

Заявка № 2018129278

Приоритет изобретения 09 августа 2018 г.

Дата государственной регистрации в

Государственном реестре изобретений

Российской Федерации 04 июня 2019 г.

Срок действия исключительного права

на изобретение истекает 09 августа 2038 г.

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Г.П. Ивлиев



РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



ПАТЕНТ

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

№ 2799681

СПОСОБ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ

Патентообладатель: *Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Уральский государственный горный университет" (RU)*

Авторы: *Морозов Юрий Петрович (RU), Пеньков Павел Михайлович (RU), Козин Владимир Зиновьевич (RU), Хамидулин Иршат Халилович (RU)*

Заявка № 2022129893

Приоритет изобретения 18 ноября 2022 г.

Дата государственной регистрации

в Государственном реестре изобретений

Российской Федерации 10 июля 2023 г.

Срок действия исключительного права

на изобретение истекает 18 ноября 2042 г.

Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Ю.С. Зубов



Приложение 3

Утверждаю
Главный ученый секретарь
Президиума РОО
«Национальная инженерная
академия РК»
Имангалиев Е.И.



«27» декабря 2023 г.

АКТ ВНЕДРЕНИЯ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РЕГЛАМЕНТ

Настоящий акт составлен о том, что разработанные Пеньковым Павлом Михайловичем в рамках диссертационной работы на соискание ученой степени кандидата технических наук принципиальные технические и технологические решения включены в технологический регламент обогатительной фабрики по переработке руды месторождения «Ашалы».

Руководитель темы,
Доктор технических наук

Битимбаев М.Ж.

1 Исходные данные для расчета экономической эффективности технологии переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы» по известной технологии с гидравлической турбулизацией

Исходные данные для расчетов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Исходные данные для расчетов экономической эффективности технологии переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

№ п/п	Наименование показателя	Ед. измерения	Значение показателя	
			По известной технологии	По предлагаемой технологии
1	Производительность руде	т/час	100	100
		т/год	816 000	816 000
2	Содержание золота в руде	г/т	1,45	1,45
3	Режим работы:			
	3.1. Количество рабочих дней в году	дней	340	340
	3.2. Количество часов в сутках	час.	24	24
	3.3. Количество смен в сутках	смен	2	2
	3.4. Количество часов в смене	час.	12	12
4	Цена электроэнергии	руб./кВт · ч	7	7
5	Цена воды	руб./м ³	48	48
6	Норма амортизации	%	12,5	12,5
7	Количество концентрата шлихового	т/год	0,291	0,364
8	Количество концентрата сплав	т/год	1,041	1,010
9	Стоимость концентрата шлихового	руб./т	2 500 000 000	2 500 000 000
10	Стоимость концентрата сплав	руб./т	2 000 000 000	2 000 000 000

2 Капитальные затраты на реализацию технологии

Капитальные затраты на оборудование при производительности 100 т/час приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Капитальные затраты на оборудование

Поз.	Наименование оборудования	Кол.	Стоимость, руб.	
			Единицы, тыс. руб.	Суммарная, руб.
1	Приемный бункер с колосниковой решеткой	1	2 500	2 500 000
2	Вибропитатель	1	3 000	3 000 000
3	Дробилка	2	13 000	26 000 000
4	Грохот	1	3 000	3 000 000
5	PPC	2	20 000	40 000 000
6	Дробилка	1	15 000	15 000 000
7	Агитационный чан, 10м ³	4	1 600	6 400 000
8	Центробежный сепаратор К-760	4	5 000	20 000 000
9	Осадительная емкость	2	1 000	2 000 000
10	Центробежный сепаратор К-200ВЛ	2	1 200	2 400 000
11	Электрохимический хлоринатор	5	7 000	35 000 000
12	Сорбционная колонна с углем	2	1 500	3 000 000
13	Подовая печь	1	2 500	2 500 000
14	Плавильная печь	2	2 500	5 000 000
ИТОГО основного оборудования:				165 800 000
15	Инженерное оборудование, оборудование сетей и систем, транспортное оборудование		100 % от основного оборудования	165 800 000
ВСЕГО оборудования:				331 600 000

Капитальные затраты на строительство зданий и сооружений приняты в объеме 100 % от капитальных затрат на оборудование, то есть равными 331 600 000 рублей.

