

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего
образования
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
(НИТУ «МИСИС»)

На правах рукописи

ЖАРГАЛСАЙХАН ЭРДЭНЭЗУЛ

ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-
МОЛИБДЕНОВЫХ РУД НА ОСНОВЕ КОМПЛЕКСНОЙ СИСТЕМЫ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И ЭКОНОМИЧЕСКИХ КРИТЕРИЕВ

Специальность 25.00.13 «Обогащение полезных ископаемых»

Диссертация
на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель – профессор,
докт. техн. наук, Морозов В.В.

Москва - 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
ВВЕДЕНИЕ	5
ГЛАВА 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕХНОЛОГИИ И МЕТОДОВ ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО- МОЛИБДЕНОВЫХ РУД	12
1.1. Анализ рудной базы и технология обогащения медно- молибденовых руд	12
1.2. Оптимизационное управление процессами измельчения и флотации	17
1.3. Современные методы управления процессами флотации на основе модель-ориентированных критериев оптимизации	24
1.4. Физико-химические характеристики и методы оперативного контроля собирателя в жидкой фазе флотационных пульп	27
1.4.1. Состояние собирателя в водной фазе пульпы	28
1.4.2. Методы анализа концентрации сульфгидрильных собирателей	32
Выводы к главе 1	35
ГЛАВА 2 МЕТОДИКИ И ПРИБОРЫ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ФЛОТАЦИИ	38
2.1. Методы анализа жидкой фазы водных и водно-дисперсных систем	38
2.2. Методы ИК-спектроскопии при исследовании минералов, продуктов осаждения и экстракции	40
2.3. Методы оптической спектроскопии растворов и коллоидных систем	42
2.4. Потенциометрические методы анализа	45
2.5. Методики технологических исследований	47
2.6. Исследования на обогатимость градиентным методом Бокса Уилсона с применением полного факторного эксперимента	51
Выводы к главе 2	54
ГЛАВА 3. КРИТЕРИИ ТЕХНОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ФЛОТАЦИИ	56
3.1. Обоснование общей структуры критериев технолого- экономической оптимизации	56

3.2. Комплексный критерий оптимизации процесса коллективной флотации	62
3.3. Комплексный критерий оптимизации процесса селективной флотации	65
Выводы к главе 3	67
ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ И МЕТОДИКИ ИЗМЕРЕНИЯ ОСТАТОЧНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ НЕИОНОГЕННОГО СОБИРАТЕЛЯ В МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ ФЛОТАЦИИ	69
4.1. Разработка методики измерения остаточной концентрации собирателя AeroMX 5140 в медно-молибденовой флотации	69
4.2. Обоснование применения остаточной концентрации собирателя AeroMX 5140 в качестве параметра коллективной медно-молибденовой флотации	75
Выводы к главе 4	81
ГЛАВА 5. ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ, КОЛЛЕКТИВНОЙ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ И МОЛИБДЕНОВОЙ ФЛОТАЦИИ	83
5.1. Разработка методики определения оптимальной крупности измельчения медно-молибденовых руд	83
5.2. Определение оптимального реагентного режима коллективной и селективной флотации методом факторного эксперимента	87
5.2.1. <i>Совершенствование методики определения оптимального реагентного режима коллективной флотации</i>	87
5.2.2. <i>Совершенствование методики определения оптимального реагентного режима молибденовой флотации</i>	93
Выводы к главе 5	99
ГЛАВА 6. РАЗРАБОТКА И ИСПЫТАНИЯ АЛГОРИТМА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРИ АВТОМАТИЗИРОВАННОМ УПРАВЛЕНИИ РЕАГЕНТНЫМ РЕЖИМОМ КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ.	101

6.1. Совершенствование алгоритма автоматизированного управления процессом флотации на основе опережающего контроля сортности руды с учетом поглощения собирателя	101
6.2. Совершенствование алгоритма управления процессами измельчения и флотации с использованием экономико-ориентированного критерия эффективности	108
6.3. Разработка и испытания системы автоматизированного управления процессом флотации на основе опережающего контроля сортности руды и с использованием критериев оптимизации	113
Выводы к главе 6	116
Основные выводы по работе	118
Список литературы	120
Приложение	134

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Применяемые технологии обогащения руд цветных металлов требуют постоянного совершенствования, что обусловлено снижающимся содержанием в рудах ценных компонентов и усложнением их минерального состава. Важным условием достижения требуемой эффективности флотационного обогащения медно-молибденовых руд является применение научно обоснованных методов и систем оптимизации технологического процесса, предусматривающих применение модель-ориентированных алгоритмов.

Перспективным направлением решения задачи повышения эффективности процессов измельчения и флотации на основе использования методов и систем оптимизации, базирующихся на моделях процессов и современных средствах аналитического контроля, является использование критериев экономической эффективности процесса обогащения. Сочетание технологических и экономических критериев оптимизации позволяет реагировать на изменение вещественного и минерального состава руды, ее обогатимости с учетом значимости отдельных технологических факторов в общем повышении эффективности обогатительного производства.

Решение поставленной задачи оптимизации процесса обогащения медно-молибденовых руд на основе комплексной системы технологических и экономических критериев требует установление закономерностей и разработка комбинированной модели процесса флотационного обогащения руд. Методологической основой для решения данной задачи являются результаты научных исследований в направлении моделирования обогатительных процессов, значительный вклад в развитие которого связано с работами ученых России и Монголии: О.Н. Тихонова, Г.Н. Машевского, В.М. Авдохина, В.З. Козина, В.В. Морозова, З. Ганбаатара, Л. Дэлгэрбата и других.

При выборе реагентных режимов флотационного обогащения градиентным методом с элементами полного или дробного факторного

эксперимента часто возникают затруднения, связанные с наличием нескольких полезных компонентов и необходимости учитывать влияние качества получаемых концентратов на их конечную стоимость. Одновременно при оптимизации реагентных режимов селективной флотации ставится задача максимальной селективности процесса. Решение данной задачи возможно на основе применения технологических и экономических критериев оптимизации, учитывающих влияние совокупности нескольких факторов, включая экономические, на конечную эффективность процесса флотации.

Повышение эффективности обогащения медно-молибденовых руд также обеспечивается с применением современных систем автоматического регулирования параметров процессов измельчения и флотации. Перспективным направлением развития таких систем является применение модель-ориентированных алгоритмов, предполагающих технолого-экономическую оценку состояния процесса.

Для разработки эффективных и устойчивых алгоритмов управления обогатительными процессами необходимо выбирать и поддерживать параметры технологического режима, рассчитанные с использованием совокупности технологических и экономико-ориентированных критериев оптимизации. Использование метода управления параметрами процессов на основе оценки сортности руд получает дополнительные преимущества при выборе и поддержании параметров технологического режима, рассчитанных с использованием более объективных критериев эффективности обогатительного процесса.

Развитие систем автоматического управления также связано с расширением методов и средств оперативного анализа физико-химических параметров технологического процесса, в частности с применением методик измерения концентрации неионогенного собирателя в водной фазе пульпы в процессах измельчения и флотации. В прежние годы были достигнуты положительные результаты в части разработки систем автоматического управления расходами реагентов на основе оперативного анализа концентрации

собиранья в водной фазе пульпы операций измельчения и флотации. Для водорастворимых собирателей типа ксантогенатов и аэрофлотов были разработаны и применяются стандартизованные методики, предполагающие прямую УФ-спектрофотометрию реагентов в фильтрах жидкой фазы флотационной пульпы. Дальнейшее повышение эффективности систем автоматического регулирования и оптимизации процессов флотации возможно при разработке надежной и точной методики анализа остаточной концентрации неионогенного собирателя.

Применение современных подходов для решения поставленных задач позволяет решить поставленную задачу задачи повышения эффективности процессов измельчения и флотации и обеспечить снижение потерь ценных компонентов при обогащении медно-молибденовых руд и себестоимости производства в целом.

Целью работы является оптимизация технологии обогащения медно-молибденовых руд на основе применения комплексной системы технологических и экономических критериев, обеспечивающей повышение извлечения ценных компонентов и сокращение расхода реагентов.

Для достижения цели поставлены следующие задачи:

- выбор и обоснование критериев эффективности технологических процессов обогащения, учитывающих технологические и экономические параметры;
- совершенствование методики исследования обогатимости руд с применением критериальной оценки эффективности процессов измельчения и флотации;
- разработка алгоритмов автоматического регулирования процессов измельчения и флотации на основе опережающего анализа сортности руды с применением экономико-технологических критериев эффективности.

Идея работы заключается в выборе и использовании для оптимизации процессов измельчения и флотации медно-молибденовых руд совокупности технологических и экономических параметров, обеспечивающих выбор

наиболее эффективных технологических режимов за счет более точного определения сортности руды и учета влияния на показатели обогащения состава руд и качества концентратов.

Научная новизна работы заключается в следующем.

1. Усовершенствованы и разработаны новые технолого-экономические критерии оптимизации, включающие: для коллективного цикла - стоимость приведенных с учетом качества руды потерь меди и молибдена в хвосты и затраты на извлечение пирита из коллективного концентрата; для селективного цикла - приведенные с учетом качества коллективного концентрата потери меди и молибдена в разноименные концентраты и потери от снижения качества молибденового концентрата,

2. Разработана новая спектральная методика измерения концентрации неионогенного собирателя AeroMX 5140 в жидкой фазе пульпы коллективной медно-молибденовой флотации, включающие экстракцию и УФ-спектральный анализ аллилового эфира амилксантогеновой кислоты, обеспечивающая определение оптимальных параметров процессов измельчения и флотации.

3. Усовершенствованы методики определения оптимального значения рН среды и расходов реагентов при коллективной и селективной флотации медно-молибденовых руд с использованием градиентного метода Бокса–Уилсона на основе полного факторного эксперимента.

4. Обосновано использование в качестве параметра при оценке сортности руд в алгоритме автоматизированного управления процессами измельчения и флотации величины поглотительной способности руды по отношению к собирателю, рассчитываемой по измеренной остаточной концентрации собирателя в жидкой фазе пульпы.

Практическое значение работы заключается в разработке:

- методики определения оптимальной крупности измельчения медно-молибденовой руды;
- методики оценки обогатимости и оптимизации реагентных режимов флотационного обогащения с использованием градиентного метода;

- алгоритма управления процессами измельчения и флотации на основе опережающей оценки сортности перерабатываемых руд.