Суммарные капитальные затраты приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Суммарные капитальные затраты

Наименование частей, объектов, работ и затрат	Общая сметная стоимость, руб.
Затраты на промышленные здания и сооружения	331 600 000
Затраты на оборудование	331 600 000
ВСЕГО	663 200 000

3 Расчет амортизационных отчислений

При средней норме амортизации 12,5 % амортизационные отчисления составят:

$$663\,200\,000 \cdot 12,5\% = 82\,900\,000 \text{ руб./год.}$$

4 Расчет затрат на реагенты и материалы

Расчет затрат на реагенты и материалы приведен в таблице 4.

Таблица 4 – Расчет затрат на реагенты и материалы

Наименование материалов	Годовой расход на весь объем, кг	Цена единицы, руб.	Сумма руб.
Реагенты			
Технический NaCl	40 800	6	244 800,00
H ₂ SO ₄	95 000 000	9	855 000 000
Угольный сорбент	396 000	50	19 800 000
Материалы			
Графит для анодов	5 000	1 000	5 000 000
Фильтро-ткань	1 200	200	240 000
Нержавеющая сталь для катодов	1 920	250	480 000
Итого			880 764 800
Неучтенные материалы			30 826 768
Всего			911 591 568
Оплата услуг			4 557 957,84
Транспортные расходы			127 622 819,52
Заготовительно-складские расходы			255 245 639,04
Итого стоимость материалов			1 299 017 984

5 Расчет затрат на энергоресурсы

Расчет затрат на энергоресурсы приведен в таблице 5.

Таблица 5 – Объем потребления и стоимость основных энергоресурсов

№ п/п	Энергоресурс	Ед. изм.	Объем потребления в год	Стоимость, руб.	
				Единицы	Суммарная
1	Электроэнергия	руб./кВт·ч	22 048 320	7	154 338 240
2	Вода	руб./м ³	2 448 000	48	117 504 000
ИТОГО:					271 842 240

6 Расчет затрат на заработную плату

С учетом круглосуточной работы опытно-промышленной установки при двухсменной работе по 12 часов штатным расписанием предусмотрено 73 человека.

Калькуляция фонда оплаты труда приведена в таблице 6.

Таблица 6 – Калькуляция фонда оплаты труда

№ п\п	Наименование групп и профессий	Количество человек	ФОТ (с налогами на зарплату) в месяц, руб.	ФОТ (с налогами на зарплату) в год, руб.
1	ИТР	13	120 000	18 720 000
2	Технологический персонал	40	100 000	48 000 000
3	Вспомогательный персонал	20	80 000	19 200 000
ИТОГО:		73	-	85 920 000

7 Расчет себестоимости переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

Расчет себестоимости переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы» приведен в таблице 7.

Таблица 7 – Расчет себестоимости переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

№ п\п	Статья расходов	Стоимость, руб.	
		Годовая	На единицу
1	Фонд оплаты труда	85 920 000	105,29
2	Энергоресурсы	271 842 240	333,14
3	Амортизационные отчисления	82 900 000	101,59
4	Исходная руда	285 600 000	350
5	Транспортные расходы	42 840 000	52,50
6	Реагенты и материалы	1 299 017 984	1 591,93
7	Неучтенные расходы	530 560 000	650,20
8	Платежи и налоги	1 124 124	1,38
9	Цеховая себестоимость	2 599 804 348,40	3 186,03
10	Прочие производственные расходы	750 000	0,92
ИТОГО:		2 600 554 348	3 186,95

8 Расчет выручки от реализации товарной продукции

Расчет выручки от реализации товарной продукции приведен в таблице 8.

Таблица 8 – Суммарная выручка от реализации товарной продукции

№ п\п	Наименование товарной продукции	Выручка, руб./год
1	Золотосодержащий шлик	728 678 048,78
2	Золотосодержащий сплав	2 082 432 000
ИТОГО:		2 811 110 048,78

9 Расчет прибыли и срока окупаемости

Прибыль от реализации технологии определяется разницей между выручкой и годовой себестоимостью:

$$2\,811\,110\,048,78 - 2\,600\,554\,348 = 210\,555\,700,38 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль (налог на прибыль 20 %):

$$210\,555\,700,38 \cdot 0,8 = 168\,444\,560,30 \text{ руб.}$$

Срок окупаемости капитальных вложений:

$$663\,200\,000 : 168\,444\,560,30 = 3,94 \text{ года.}$$

10 Сводная таблица показателей переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

Показатели переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы» приведены в таблице 9.

Таблица 9 – Сводная таблица показателей переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

№	Наименование показателя	Единицы измерения	Значение показателя
1	Производительность по руде	т/год	816 000
2	Содержание в руде	г/т	1,45

Продолжение таблицы 9

№	Наименование показателя	Единицы измерения	Значение показателя
3	Количество концентрата шлихового	т/год	0,291
4	Количество концентрата после плавки	т/год	1,041
5	Содержание золота в концентрате шлиховом	%	82,00
6	Содержание золота в концентрате сплав	%	75,00
7	Стоимость концентрата шлихового	руб./т	2 500 000 000
8	Стоимость концентрата после плавки	руб./т	2 000 000 000
9	Капитальные затраты	руб.	663 200 000
10	Себестоимость переработки исходной руды	руб./т	3 186,95
11	Суммарная выручка	руб./год	2 811 110 049
12	Чистая прибыль	руб./год	168 444 560,30
13	Окупаемость	год	3,94

11 Оценка экономической эффективности циркуляционно-накопительной технологии переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

Исходные данные для расчетов приведены в таблице 1 приложения 4.

12 Капитальные затраты на реализацию технологии

Капитальные затраты на оборудование при производительности 100 т/час приведены в таблице 10.

Таблица 10 – Капитальные затраты на оборудование

Поз.	Наименование оборудования	Кол.	Стоимость, руб.	
			Единицы, тыс. руб.	Суммарная, руб.
1	Приемный бункер с колосниковой решеткой	1	2 500	2 500 000
2	Вибропитатель	1	3 000	3 000 000
3	Дробилка	2	13 000	26 000 000
4	Грохот	1	3 000	3 000 000
5	PPC	2	20 000	40 000 000
6	Дробилка	1	15 000	15 000 000
7	Агитационный чан, 10м ³	4	1 600	6 400 000
8	Центробежный сепаратор К-760	8	5 000	40 000 000
9	Осадительная емкость	2	1 000	2 000 000
10	Центробежный сепаратор К-200ВЛ	2	1 200	2 400 000
11	Электрохимический хлоринатор	5	7 000	35 000 000
12	Сорбционная колонна с углем	2	1 500	3 000 000

Продолжение таблицы 10

Поз.	Наименование оборудования	Кол.	Стоимость, руб.	
			Единицы, тыс. руб.	Суммарная, руб.
13	Подовая печь	1	2 500	2 500 000
14	Плавильная печь	2	2 500	5 000 000
ИТОГО основного оборудования:				185 800 000
15	Инженерное оборудование, оборудование сетей и систем, транспортное оборудование		100 % от основного оборудования	185 800 000
ВСЕГО оборудования:				371 600 000

Капитальные затраты на строительство зданий и сооружений приняты в объеме 100 % от капитальных затрат на оборудование, т.е. равными 371 600 000 рублей.

Суммарные капитальные затраты приведены в таблице 11.