Разработанные методики и алгоритм оптимизации процессов измельчения и флотации прошли опытно-промышленную проверку и рекомендована к промышленному освоению на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» с ожидаемым экономическим эффектом от повышения извлечения металлов и сокращения расходов реагентов 145 тыс. долларов США в год.

На защиту выносятся.

1. Критерии технолого-экономической оптимизации процессов измельчения и флотации, учитывающие как приведенную с учетом содержаний в руде и концентратах стоимость теряемых ценных компонентов, так и потери, связанные со снижением качества получаемых концентратов, обеспечивающие выбор наилучших условий обогащения медно-молибденовых руд.

2. Разработка и применение методики измерения остаточной концентрации неионогенного собирателя в водной фазе пульпы для определения оптимальных параметров процессов измельчения и флотации.

3. Способы выбора и оптимизации режимов измельчения, коллективной и селективной флотации с использованием системы технологических и экономических критериев эффективности.

4. Система и алгоритм управления процессами измельчения и флотации с использованием системы технологических и экономических критериев эффективности, обеспечивающая повышение извлечения ценных компонентов при обогащении медно-молибденовых руд.

Апробация работы. Основное содержание работы и отдельные ее положения докладывались и обсуждались на 8 научных конференциях и форумах, в т.ч.: на XXIII международной научно-технической конференции XVI Уральской горнопромышленной декады, Екатеринбург, 2018 г.; научных семинарах в рамках "Недели горняка", МГГУ, Москва, 2017-2019 гг.; конгрессах обогатителей стран СНГ, МИСиС, Москва, 2017, 2019 гг.; международной конференция «Научные основы и практика переработки руд и техногенного

сырья, Екатеринбург, 2019 г.; международной научно-производственной конференции СП "Эрдэнэт", Эрдэнэт, Монголия, 2018 г.; международной конференции по охране окружающей среды и обогащению полезных ископаемых, Острава, Чехия, 2018 г.; международной конференции по обогащению полезных ископаемых переработке вторичных ресурсов, Белград, Сербия, 2019 г.

Методы исследований. В работе использованы методы спектрального анализа состава водной фазы пульпы, лабораторные, полупромышленные и промышленные методы исследования процессов измельчения и флотации медно-молибденовых руд с анализом вещественного и минерального состава руды, расхода и концентрации флотореагентов. Используются математические методы моделирования и оптимизации процессов обогащения, статистического и регрессионного анализа результатов.

Публикации. Основные положения диссертации опубликованы в 10 работах, из них 3 статьи – в рецензируемых журналах, рекомендованных ВАК, 7 тезисов в материалах российских и зарубежных научных конференций.

Обоснованность и достоверность научных положений и выводов подтверждаются, точностью и надежностью методики измерения концентрации собирателя, удовлетворительной воспроизводимостью зависимостей выходных и входных параметров процессов измельчения и флотации, достижением максимальной эффективности процесса обогащения в интервале выбранных с использованием разработанных методик и критериев оптимизации параметров, а также положительными результатами укрупненных и полупромышленных испытаний.

Личный вклад автора состоит в обобщении и анализе научных информационных источников по теме диссертации; разработке спектральной методики анализа концентрации собирателя, обосновании критериев оптимизации, проведении исследований влияния состава жидкой фазы пульпы, крупности измельчения и расходов реагентов на показатели флотации, проведении технологических исследований и промышленной апробации

разработанных методик оптимизации процессов измельчения и флотации, обработке и анализе результатов исследований, формулировании выводов и заключения работы.

Структура и объем диссертации. Диссертация состоит из введения, шести разделов, заключения и выводов, списка литературы из 133 наименований и содержит 133 страницы машинописного текста, 34 рисунков, 15 таблиц, одно приложение.

ГЛАВА 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕХНОЛОГИИ И МЕТОДОВ ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Медно-молибденовые руды составляют одну из главных ресурсных составляющих современной цветной металлургии, обеспечивающую получение до 30% меди и 90% молибдена. [78,83,84]. Значение данного типа руд в дальнейшем будет возрастать за счет более полного извлечения основных и попутных компонентов, включая редкоземельные элементы [102,126].

1.1. Анализ рудной базы и технология обогащения медно-молибденовых руд

На порфировые медно-молибденовые месторождения и предприятия приходится более 65 % мировых запасов и около 60 % мировой добычи меди, а также более 60 % запасов молибдена и около 70 % его добычи [1,10,24,68]. В настоящее время разрабатываются медно-молибденовые месторождения с содержанием в среднем 0,5-1,5% меди и 0,01-0,1 % молибдена. Кроме того, в рудах попутно содержатся золото (0,01-1,0 г/т), серебро (1-10 г/т) и рений (0,01-1,0 г/т) и другие ценные металлы [3,27,36,42].

Наиболее крупные горно-обогатительные предприятия, разрабатывающие медно-молибденовые порфировые месторождения, находятся в Чили (Чукикамата - 35 млн. т/год, Эль-Теньенте - 48 млн. т/год, Эскондидо - 42 млн. т. в год). К крупнейшим в Азии относят предприятие Эрдэнэт – 32 млн. т в год и Алмалыкский ГОК – 25 млн. т в год). В России медно-молибденовые порфировые месторождения разрабатываются в Сибири: Сорское - в Хакасии, Жирекенское и Бугдаинское - в Восточном Забайкалье. Такие месторождения разведаны в труднодоступных районах Северо-Востока России, где в настоящее время еще не разрабатываются [1,68,50,60].

На месторождении Эрдэнэтийн-Овоо (ГОК «Эрдэнэт», Монголия) основными рудными минералами являются халькозин, ковеллин, халькопирит, в подчиненном количестве развиты борнит, молибденит, теннантит и значительно реже - энаргит, сфалерит, галенит. В рудном теле в горизонтальном (от центра к

периферии) и в вертикальном (сверху вниз) направлениях в значительной мере проявляется переход минералов меди к халькопириту [13]. В тех же направлениях в рудном теле четко прослеживается постепенное снижение среднего содержания вторичных сульфидных минералов меди и пирита (от 5% до 3% и ниже) с постепенным переходом типа руды в первичную сульфидную [14,75].

Нерудные породообразующие минералы месторождения Эрдэнэтийн-Овоо представлены преимущественно грансиенитами, грандиоритами, кварцем, полевым шпатом, серицитом. Ниже горизонта 1300 м в рудах прослеживается гипсоангидритовая минерализация и каолинизация.

Руды с невысокой степенью окисленности (до 8%), не требующие высокого расхода флотационных реагентов, распространены на восточном, юго-восточном, северо-западном и западном краях карьера. Доля таких руд составляют около 9% годового объема переработки. Суммарные запасы труднообогатимых руд с высокой поглотительной способностью и окисленностью от 8 до 20% составляют около 24% от объема перерабатываемой руды [14,61,75]. В процессе добычи и транспортирования от 5 до 6 млн. т труднообогатимой руды ежегодно шихтуются с 15 - 16 млн. т добываемых легкообогатимых руд [59].

Статистический анализ изменчивости руды, добываемой и перерабатываемой на обогатительной фабрике ГОКа "Эрдэнэт", показывает, что отклонения содержания меди весьма существенны и превышают допустимые до 2,5 раза [14,75]. Содержание окисленной меди в добываемой руде колеблется от 2 до 60% относительных. В целом, на месторождении выделяют пять основных типов руд: это массивные первичные руды порфирового типа; смешанных вторичных сульфидизированные руды с естественным изменением медных минералов в сторону ковеллина, халькозина и борнита; бедных пиритизированные руды преимущественно порфирового типа; - смешанных окисленные руды с преимущественным переходом медных минералов в карбонаты и силикаты; - смешанные серитизированные руды, отличающиеся замещением породообразующих минералов на гипергенный серицит и кварц.

При обогащении медно-молибденовых порфировых руд крупность

измельчения составляет от 60 до 70 % класса -74 мкм [1,26,75,98]. Число стадий измельчения достигает трех. При измельчении в качестве рабочей среды преимущественно используются стальные шары. Схемы обогащения включает коллективную флотацию, доизмельчение концентрата или промпродукта основной флотации, отдельный промпродуктовый цикл. [3,20,85,108]. Иногда применяют схемы с разделением измельченной руды на пески и шламы и отдельной флотацией песков и шламов. В последние годы получили большее распространение схемы флотации с доизвлечением меди и молибдена из песковой фракции хвостов контрольной флотации или промпродуктового цикла [1,15,97,101].

Схемы селекции коллективного медно-молибденового концентрата включают его доизмельчение и стадильную флотацию. Для удаления избытка реагентов из медно-молибденовых концентратов, последние перед селективной флотацией сгущаются [3,20,24,92]. После десорбции собирателя концентраты доизмельчаются до крупности 85 - 90% класса -74 мкм [1,44,75,121].

Наряду с циклом селекции коллективного медно-молибденового концентрата имеется развитый доводочный цикл, включающий доизмельчение и перечистки коллективного концентрата. Это связано с наличием труднофлотируемых разновидностей молибденита, большим количеством высокоактивных шламов породы и загрязняющих концентрат сульфидов [14,20,35]. В качестве депрессора породы применяют жидкое стекло, гексаметафосфат натрия, крахмал, сернистый натрий и другие реагенты [8,34,100,133].

Коллективная флотация всех сульфидов меди, молибдена и железа осуществляется обычно в слабощелочной среде, создаваемой содой или известью. Для активации флотации окисленных медных минералов используют загрузки сернистого натрия [1,34,36,68].

Высокая эффективность разделения коллективных медно-молибденовых концентратов достигается после удаления с поверхности минералов и разрушения большей части собирателя [3,12,34]. Для этого используют: десорбцию собирателя сернистым натрием, различные виды пропарок, или окислители: гипохлорит (около 2 кг/т) или перманганат натрия (около 3 кг/т

[1,20,31,108].

Если в цикле коллективной флотации используют слабые собиратели (Z-200, этиловый ксантогенат), то для депрессии сульфидов меди и железа достаточно использовать обработку медно-молибденового концентрата острым паром [1,67,68,75]. Молибденит после обработки весьма хорошо флотируется аполярным собирателем. Если в коллективном цикле флотации применяют сильные собиратели (ксантогенаты и дитиофосфаты), то для депрессии сульфидов меди и железа при разделении коллективных концентратов необходимо применение специальных реагентов, в качестве которых могут быть использованы сульфид натрия, цианиды и ферроцианиды, а также соли фосфора, мышьяка и сурьмы [3,23,75,118].

При значительном количестве окисленных и вторичных минералов меди в технологическую схему также включается операция пропарки коллективного медно-молибденового концентрата [23,34,65].