Таблица 11 – Суммарные капитальные затраты

Наименование частей, объектов, работ и затрат	Общая сметная стоимость, руб.
Затраты на промышленные здания и сооружения	371 600 000
Затраты на оборудование	371 600 000
ВСЕГО:	743 200 000

13 Расчет амортизационных отчислений

При средней норме амортизации 12,5 % амортизационные отчисления составят:

$$743\,200\,000 \cdot 12,5\% = 92\,900\,000 \text{ руб./год.}$$

14 Расчет затрат на реагенты и материалы

Таблица 12 – Расчет затрат на реагенты и материалы

Наименование материалов	Годовой расход на весь объем, кг	Цена единицы, руб.	Сумма руб.
Реагенты			
Технический NaCl	40 800	6	244 800,00

Серная кислота	95 000 000	9	855 000 000
Угольный сорбент	396 000	50	19 800 000

Продолжение таблицы 12

Наименование материалов	Годовой расход на весь объем, кг	Цена единицы, руб.	Сумма руб.
Материалы			
Графит для анодов	5 000	1 000	5 000 000
Фильтро-ткань	1 200	200	240 000
Нержавеющая сталь для катодов	1 920	250	480 000
Итого			880 764 800
Неучтенные материалы			30 826 768
Всего			911 591 568
Оплата услуг			4 557 957,84
Транспортные расходы			127 622 819,52
Заготовительно-складские расходы			255 245 639,04
Итого стоимость материалов			1 299 017 984,40

15 Расчет затрат на энергоресурсы

Таблица 13 – Объем потребления и стоимость основных энергоресурсов

№ п/п	Энергоресурс	Ед. изм.	Объем потребления в год	Стоимость, руб.	
				Единицы	Суммарная
1	Электроэнергия	руб./кВт·ч	22 440 000	7	157 080 000
2	Вода	руб./м ³	1 224 000	48	58 752 000
ИТОГО:					215 832 000

16 Расчет затрат на заработную плату

С учетом круглосуточной работы опытно-промышленной установки при двухсменной работе по 12 часов штатным расписанием предусмотрено 73 человека.

Калькуляция фонда оплаты труда приведена в таблице 14.

Таблица 14 – Калькуляция фонда оплаты труда

№ п/п	Наименование групп и профессий	Количество человек	ФОТ (с налогами на зарплату) в месяц, руб.	ФОТ (с налогами на зарплату) в год, руб.
1	ИТР	13	120 000	18 720 000
2	Технологический персонал	40	100 000	48 000 000

3	Вспомогательный персонал	20	80 000	19 200 000
ИТОГО:		73	-	85 920 000

17 Расчет себестоимости переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

Расчет себестоимости переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы» приведен в таблице 15.

Таблица 15 – Расчет себестоимости переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

№ п\п	Статья расходов	Стоимость, руб.	
		Годовая	На единицу
1	Фонд оплаты труда	85 920 000	105,29
2	Энергоресурсы	215 832 000	264,50
3	Амортизационные отчисления	92 900 000	113,85
4	Исходная руда	285 600 000	350
5	транспортные расходы	42 840 000	52,50
6	Реагенты и материалы	1 299 017 984	1 591,93
7	Неучтенные расходы	594 560 000	728,63
8	Платежи и налоги	1 259 724	1,54
9	Цеховая себестоимость	2 617 929 708,40	3 208,25
10	Прочие производственные расходы	750 000	0,92
ИТОГО:		2 618 679 708	3 209,17

18 Расчет выручки от реализации товарной продукции

Расчет выручки от реализации товарной продукции приведен в таблице 16.

Таблица 16 – Суммарная выручка от реализации товарной продукции

№ п\п	Наименование товарной продукции	Выручка, руб./год
1	Золотосодержащий шлик	909 043 902,44
2	Золотосодержащий сплав	2 019 328 000
ИТОГО:		2 928 371 902,44

19 Расчет прибыли и срока окупаемости

Прибыль от реализации технологии определяется разницей между выручкой и годовой себестоимостью:

$$2\,928\,371\,902,44 - 2\,618\,679\,708 = 309\,692\,194,04 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль (налог на прибыль 20 %):

$$309\,692\,194,04 \cdot 0,8 = 247\,753\,755,23 \text{ руб.}$$

Срок окупаемости капитальных вложений:

$$743\,200\,000 / 247\,753\,755,23 = 3 \text{ года.}$$

20 Сравнение показателей существующей и предлагаемой технологии переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

Показателей переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы» приведены в таблице 17.