Обогатительная фабрика ГОКа «Эрдэнэт» (Монголия) перерабатывает порфиновые медно-молибденовые руды. На обогатительную фабрику направляются сульфидные и смешанные руды. Большая часть окисленной руды (1,5 млн. т руды в год) с содержанием меди 0,9% и 0,02% молибдена отправляются на кучное выщелачивание [75]. В 2016 году переработка руды составила около 32 млн. т, выпуск медного концентрата составил 620 тыс. т или 150 тыс. т меди, извлечение меди в медный концентрат достигло 86%, однако качество медного концентрата по содержанию меди снизилось до 22,5% [75].

В настоящее время разработана и внедрена технология флотации с применением селективных собирателей по отношению к пириту, что позволило отказаться от операции пропарки [80]. В настоящее время применяются неионогенные реагенты-собиратели ВК-901 и AeroMX 5140 [33,35,37,75].

На обогатительной фабрике «Эрдэнэт» схема флотации включает коллективный цикл и селективный цикл, где получают товарный медный и молибденовый концентраты (рисунок 1.1).

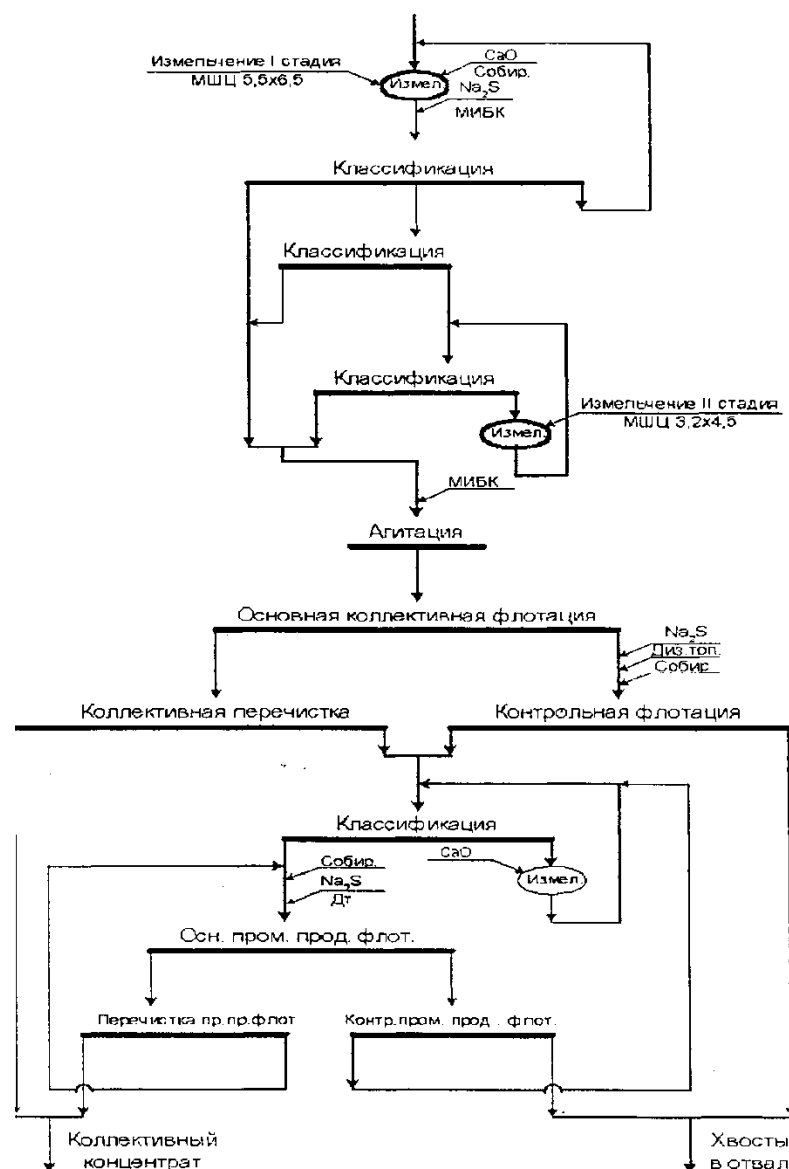


Рисунок 1.1 - Схема измельчения и флотации медно-молибденовой руды на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» [75]

Содержание меди в коллективном концентрате составляет от 18 до 20%, молибдена – от 0,2 до 0,25%. Извлечения меди достигает 87-90%, молибдена 45-50%.

Коллективный концентрат всех секций поступает в сгуститель диаметром 50 м, сгущенный продукт направляется для агитации с известью, и проводится операция медно-молибденовой флотации, пенный продукт которой направляется на перемешки, после чего становится кондиционным медно-молибденовым концентратом с содержанием меди 22,0 – 23,0%, молибдена –

0,2-0,22% [23,28,75]. В схеме предусмотрены операции доизмельчения и перефлотации коллективного медно-молибденового концентрата и промпродуктов. В обоих случаях ставится задача разрушения медно-пиритных сростков и повышение качества концентрата.

Медно-молибденовый концентрат подвергается сгущению, после чего поступает в сгуститель для обработки сернистым натрием при подогреве пульпы до 60°C. Затем концентрат поступает на основную молибденовую флотацию. Концентрат молибденовой флотации после 7-8 перечисток становится товарным молибденовым концентратом и содержит 49-51% молибдена, 1-1,5% меди. Камерный продукт контрольной молибденовой флотации представляет собой готовый медный концентрат с содержанием меди не менее 22% и молибдена не более 0,05% [12,24,75].

1.2. Оптимизационное управление процессами измельчения и флотации

Начало формирования современного оптимизационного подхода к процессам измельчения и флотации связано с работами проф. Машевского Г.Н. [48], которым было предложено экспертное управление процессом флотации на основе технологической типизации перерабатываемой руды в режиме реального времени. Выбранный алгоритм автоматизированного управления предполагает декомпозицию технологической схемы и ее разбиение на отдельные контуры, в которых производится управление по частным критериям [48,79].

Дальнейшим развитием подхода моделирования и оптимизации сложных технологических схем стал «Метод главных компонент», использующий в качестве параметров оптимизации некую совокупность векторов (главных компонент), получаемых путем выбора наиболее весомых проекций векторов параметров процесса на конечные технологические показатели обогащения [49]. Примером реализации данного метода является система автоматизированного управления, созданная и испытанная на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» в 1991-1998 гг. Система включает контуры регулирования технологических параметров флотации с использованием данных о составе твердой фазы, ионно-молекулярном составе жидкой фазы, уровнях и расходах пульпы [49,58].

Развиваемый специалистами фирмы «Outokumpu Mintec Oy» подход и технологические принципы оптимизации также предполагает проведение комплексного системного контроля процесса флотации с использованием многоуровневой системы автоматизированного управления [49]. Комплексные исследования процесса флотации включают статистическую обработку результатов опробований, оценку наиболее значимых параметров, моделирование процесса и создание алгоритмов оптимизационного или экспертного управления.

Приборной основой как для опробования процесса, так и его последующего автоматического регулирования являются анализаторы вещественного и гранулометрического состава руды, а также ионометрические приборы-анализаторы состава водной фазы пульпы.

На базе анализатора состава твердой фазы работает система автоматического контроля и регулирования «ПРОСКОН 2100», которая представляет собой комплекс оборудования нескольких уровней. Система «ПРОСКОН 2100» позволяет реализовать программы управления технологией обогащительного производства, разработанные фирмой «Outotech Oy»: «FLOATCON» и «GRINDCON» [49].

Система управления объединена единой логикой, называемой разработчиками «экспертной». Основным принципом управления является ориентирование на оператора. Применяется правило, согласно которому основная логика и алгоритмы управления копируют мышление оператора.

Основные технологические переделы флотационного обогащения представляют собой высокомеханизированные и автоматизированные объекты, включающие системы многоуровневой стабилизации основных технологических параметров (рисунок 1.2) [53].

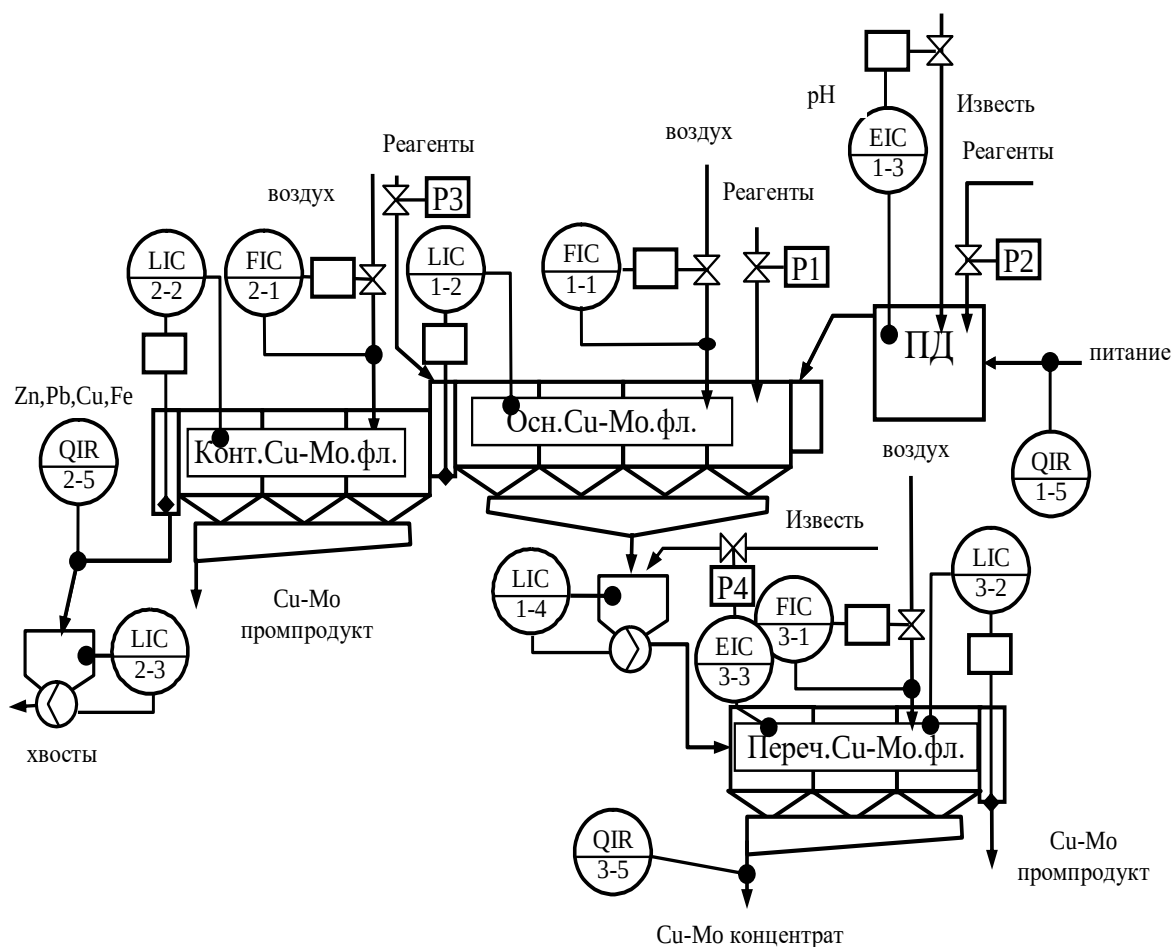


Рисунок 1.2. Схема установки локальных систем регулирования процесса коллективной медно-молибденовой флотации

Нижние уровни автоматического управления поддерживают оптимальные условия функционирования обогатительного оборудования, рассматривающие флотационный передел как транспортирующую систему. Средние уровни автоматизированного регулирования поддерживают заданные расходы флотационных реагентов, воздуха и воды. АСУ верхнего уровня направлены на поддержание наилучших технико-экономических показателей [56,86,87].