Таблица 17 – Таблица сравнения показателей переработки золотосодержащей руды месторождения «Ашалы»

№	Наименование показателя	По известной технологии	По предлагаемой технологии
1	Производительность по руде, т/год	816 000	
2	Содержание в руде, г/т	1,45	
3	Количество концентрата шлихового, т/год	0,291	0,364
4	Количество концентрата после плавки, т/год	1,041	1,010
5	Капитальные затраты, руб.	663 200 000	743 200 000
6	Себестоимость переработки исходной руды, руб./т	3 186,95	3 209,17
7	Суммарная выручка, руб/год	2 811 110 049	2 928 371 902
8	Чистая прибыль, руб./год	168 444 560,30	247 753 755,23
9	Окупаемость, год	3,94	3,0

1 Исходные данные для расчета экономической эффективности переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек»

Исходные данные для расчетов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Исходные данные для расчетов экономической эффективности технологии переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек»

№	Наименование показателя	Ед. измерения	По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии на измельченном продукте	По предлагаемой технологии на измельченном продукте
1	Производительность по хвостам	т/ч	50	50	50
		т/год	408 000	408 000	408 000
2	Содержание золота в хвостах	г/т	1,2	1,2	1,2
3	Режим работы:				
	3.1. Количество рабочих дней в году	дней	340	340	340
	3.2. Количество часов в сутках	ч	24	24	24
	3.3. Количество смен в сутках	смен	2	2	2
	3.4. Количество часов в смене	ч	12	12	12
4	Цена электроэнергии	руб./кВт·ч	7	7	7
5	Цена воды	руб./м ³	48	48	48
6	Норма амортизации	%	12,5	12,5	12,5
7	Стоимость Au в концентрате	руб./т	3 500 000 000	3 500 000 000	3 500 000 000
8	Количество Au в концентрате	т	0,212	0,238	0,390

2 Капитальные затраты на реализацию технологии

Капитальные затраты на оборудование при производительности 50 т/ч приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Капитальные затраты на оборудование

Поз.	Наименование оборудования	Кол.	Суммарная стоимость, руб.		
			По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии на измельченном продукте	По предлагаемой технологии на измельченном продукте *
1	Приемный бункер с колосниковой решеткой	1	2 500 000	2 500 000	2 500 000
2	Вибропитатель	1	3 000 000	3 000 000	3 000 000
3	Дробилка зубчатая	2	24 000 000	24 000 000	24 000 000
4	Грохот	3	9 000 000	9 000 000	9 000 000
5	Дробилка валковая	1	13 000 000	13 000 000	13 000 000
6	Накопительный бункер	1	500 000	500 000	500 000
7	Центробежный сепаратор К-760	2(6*)	10 000 000	10 000 000	30 000 000
8	Зумпф с мешалкой	2(6*)	2 000 000	2 000 000	6 000 000
9	Центробежный сепаратор К-200ВЛ	2(3*)	2 400 000	2 400 000	3 600 000
10	Мельница	1	-	10 500 000	10 500 000
ИТОГО основного оборудования:			66 400 000	76 900 000	102 100 000
Инженерное оборудование, оборудование сетей и систем, транспортное оборудование		100 % от основного оборудования	66 400 000	76 900 000	102 100 000
ВСЕГО оборудования:			132 800 000	153 800 000	204 200 000

Капитальные затраты на строительство зданий и сооружений приняты в объеме 100 % от капитальных затрат на оборудование, т. е. равными 132 800 000 рублей.