Управление циклами флотации на многих обогатительных фабриках, по сути, основано на экономических принципах [4,16,21,40,]. Результаты анализа содержания металлов в хвостах основной флотации дают информацию о балансе циклов основной и контрольной флотации [17,70]. Полученные данные также позволяют оценить общее извлечение ценных компонентов и оперативно

реагировать на нарушения технологического процесса. Результаты анализа элементного состава продуктов цикла перемешивающей флотации используются для управления качеством конечного концентрата и циркулирующими потоками [45,57,76,114].

При помощи уравнений материального баланса и показателей цен информация о показателях флотации преобразуется в экономико-ориентированные показатели в реальном времени для каждого цикла флотации. Рассчитанные экономико-ориентированные параметры сравниваются с модельными, основанными на опытных данных и результаты сравнения являются основанием для выработки управляющих воздействий [49,72,100,113].

Управляющие воздействия направлены на основные регулируемые параметры процесса: уровень пульпы; расход воздуха; расходы флотационных реагентов, производительность. Технологическая операция, или целый цикл, выдерживаются в заданных границах значений выбранных критериев оптимизации [77,96].

На фабрике Хитора компании «Outokumpu Finn mines Oy» была испытана и внедрена экспертная система классификации и оценки различных типов перерабатываемой руды и выбора стратегии управления процессом флотации. В качестве базовой структуры применена структура «Самоорганизующейся технологической карты», являющейся вариантом структуры искусственных нейронных сетей [113].

База данных экспертной системы набирает информацию о результатах переработки различных типов руд, собираемую на основе анализа параметров и показателей технологического процесса при переработке всех типов руд. Основная цель экспертной системы состоит в получении информации о типе поступающей руды и выборе оптимального режима ее обогащения [25,29,52,121].

При оценке свойств руды многообразие параметров было уменьшено до пяти переменных: содержание никеля; содержание никеля в сульфидной форме; соотношение содержаний меди и железа в руде; измельчаемость руды; содержание серпентина в руде. По значениям выбранных пяти параметров были определены четыре основных типа руд и еще 14 промежуточных. Для основных

типов руд фиксировались базовые технологические режимы [11]. Для промежуточных типов руд с использованием методов «Нейронных сетей» определялись скорректированные технологические режимы. Параметры режимов обогащения типовых руд определялись статистическим путем из условий, при которых достигались оптимальные показатели процесса [30,40,43].

Система «ПРОСКОН», используемая на комбинате «Печенганикель» в цикле никелевой флотации, реализует логику оператора и обеспечивает выбор режимов и расходов флотационных реагентов (ксантогената, КМЦ, медного купороса) по параметрам руды и продуктов обогащения, измеряемых при помощи анализатора «Курьер-30» [22,49]. Автоматизированное управление ведется по содержанию никеля в никелевом концентрате и хвостах по иерархическому принципу. Так, для снижения содержания никеля в хвостах первоначально увеличивается расход собирателя, а затем снижается расход реагента КМЦ, и только в конечном случае увеличивают расход аэрофлота [49].

Система общего управления измельчительно-флотационным переделом была разработана специалистами «Control International» для обогатительной фабрики «La Caridad» в Мексике [111]. Концепция управления основана на использовании набора эвристических, невральных сетевых и модель-ориентированных правил, с применением экономико-ориентированных критериев оптимизации. Алгоритм управления циклом флотации предусматривает разработку и применении модели процесса. Модель процесса флотации включает оценку флотиремости четырех основных минеральных разновидностей: раскрытого ценного компонента, его сростков, пирита и пустой породы. Программа в режиме реального времени использует модель процесса и показатели флотиремости фракций для нахождения оптимальных значений параметров флотации: расхода воздуха и уровня пульпы во флотационных машинах, расходов пенообразователя и собирателя [64,95,109].

Высокую эффективность показала АСУ ТП флотации, разработанная МГГУ и ЗАО «Элскорт», позволяющую оценить сортность перерабатываемой руды на основании набора входных параметров. Предлагаемая система и алгоритм предназначены для получения информации о сортности руды, поступающей в схемы флотационного обогащения и расчете оптимальных

параметров технологического процесса [13,52,53,66]. Основными исходными параметрами являются оперативно измеренные содержания металлов в руде, поступающей на обогащение. Основными задачами, решаемыми компьютеризированным алгоритмом расчет оптимальных значений pH и расходов реагентов.

На ГОКе Эрдэнэт начало работ по созданию систем опережающего контроля качества обусловлено фундаментальными исследованиями Ш. Отгонбилега [61,62], получивших развитие в более поздние годы [25,29,30,121]. Система контроля и алгоритм управления по качеству руды используют в качестве средних структур АСУ ТП измельчения и флотации. Процесс определения сортности заключается в определении массовых долей определенных типов в руде, поступающей на переработку.

Дальнейшее развитие системы управления процессом флотации осуществлялась на основе применения «интеллектуальных» методов. Проведенными Л. Дэлгэрбатом системными исследованиями процесса коллективной медно-молибденовой флотации было показано, что основным условием применения экспертных методов является обеспечение принципиальной возможности достаточно точного распознавания сортов перерабатываемой руды или сложившейся производственной ситуации [40].

Методика системных исследований предполагала задание в исходных данных разработанной математической модели совокупности заранее выбранных комбинаций входных параметров, которые соответствовали определенному типу перерабатываемой руды или состояния технологического процесса и определении математических ожиданий измеряемых промежуточных и выходных параметров процесса флотации [40,94,121]. В качестве параметров исходного сырья были выбраны усредненные данные о элементном составе четырех типов руды, поступающей на обогатительную фабрику.

Взаимодействие средств измерения, анализа и выработки управляющих решений представлена на рисунке 1.3.

Процесс определения сортности руд заключается в определении массовых долей руд выделенных типов в руде, поступающей на переработку. Существует

несколько математических методов определения состава смеси по ее параметрам [18].

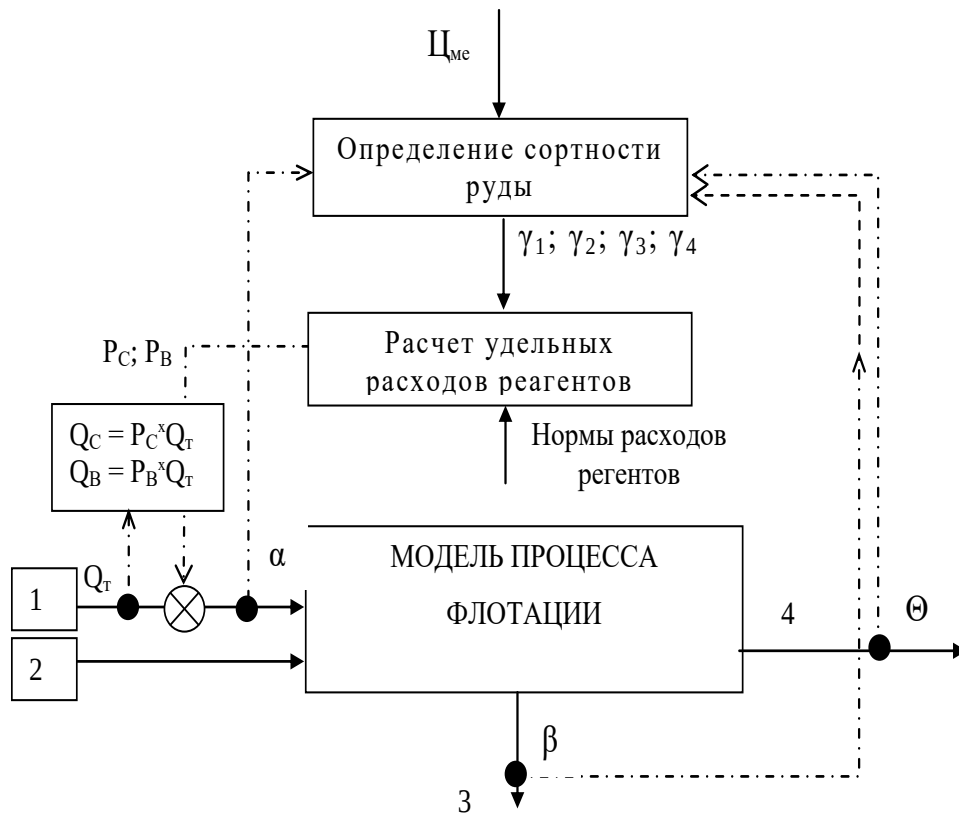


Рисунок 1.3. Схема выбора параметров и коллективной флотацией по сортности руды с применением многоуровневой динамической модели процесса: 1 - Блок генерации параметров; 2 - Блок генерации возмущающих параметров; 3 - выходные параметры; 4 - выходные параметры (хвостов); α, β, Θ – содержания ценных компонентов в руде, концентрате и хвостах флотации; $\gamma_1; \gamma_2; \gamma_3; \gamma_4$ – массовые доли отдельных сортов руд; P_C, P_B – удельные расходы собирателя и вспенивателя; Q_T – расход твердого; $Q_C; Q_B$ – расходы собирателя и вспенивателя; Π – цены металлов

Один из вариантов модель-ориентированного управления, предложенный З. Ганбаатаром, Л. Дэлгэрбатом и В.В. Морозовым, предполагает определение отклонения параметров поступающей на переработку руды от параметров типовых сортов руд и расчет массовых долей типовых руд в перерабатываемой руде [52,53]. При управлении измельчением и флотацией используются

уравнения для расчета оптимальной крупности измельчения и расходов реагентов, которые учитывают сортность перерабатываемой руды [55].

Использование математической модели процесса медно-молибденовой флотации позволило обосновать возможность оценки сортности перерабатываемых руд на основе контроля содержаний металлов в перерабатываемой руде и продуктах обогащения [52,53]. Результаты оценки влияния количества измеряемых параметров руды и процесса обогащения на точность оценки сортности руд показали, что количества параметров контроля должно составлять не менее 7 [121].

1.3. Современные методы управления процессами флотации на основе модель-ориентированных критериев оптимизации

Причиной снижения показателей обогащения является применение несовершенных методик выбора оптимальных условий процессов измельчения и флотации, функций-задатчиков в системах автоматизированного управления, ориентированных на субъективный опыт исследователя или оператора, использующего принцип ведения технологических процессов в интервалах разрешенных значений параметров. Основные затруднения связаны с тем что информационный массив для принятия решений состоит из массы в различной степени связанных между собой параметров, ранжирование которых во важности представляет собой практически неразрешимую задачу.

Для решения многокритериальной задачи оптимизации используются данные из дискретного набора доступных комбинаций инструментов анализа [7,109,130]. Увеличение количества и точности датчиков улучшает точность и надежность измерений. Структура контрольно-измерительной аппаратуры может быть скомпонована как многоцелевая, либо как однообъектная, например, как система экономико-ориентированного оптимизационного управления процессом [111,114,119,124]. В такой системе можно количественно оценить в тех же единицах, что и затраты на инвестиции и обслуживание [119]. Технологические измерения часто являются неопределенными, неполными и непоследовательными с предшествующим уровнем поведения процесса.

The diagram illustrates a control loop for a flotation plant. It includes a 'Collector' block, a 'Controller' block, a 'Flotation Plant' block, and an 'On-line data reconciliation' block. The 'Collector' block receives inputs $f_1; c_1$ and u (collector) and produces outputs $f_2; c_2$ and $f_3; c_3 = y$. The 'Controller' block receives y_{sp} and y (with a negative sign) and outputs u to the 'Flotation Plant'. The 'Flotation Plant' receives $f_1; c_1$ and u and produces outputs $f_2; c_2; f_3$ and y . The 'On-line data reconciliation' block receives $f_2; c_2; f_3$ and y and outputs to the 'Net revenue maximization' block. The 'Net revenue maximization' block outputs the 'Set-point' y_{sp} to the 'Controller'.

Основными проблемами и принципами принятой схемы управления являются: - сложность между истинными погрешностями измерений и истинными динамическими вариациями переменных процесса; - необходимость оценки как стационарного режима основного процесса так и его динамического состояния; - необходимость предварительного обнаружения аномального поведения процесса и последующий анализ остатков согласования; - необходимость использования критерия с минимумом субъективности пользователей или эмпирических настроек; - необходимость анализа

избыточности данных и информационного содержания; - необходимость выверки данных [109,114,123].

На обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» для управления процессами флотации применяется система опережающей диагностики сортности обогащаемой руды. Система «COLOR» позволяет получить в реальном времени информацию о минералогическом составе руды и о технологическом типе руды. Система так же позволяет получить данные о крупности руды, поступающей в операцию измельчения [53]. Система визиометрического анализа включает установленные над лентой транспортера источники освещения и цифровую видеокамеру (рисунок 1.5).

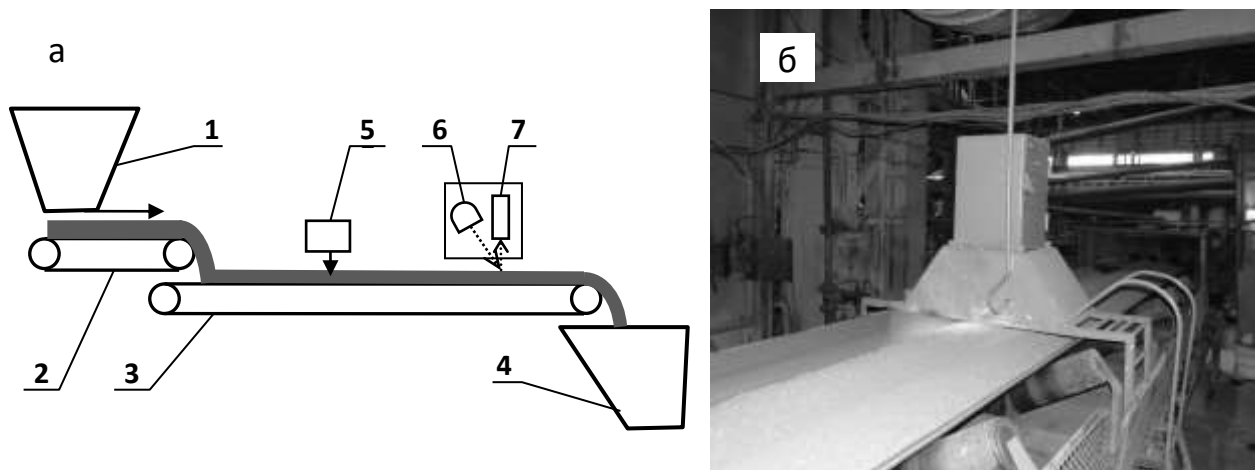


Рисунок 1.5. Схема системы подготовки и видео-имидж-анализа руды (а) и изображение установки для получения видеоизображения (б): 1 – бункер мелкодробленной руды; 2 – питатель; 3 – конвейер; 4 – приемный бункер мельницы; 5 – установка для подготовки руды к анализу; 6 – источник светового излучения; 7 – приемник отраженного светового излучения

Сутью метода визиометрического анализа является определение минералогического состава руд, и оценка их сортности на основе обработки изображений руды в видимой части спектра. В базу данных системы «COLOR» были внесены видеоизображения всех минералов месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо». Путем программной обработки были созданы компьютерные образы (эталоны) основных рудных и породообразующих минералов. При составлении базы данных использовались также результаты измерения элементного состава руды ядерно-физическими методами [73].

1.4. Физико-химические характеристики и методы оперативного контроля собирателя в жидкой фазе флотационных пульп

Анализа концентрации собирателей в жидкой фазе флотационной пульпы является перспективным направлением при разработке систем автоматического дозирования расходов реагентов. В настоящее время применяются различные методы анализа ксантогенатов и других тиоловых коллекторов, которые представлены в таблице 1.1.

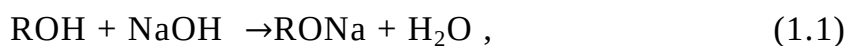
Таблица 1.1. - Методы анализа ксантогенатов и других тиоловых коллекторов [93,99,106,107,120,127]

Метод	Анализируемые вещества	Время анализа	Обнаружение	Чувствительность
ВЭЖХ с нормальной и обратной фазой	Ксантогенаты	10-20 мин	UV	0,005 мг/л
Взаимодействие ионов с ВЭЖХ	Ксантогенаты и продукты их окисления. DTP и DTPI	8-16 мин	UV	0,017–0,1 мг/л
Электрофорез в капиллярной зоне	Этил-, изопропил- и гексилксантогенаты	15 мин	UV	0,010-0,040 мг/л
Вольтамперометрия	Этилксантогенат, диэтилдитиофосфат, дифенилдитиофосфат	10 мин	ток-потенциал	0,002 мг/л
Селективный электрод ксантогената	Изопропил- и изобутилксантогенат	Текущий	потенциал	1,58 мг/л
УФ / ВИС спектрофотометр	Все типы коллекторов	0,5 мин	UV	0,2 мг/л этилксантогената

Имеющаяся информация может использоваться для сравнения между различными типами методов анализа и выбора наилучшего для конкретных условий. Ниже представлен анализ различных методов анализа концентрации собирателей в жидкой фазе флотационной пульпы.

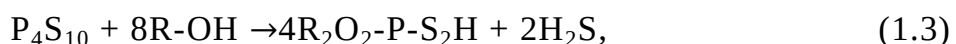
1.4.1. Состояние собирателя в водной фазе пульпы

Ксантогенаты получают через реакционную систему где гидроксид щелочного металла растворяют в спирте с последующим добавлением сероуглерода [2]:



Используемый спирт определяет длину углеродной цепи в конце молекулы ксантогената.

Диалкилдитиофосфатную кислоту получают в результате следующей реакции



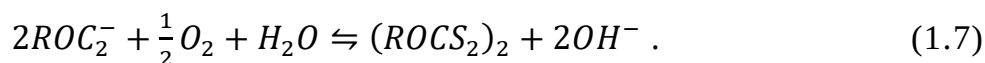
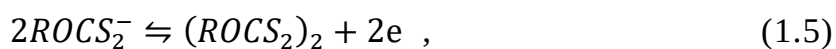
где пентасульфид фосфора (P_4S_{10}) реагирует со спиртом в инертной среде. Эти кислоты реагируют с щелочью, образуя соответствующий диалкилдитиофосфат. Короткоцепочечные ксантогенаты и дитиофосфаты более селективны, чем длинноцепочечные, и обычно считаются более слабыми коллекторами [51,71]. Дитиофосфаты являются более селективными, чем ксантогенаты с одинаковой алкильной группой [41].

Информация о химическом разложении собирателей ценна как для технологического процесса, так и для аналитики. В процессах важно знать изменение концентрации различных коллекторов в пульпе со временем [2,4]. При анализе важно знать, как долго отобранные образцы остаются репрезентативными и какие виды соединений можно ожидать в этих образцах [9,47]. На основании кинетических исследований был сделан вывод, что образцы, содержащие ксантогенаты, должны иметь pH 8 и выше и храниться в холоде для максимальной сохранности ксантогената [127].