Суммарные капитальные затраты приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Суммарные капитальные затраты

Наименование частей, объектов, работ и затрат	Общая сметная стоимость, руб.		
	По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии на измельченном продукте	По предлагаемой технологии на измельченном продукте
Затраты на промышленные здания и сооружения	132 800 000	153 800 000	204 200 000
Затраты на оборудование	132 800 000	153 800 000	204 200 000
ВСЕГО	265 600 000	307 600 000	408 400 000

3 Расчет амортизационных отчислений

При средней норме амортизации 12,5 % амортизационные отчисления составят:

-по известной технологии

$$265\,600\,000 \cdot 12,5\% = 33\,200\,000 \text{ руб./год.}$$

-по известной технологии на измельченном продукте

$$307\,600\,000 \cdot 12,5\% = 38\,450\,000 \text{ руб./год.}$$

-по предлагаемой технологии

$$408\,400\,000 \cdot 12,5\% = 51\,050\,000 \text{ руб./год.}$$

4 Расчет затрат на материалы

Расчет затрат на материалы приведен в таблице 4.

Таблица 4 – Расчет затрат на материалы

Наименование	Сумма, руб.		
	По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии на измельченном продукте	По предлагаемой технологии на измельченном продукте
Всего	100 000 000	100 000 000	100 000 000
Оплата услуг	500 000	500 000	500 000

Продолжение таблицы 4

Наименование	Сумма, руб.		
	По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии на измельченном продукте	По предлагаемой технологии на измельченном продукте
Транспортные расходы	15 000 000	15 000 000	15 000 000
Заготовительно - складские расходы	28 000 000	28 000 000	28 000 000
Итого стоимость материалов	143 500 000	143 500 000	143 500 000

5 Расчет затрат на энергоресурсы

Расчет затрат на энергоресурсы приведен в таблице 5.

Таблица 5 – Объем потребления и стоимость основных энергоресурсов

Энергоресурс	Ед. изм.	По известной технологии на дробленном продукте		По известной технологии, на измельченном продукте		По предлагаемой технологии, на измельченном продукте	
		Объем потребления в год	Суммарная стоимость, руб.	Объем потребления в год	Суммарная стоимость, руб.	Объем потребления в год	Суммарная стоимость, руб.
Электроэнергия	руб./кВт·ч	3 688 320	25 818 240	6 674 880	46 724 160	7 588 800	53 121 600
Вода	руб./м ³	1 632 000	78 336 000	1 632 000	78 336 000	1 632 000	78 336 000
ИТОГО:			104 154 240	-	125 060 160	-	131 457 600

6 Расчет затрат на заработную плату

С учетом круглосуточной работы опытно-промышленной установки при двухсменной работе по 12 часов штатным расписанием предусмотрено 25 человек.

Калькуляция фонда оплаты труда приведена в таблице 6.

Таблица 6 – Калькуляция фонда оплаты труда

№	Наименование групп и профессий	Количество человек	ФОТ (с налогами на зарплату) в месяц, руб.	ФОТ (с налогами на зарплату) в год, руб.
1	ИТР	5	100 000	6 000 000
2	Технологический персонал	15	70 000	12 600 000
3	Вспомогательный персонал	5	50 000	3 000 000
ИТОГО:		25	-	21 600 000

7 Расчет себестоимости переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек»

Расчет себестоимости переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек» приведен в таблице 5.

Таблица 7 – Расчет себестоимости переработки хвостов

№	Статья расходов	Годовая стоимость, руб.		
		По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии, на измельченном продукте	По предлагаемой технологии, на измельченном продукте
1	Фонд оплаты труда	21 600 000	21 600 000	21 600 000
2	Энергоресурсы	121 632 960	125 060 160	131 457 600
3	Амортизационные отчисления	33 200 000	38 450 000	51 050 000
4	Исходные хвосты	142 800 000	142 800 000	142 800 000
5	Транспортные расходы	7 140 000	7 140 000	7 140 000
6	Материалы	143 500 000	143 500 000	143 500 000
7	Неучтенные расходы	79 680 000	92 280 000	122 520 000
8	Платежи и налоги	450 192	521 382	692 238

Продолжение таблицы 7

№	Статья расходов	Годовая стоимость, руб.		
		По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии, на измельченном продукте	По предлагаемой технологии, на измельченном продукте
9	Цеховая себестоимость	682 803 152	725 151 542	824 959 838
10	Прочие производственные расходы	660 000	660 000	660 000
ИТОГО:		683 463 152	725 811 542	825 619 838

8 Расчет выручки от реализации товарной продукции

Расчет выручки от реализации товарной продукции приведен в таблице 8.