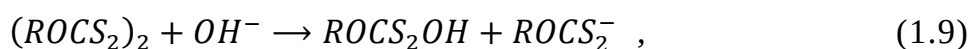
Имеется информация о кинетике разложения ксантогенатов при разных значениях pH и условиях разложения [25]. Sun X. и Forsling W. изучали

кинетику разложения при pH 3-12 с помощью УФ-спектроскопии. Они обнаружили, что при pH ниже 7 разложение быстрое, но при pH 7-8 ксантогенаты находятся в наиболее устойчивой точке. После этого их разложение происходит быстрее до pH = 9-10 и снова замедляется после pH 10. Диалкилдитиофосфаты более устойчивы в кислых условиях так как диалкилдитиофосфорные кислоты более стабильны [125].

В соответствии с данными многих исследователей [2,41,69,108,116] диксантогениды образуются при pH 6-12. Наиболее широко признанная модель образования диксантогенида представлена в следующих реакциях. Сначала ксантогенат окисляется до диксантогенида (реакция 1.5). Электроны, выделяемые при этой реакции, поглощаются минеральной поверхностью или другим окислителем, содержащимся в растворе. Чаще всего - посредством катодного восстановления кислорода по реакции 1.6. Общая реакция представлена в уравнении (1.7) [110,116].

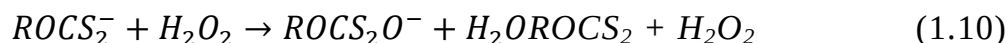


Аналогичный механизм реакции установлен для реакции на поверхности пирита [117]. Катодное восстановление кислорода заменяется восстановлением гидроксидов трехвалентного железа. Окисление ксантогената до диксантогенида подтверждено многочисленными исследованиями Российских ученых [2,20,41,71]. Было обнаружено, что диксантогенид разлагается в основных средах после следующей реакции

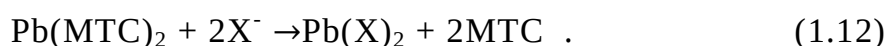
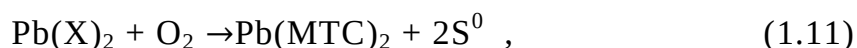


где $ROCS_2OH$ представляет собой сульфеновую кислоту, которая является очень неустойчивой и далее разлагается.

При pH 9-11 может образовываться перксантогенат [125]:

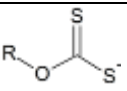
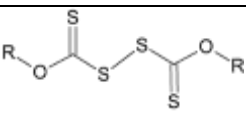
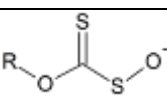
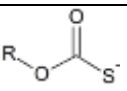
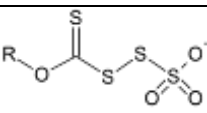


Монотиокарбонат также образуется на минеральной поверхности, прежде всего, на поверхности сульфидных минералов. Вероятный механизм реакции был дан в работе [116].



Информация о разложении видов этилксантогената представлена в таблице 1.2, и весьма вероятно, что другие ксантогенаты производят аналогичные продукты разложения. Также, по-видимому, очень мало различий в кинетике разложения между ксантогенатами различных алкильных групп [127].

Таблица 1.2 - Продукты разложения этил-ксантогената [108]

Название, аббревиатура	Структура	UV	pK _a
Ион ксантогената, EX ⁻		301	1.6
Диксантогенид, (EX) ₂		283	0.843
Этилперксантат, EPX ⁻		347	5.1
Этилмонотиокарбонат, ETC ⁻		222	<7
Этил-ксантилтиосульфат, EXT ⁻		283	<2

Многие виды разложения ксантогенаты реализуются только в гетерогенных системах, где присутствует некоторая минеральная поверхность или окислитель [116]. Эти условия, очевидно, имеют место при пенной

флотации. Явления, происходящие на минеральных поверхностях, очень сложны, и кажется, что нет четкой картины происходящих реакций. Нао и др. дали схему реакции разложения этил-ксантогената на минеральных поверхностях, представленную на рисунке 1.6.

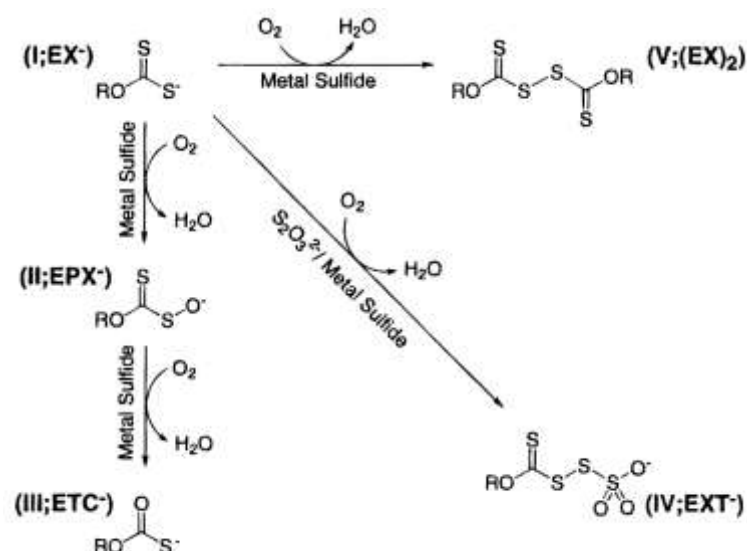
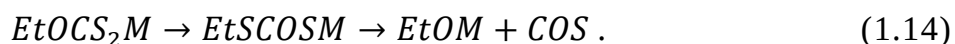


Рисунок 1.6: Схема разложения этилового ксантиогената [107].

Valdivieso A., Vreugdenhil A. и др. исследовали разложение ксантиогената на минеральных поверхностях [128,131] постулировали механизм (1.13), который в основном является обратной реакцией синтеза ксантиогената. Для случая образования COS они предложили механизм (1.14). Во всех механизмах М это либо атом металла в минеральной решетке, либо окисленный атом металла на поверхности минерала:



Жидкая фаза процесса флотации обычно содержит много различных растворенных металлов. Эти металлы могут образовывать комплексы с собирателем при их добавлении в процесс. Ксантиогенат может существовать или как ион или в виде комплекса. Ионные комплексы могут быть катионными $M(X)^{(n-m)+}$ или анионные $M(X)_m(X)^{(m-n)-}$, где M^{n+} это катиона металла и X^- ион

ксантогената. Ионные комплексы образуются при стехиометрических концентрациях ксантогенатов и ионов металлов и после превышения растворимости комплекса MX_n . Было найдено, что ксантогенат формирует комплексы 1:1 по крайней мере с следующими металлами: Pb^{2+} , Cd^{2+} , Zn^{2+} , Ni^{2+} , Co^{2+} и Cu^+ . Что касается стехиометрических комплексов, то их растворимость достаточно низкая [116].

Дитиофосфаты образуют комплексы с Pb^{2+} , Cd^{2+} , Zn^{2+} , Ni^{2+} , Co^{2+} и Cu^{+2} и Bi^{3+} . Эти комплексы растворяются в воде гораздо больше, чем эквивалент ксантогената металла. Комплекс Fe(III) неустойчив и образует молекулу дисульфида Fe(II) и бис- (О, О диалкилтиофосфорил) дисульфида (аналогичного диксантогениду) [41,116].

1.4.2. Методы анализа концентрации сульфгидрильных собирателей

В этом разделе рассматриваются методы анализа коллекторов в жидкой фазе пульпы и в технологической воде. До сих пор многие методы использовались только для определения объема коллектора, присутствующего в технологических водах, или для анализа количества присутствующих разных собирателей [54,107].

Существует несколько различных методов анализа ксантогенатов и других тиоловых коллекторов. Потенциометрический метод весьма перспективен ввиду приборной простоты и оперативности измерений [48].

Известны ионоселективные электроды на основе изопропил-ксантогената на основе ПВХ [99]. Эти электроды имеют полимерный диск, в котором содержится жидкий ионообменник. Диск закреплен на конце трубки с внутренним эталонным электродом и полимерный диск работает как мембрана между раствором анолита и эталонным раствором. Каломельный электрод использовался опорным электродом. Они обнаружили, что, хотя электроды были индифферентны относительно хлорид, нитрат, карбонат или ацетат-ионов; они не могли отличить изопропиловый и изобутиловый ксантогенаты.

Спектрофотометрия УФ/ВИС является одним из наиболее часто используемых методов анализа в химии. Метод УФ/ВИС спектроскопии

широко используются с жидкостной хроматографией и капиллярным электрофорезом. Все тиоловые коллекторы имеют весьма характерные УФ-спектры, благодаря которым их можно идентифицировать [69,77,82,115]. УФ-спектры разных коллекторов, а также продуктов разложения ксантогената приведены на рисунке 1.7.

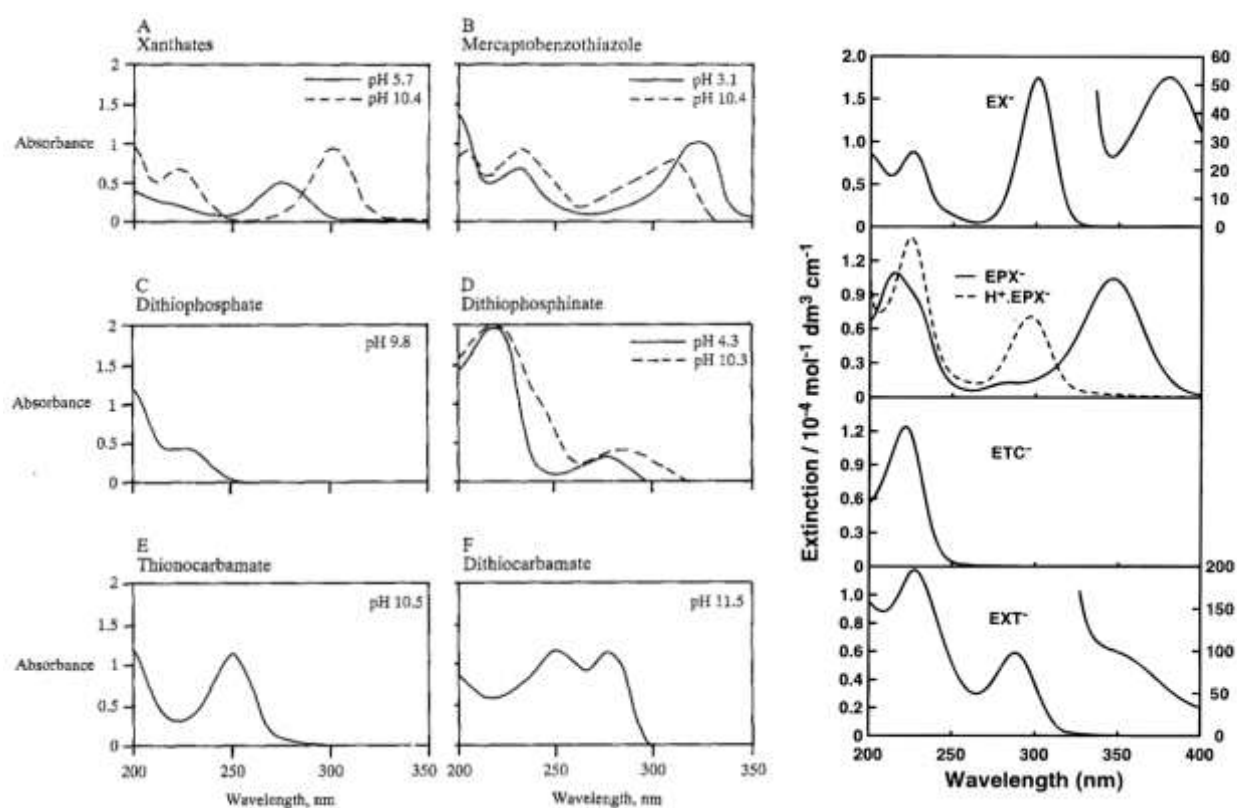


Рисунок 1.7 - УФ-спектры коллекторов (а) и продуктов окисления этил-ксантогената (б) в воде.

Поскольку диксантогенид обладает низкой растворимостью в воде, было предложено экстрагировать диксантогенид в изооктан, а затем измерять УФ-поглощение при 241 нм и 286 нм [107]. Отмечается, что при использовании в качестве смеси различных ксантогенатов также образуются асимметричные диксантогениды и что спектры для них могут отличаться от симметричных, используемых при калибровке. В симметричном диксантогениде два ксантогената с одинаковыми алкильными группами связаны друг с другом, а в асимметричном случае алкильные группы различны.

Нао F. и др. разработали систему на основе УФ-спектрофотометрии для контроля концентрации ксантогената в флотационных пульпах, обеспечивающую более быстрый способ мониторинга концентрации ксантогената во время флотационных экспериментов в лаборатории [107]. Образцы были взяты из флотационной камеры фильтром, установленным в ячейке. Затем фильтрат закачивали в УФ-спектрометр, где сигнал регистрировался при 301 нм. Оттуда образец возвращали обратно в флотационную камеру. УФ-спектрофотометрические измерения дали линейные калибровки в диапазоне концентраций ксантогената, используемых при флотации.

В России приборы для анализа ксантогената в жидкой фазе пульпы разрабатываются очень давно и начало работ связано с исследованиями Л.В. Сорокера [72]. До настоящего времени предприятием «Союзцветметавтоматика» выпускается анализатор ксантогената в жидкой фазе пульпы [77].

Рассмотренные приборы не предназначены для измерения концентраций неионогенных собирателей. Разработка методики измерений и анализаторов для оперативного измерения остается весьма важной задачей.

Для неионогенных собирателей, в частности для аллилового эфира бутилксантогеновой кислоты, была разработана методика, предполагающая экстракцию реагента в ацетон и измерение оптической плотности полученного раствора при длине волны 355-358 нм [69]. Однако данная методика не нашла применения на обогатительных фабриках вследствие невысокой чувствительности. Другие методики используют достаточно длительную подготовку пробы и ее последующий анализ электрофоретическим или хроматографическим методом [120,127]. Эти методики применимы при анализе сточных вод, но в условиях обогатительного процесса их использование нецелесообразно.

В соответствии с вышеизложенным, целью работы является установление закономерностей и разработка способа оптимизации технологии обогащения медно-молибденовых руд на основе комплексной системы технологических и экономических критериев.

Для решения поставленной цели повышения эффективности обогащения

необходимо оптимизировать процессы измельчения и флотации с использованием совокупности технологических и экономических критериев. Для этого могут быть использованы данные о материальном балансе, качестве руды и концентратов, стоимостных данных, на основании которых может быть рассчитаны экономико-ориентированные показатели процессов реальном времени для каждого цикла флотации.

Для достижения цели поставлены следующие задачи.

- выбор и обоснование критериев эффективности технологических процессов обогащения, учитывающих технологические и экономические параметры;;
- установление закономерностей изменения и взаимосвязи технологических и экономических параметров процессов измельчения и флотации;
- совершенствование методики исследования обогатимости руд на основе приведения многокритериальной задачи оптимизации к однокритериальной с использованием экономико-ориентированного критерия приведенных потерь в процессах коллективной и селективной флотации;
- разработка алгоритмов автоматического регулирования процессов измельчения и флотации на основе контроля состава и свойств руды и параметров работы переделов флотации и измельчения.

Выводы к главе 1.

1. Схемы обогащения медно-молибденовых порфировых руд включают измельчение до крупности 60 - 70 % класса -74 мкм коллективную флотацию, доизмельчение коллективного концентрата и промпродукта, промпродуктовый цикл, десорбцию собирателя и разделение коллективного концентрата с получением товарных медного и молибденового концентратов. На ГОКе Эрдэнэт применяются схемы с доизвлечением меди и молибдена из песковой фракции хвостов промпродуктовой флотации гидрометаллургическими методами. Для удаления избытка реагентов в селективном цикле медно-молибденовые концентраты сгущаются, а затем доизмельчаются до крупности 85 - 90% класса -74 мкм. Для десорбции собирателя используют сернистый

натрий. После десорбции собирателя осуществляется селективная флотация молибденита.

2. Технологические переделы флотационного обогащения представляют собой высокомеханизированные и автоматизированные объекты, включающие системы многоуровневой стабилизации основных технологических параметров. Нижние уровни систем автоматического управления поддерживают оптимальные условия функционирования обогатительного оборудования; средние уровни поддерживают заданные расходы флотационных реагентов, воздуха и воды. Верхний уровень АСУ обеспечивает поддержание наилучших технико-экономических показателей.

3. Показано, что причиной снижения показателей обогащения является применение несовершенных методик выбора оптимальных условий процессов измельчения и флотации, ориентированных на субъективный опыт оператора, использующего принцип ведения технологических процессов в интервалах разрешенных значений параметров. Управление процессами флотации должно быть основано на экономических принципах. Используемые средства контроля технологических параметров дают информацию о балансе металлов и позволяют оценить общее извлечение в технологическом процесса. При помощи показателей материального баланса, качества концентратов и стоимостных данных информация о показателях флотации может быть преобразована в экономические показатели в реальном времени для каждого цикла флотации.

4. На ГОКе Эрдэнэт высокую эффективность показала АСУ ТП флотации на основе оценки сортности перерабатываемой руды, поступающей в схемы флотационного обогащения и модель-ориентированном управлении путем поддержания оптимальных параметров технологического процесса: - крупности измельчения, рН среды, концентраций и расходов реагентов.

5. Информация о концентрации собирателей в жидкой фазе пульпы необходима как для анализа процесса, так и для оперативного управления дозированием реагентов. Разработанные ион-селективные электроды и приборы ультрафиолетовой спектроскопии являются наиболее используемыми методами анализа, однако не решают задачу измерения остаточной концентрации неионогенных собирателей.

6. Для неионогенных собирателей, в частности для аллилового эфира бутилксантогеновой кислоты разработана методика, предполагающая экстракцию реагента в ацетон и измерение оптической плотности полученного раствора при длине волны 355-358 нм. Однако данная методика не нашла применения на обогатительных фабриках вследствие невысокой чувствительности.

7. Целью работы является установление закономерностей и разработка способа оптимизации технологии обогащения медно-молибденовых руд на основе комплексной системы технологических и экономических критериев. Для решения поставленной цели повышения эффективности обогащения необходимо оптимизировать процессы измельчения и флотации с использованием совокупности технологических и экономических критериев. Для этого могут быть использованы данные о материальном балансе, качестве руды и концентратов, стоимостных данных, на основании которых может быть рассчитаны экономико-ориентированные показатели процессов реальном времени для каждого цикла флотации.

8. Для достижения цели поставлены следующие задачи исследований:

- анализ причин снижения эффективности передела обогащения медно-молибденовых руд; - установление закономерностей изменения и взаимосвязи параметров процессов измельчения и флотации;
- совершенствование методики исследования обогатимости руд с применением критериальной оценки эффективности, использующей комплексной систему технологических и экономических параметров процессов измельчения и флотации;
- разработка алгоритмов автоматического регулирования процессов измельчения и флотации на основе контроля состава и свойств руды и параметров работы переделов флотации и измельчения.

ГЛАВА 2 МЕТОДИКИ И ПРИБОРЫ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ФЛОТАЦИИ

В данном разделе приведены методы теоретических исследований и моделирования процессов взаимодействия минералов с компонентами оборотных вод. Описаны основные методы и приборы для исследования медно-молибденовых руд и процессов их обогащения, включая изучение состава поверхности, ионного состава и физико-химических параметров твердой и жидкой фазы рудных пульп. Представлены методики лабораторных и укрупненных технологических испытаний с использованием процессов флотации и выщелачивания руд, очистки и кондиционирования сточных и оборотных вод.

2.1. Методы анализа жидкой фазы водных и водно-дисперсных систем

В качестве основных водных и водно-дисперсных систем в проводимых исследованиях были изучены твердая и жидкая фаза рудной пульпы перерабатываемых руд, водные вытяжки, полученные в лабораторных условиях с целью проведения соответствующих экспериментов, а также продукты обогатительных схем.

В качестве основных контролируемых физико-химических параметров исследуемых водных систем были приняты:

- величина pH и ОВП жидкой фазы;
- концентрации катионов металлов и кислотных остатков;
- концентрации флотационных реагентов.

Измерение перечисленных параметров выполнялось с использованием современных методов и методик анализа состава и свойств жидких сред, и соответствующего аналитического оборудования в лабораториях НИТУ МИСиС и ГОКа «Эрдэнэт».

Основным методом измерения содержаний тяжелых металлов в руде и продуктах обогащения является атомно-адсорбционный с предварительным переводом анализируемых компонентов в жидкую фазу. Метод предполагает ионизацию анализируемого вещества в пламени органического легкогорючего

соединения, например, ацетилена или пропана [7], электрического разряда или высокочастотной плазмы [73]. Чувствительность метода составляет до сотых долей мг/л вещества в анализируемом растворе и достаточна для контроля концентраций ионов и комплексов тяжелых металлов в сточных водах обогатительных фабрик. Преимущества метода - достаточно высокая селективность и возможность автоматизации анализа [77]. К недостаткам метода следует отнести отсутствие какой-либо информации о самом соединении, в состав которого входит измеряемый элемент.