Таблица 8 – Суммарная выручка от реализации товарной продукции

Наименование товарной продукции	Выручка, руб./год		
	По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии, на измельченном продукте	По предлагаемой технологии, на измельченном продукте
Золотосодержащий шлих	742 502 880	831 781 440	1 366 767 360
ИТОГО:	742 502 880	831 781 440	1 366 767 360

9 Расчет прибыли и срока окупаемости

Прибыль от реализации технологии определяется разницей между выручкой и годовой себестоимостью:

$$742\,502\,880 - 683\,463\,152 = 59\,039\,728 \text{ руб.}$$

Чистая прибыль (налог на прибыль 20 %):

$$59\,039\,728 \cdot 0,8 = 47\,231\,782 \text{ руб.}$$

Срок окупаемости капитальных вложений:

$$265\,600\,000 / 47\,231\,782 = 5,6 \text{ года.}$$

Таблица 9 – Расчет прибыли и окупаемости

Показатели	Сумма, руб.		
	По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии, на измельченном продукте	По предлагаемой технологии, на измельченном продукте
Прибыль от реализации технологии, руб.	59 039 728	105 969 898	541 147 522
Чистая прибыль (налог на прибыль 20 %), руб.	47 231 782,40	84 775 918,40	432 918 017,60
Срок окупаемости капитальных вложений, г	5,6	3,6	0,94

10 Сводные показатели переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек»

Показатели переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек» приведены в таблице 10.

Таблица 10 – Сводная таблица показателей переработки хвостов цианирования руды месторождения «Мизек»

№	Наименование показателя	Единицы измерения	Значение показателя		
			По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии, на измельченном продукте	По предлагаемой технологии на измельченном продукте
1	Производительность по хвостам	т/год	408 000	408 000	408 000
2	Содержание золота в хвостах	г/т	1,2	1,2	1,2

Продолжение таблицы 10

№	Наименование показателя	Единицы измерения	Значение показателя		
			По известной технологии на дробленном продукте	По известной технологии, на измельченном продукте	По предлагаемой технологии на измельченном продукте
3	Количество концентрата шлихового	т/год	40,8	40,8	40,8
4	Содержание золота в концентрате шлиховом	%	0,52	0,58	0,96
5	Стоимость концентрата шлих	руб./т	3 500 000 000	3 500 000 000	3 500 000 000
6	Капитальные затраты	руб.	265 600 000	307 600 000	408 400 000
7	Суммарная выручка от реализации проекта	руб./год	742 502 880	831 781 440	1 366 767 360
8	Чистая прибыль	руб./год	47 231 782,40	84 775 318,40	432 918 017,60
9	Окупаемость	год	5,62	3,62	0,94

Приложение 6



УТВЕРЖДАЮ:

Проректора по научной работе
ФГБОУ ВО «Уральский государственный
горный университет»,
д-р. физ.-мат. наук
Д.В. Зайцев
« » 2024 г.

СПРАВКА

о внедрении аппарата турбулизационной центробежной сепарации в учебный процесс кафедры обогащения полезных ископаемых

На кафедре обогащения полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет» при непосредственном участии аспиранта Пенькова П.М. внедрен в учебный процесс лабораторный центробежный сепаратор К-210ВЛ с пневматической турбулизацией пристеночного слоя конуса сепаратора и циркуляционно-накопительной технологией, использующийся при выполнении, курсовых работ по дисциплине «Исследование руд на обогатимость» и выпускных квалификационных работ.

Внедрение в учебный процесс выше названного аппарата позволило повысить уровень знаний и качество обучения студентов-обогатителей в области гравитационного обогащения полезных ископаемых.

Зав. кафедрой ОПИ,
д.т.н., профессор

В.З. Козин
03.07.24.

В.З. Козин