Другим методом, контроля концентраций тяжелых элементов в руде и водной фазе является фотометрический. Он связан с регистрацией поглощения инфракрасного, видимого или ультрафиолетового излучения пробами анализируемого раствора с измеряемыми компонентами в свободной или в связанной форме [65,82]. Достоинствами метода является высокая селективность и чувствительность (до 0,01 мг/л). Основным недостатком является зависимость концентрации контролируемого компонента от тщательности процессов пробоподготовки и от влияния мешающих примесей.

Определение неионогенных и ионогенных органических соединений в водной фазе является сложной задачей. Большинство известных методов основаны на предварительном разделении и последующем анализе выделенных фракций спектральными методами. В качестве сорбентов органики используют смолу ХАД-2, Амберлит IRA-401 [82]. Предел обнаружения определяется чувствительностью используемого метода анализа и составляет от 0,02 до 0,5 мг/л.

Принятый на обогатительных фабриках метод анализа предполагает многократное экстрагирование пробы малыми порциями эфира при последовательном изменении рН пробы от кислой до нейтральной и от нейтральной до щелочной. Отделенные остатки щелочного, нейтрального и кислотного экстрагирования анализируются спектрофотометрическим или хроматографическим методом. Нейтральные соединения разделяют на алифатические, ароматические и окисленные на активированном угле. Для точного анализа применяют концентрирование проб с помощью активированного угля или экстрагентов.

Методика проведения спектральных исследований твердой фазы изложена в специальной литературе и включает операции фильтрации, промывки дистиллированной водой и сушки образцов под вакуумом при комнатной температуре [9]. В ряде случаев, когда продуктами химических реакций являются вещества в тонком коллоидно-дисперсном состоянии, применяется операция предварительной экстракции пробы гексаном, отделение экстракта, его высушивание и спектрофотометрирование [108].

В случае совместного образования осадков неорганических и органических соединений проводится первоначальная экстракция органической фазы гексаном. После этого осадки фильтруются, промываются, высушиваются под вакуумом. Высушенная твердая фаза отделяется от фильтровальной бумаги и истирается в ступке. Из экстрактов испарением при температуре 30⁰С удалялся избыток экстрагента и полученная анализируется различными методами.

При использовании ИК-спектрофотометрии полученные пробы переносятся в кювету, дно которой выполнено из запрессованной таблетки KBr. Затем проводилось досушивание пробы при температуре 50⁰С, в результате которого из пробы удалялись остатки экстрагента. Затем проводят спектрофотометрирование пробы на ИК-спектрофотометре.

2.2. Методы ИК-спектроскопии при исследовании минералов, продуктов осаждения и экстракции

Анализ вещества методом ИК-спектрофотометрии наиболее часто используемый метод качественного и количественного анализа при исследовании объектов обогатительных процессов. Это обусловлено как простотой метода, так и обширной информацией, получаемой об исследуемом веществе [9]. Этот метод применим как для минералов, так и для анализа выделенных из водных сред осадков или экстрагируемых органических веществ [120].

Количественная связь между интенсивностью I прошедшего через вещество излучения и интенсивностью I_0 падающего излучения определяется

законом Бугера – Ламберта – Бера, который описывает постепенное ослабление монохроматического пучка света при распространении его в поглощающем веществе. Если мощность пучка, вошедшего в слой вещества толщиной (l), равна (I_0), то, согласно этому закону, мощность пучка при выходе из слоя описывается уравнением [9]:

$$I(l) = I_0 \cdot e^{-\chi \cdot l}, \quad (2.1)$$

где χ - удельный показатель поглощения света.

Величина удельного показателя поглощения χ зависит от природы и строения вещества, а так же от длины волны проходящего излучения.

В большинстве случаев ИК-спектр индивидуален и легко отличим от спектров других молекул. Положение пиков поглощения характерно для отдельных групп атомов, а его интенсивность прямо пропорциональна их концентрации в веществе [9]. Отсюда следует, что измерение интенсивности поглощения может дать информацию о количестве данного компонента в составе образца. Анализируемые образцы могут быть жидкими, твердыми или газообразными. Они могут быть органическими или неорганическими, хотя многие неорганические вещества иногда не дают ярко выраженных спектров [107].

В нашем исследовании регистрацию ИК-спектров поглощения минералов, продуктов осаждения и экстракции проводили на спектрофотометре «Carl Zeiss Jena SPECORD IR-75» (Германия). Основными частями спектрофотометра являются источник непрерывного теплового излучения, монохроматор и неселективный приемник излучения. Кювету с веществом помещается перед входной щелью. Поток излучения делится на два луча, один из которых может проходить через кювету сравнения. Спектрофотометр SPECORD 75 IR (рисунок 2.1) автоматически регистрирует ИК-спектры пропускания (поглощения) исследуемых проб в диапазоне волновых чисел 4000...400 см⁻¹



Рисунок 2.1. Общий вид спектрофотометра SPECORD 75 IR

2.3. Методы оптической спектроскопии растворов и коллоидных систем

Методы оптической спектроскопии остаются основными при прямом и косвенном анализе ионно-молекулярного состава водных объектов [84,203].

Ультрафиолетовая спектроскопия (УФ спектроскопия), включает исследование и анализ спектров испускания, поглощения и отражения в ультрафиолетовой области, т. е. в диапазоне длин волн 10-400 нм (волновых чисел $2,5 \cdot 10^4 - 10^6 \text{ см}^{-1}$). УФ спектроскопия при длине волны меньше 185 нм называется вакуумной, т. к. в этой области УФ излучение сильно поглощается воздухом (гл. обр. кислородом) и применяют вакуумные или наполненные непоглощающим газом спектральные приборы [9].

В большинстве случаев, при облучении УФ-излучением вещество не разрушается и не видоизменяется, что позволяет получать данные о его химическом составе и структуре. В УФ-области проявляются электронные переходы, т. е. положение полос и линий определяется разностью энергий различных электронных состояний в атомах и молекулах. В УФ-области лежат резонансные линии нейтральных, одно- и двукратно ионизованных атомов, а

также спектральные линии, испускаемые многократно ионизованными атомами, находящимися в возбужденном состоянии.

В УФ-области находятся также электронно-колебательные полосы поглощения молекул, что широко используют в химическом анализе и исследованиях. Возникновение этих полос обусловлено переходами электронов между связывающими и несвязывающими π^* - и разрыхляющими n^* -орбиталями (т.н. молекулярные спектры) [9]. Это позволяет использовать УФ-спектроскопию для изучения электронного строения молекул, влияния заместителей на химические свойства вещества, установления типа связей, определения параметров поверхностей, энергии возбужденных состояний молекул. В основе анализа лежит отнесение полос поглощения УФ-спектров к определенным электронным переходам.

Так при анализе насыщенных углеводородов диагностируются переходы, требующие больших энергий. Поэтому соответствующие им полосы поглощения лежат в области коротковолнового излучения, например, для метана и этана - при 125 и 135 нм соответственно [115]. Для ненасыщенных углеводородов характерны переходы при длинах волн 165-200 нм. Наличие сопряжения атомов, алкильных заместителей (в т. ч. содержащих гетероатомы) приводит к заметному смещению полос в УФ-спектре в длинноволновую область [84].

Наличие интенсивных характеристических полос в УФ спектрах химических соединений используется для их идентификации и количественного определения. Возможность анализа обусловлено соответствием интенсивности поглощения закону Бугера-Ламберта-Бера.

При анализе флотационных систем весьма важным является оперативный анализ реагентов, в первую очередь собирателей. В нашей работе стояла задача определения продуктов взаимодействия серосодержащих соединений, в частности эфиров ксантогеновых кислот. Диалкилсульфиды обычно имеют полосу в области 210 нм и плечо при 230 нм. Тиокарбонильная группа ($C=S$) аналогично карбонильной имеет n^* -переход, но соответствующие ей полосы расположены в более длинноволновой области. Полоса n^* -перехода лежит в интервале 300–330 нм, а полоса π^* -перехода – в интервале 230–260 нм. Полосы n^* -переходов арилзамещенных тионов лежат в области 600 нм [41].

Сульфоны алифатического ряда не имеют собственных полос поглощения выше 180 нм. Сульфоксиды характеризуются интенсивной полосой при 210 нм. Эту полосу относят к n^* -переходу, так как в протонсодержащих растворителях она смещается в коротковолновую сторону.

Особенностью процессов обогащения медно-молибденовых руд является применение неионогенных собирателей на основе ксантогеновых эфиров [1,3]. В авторском свидетельстве [5] предложен способ количественного определения эфиров ксантогеновых кислот. Способ количественного определения эфиров ксантогеновых кислот заключается в растворении анализируемой пробы в ацетоне и измерении оптической плотности полученного раствора при длине волны 355-358 нм.

Для проведения исследований нами использовались приборы: Спектрофотометр ПЭ-5400УФ и Фотоэлектроколориметр КФК-3, которые предназначены для измерения коэффициента пропускания и оптической плотности жидкостей с целью определения растворенных в них компонентов (рисунок 2.2).



Рисунок 2.2 - Внешний вид спектрофотометра ПЭ-5400УФ

Спектральный диапазон прибора Спектрофотометр ПЭ-5400УФ - 190-1000 нм. Источник света в спектрофотометре - дейтериевая и галогенная лампы

[185]. Погрешность установки длины волны: не более ± 1 нм. Воспроизводимость установки длины волны: $\pm 0,5$ нм. Пределы допускаемой абсолютной погрешности при измерении спектральных коэффициентов направленного пропускания, не более: $\pm 0,5$ %Т (315-1000 нм) и $\pm 1,0$ %Т (190-315 нм).

2.4. Потенциометрические методы анализа

Измерение концентрации ионов в водных растворах производится потенциометрическим методом при помощи ионоселективных электродов. Метод заключается в измерении разности потенциалов (э.д.с.) измерительного электрода и электрода сравнения в анализируемом растворе [9].

Зависимость э.д.с. электродной системы от активности определяемого иона без термокомпенсации описывается уравнением Нернста:

$$E = E_0 + S \text{ pX}, \quad (2.3)$$

где: E - разность потенциалов между измерительным и вспомогательным электродами, мВ; E_0 - значение э.д.с. электродной системы в начальной точке диапазона измерений, мВ; S - угловой коэффициент наклона электродной функции, величина которого зависит от температуры раствора (теоретическое значение при 20°C равно 58,16 мВ/рХ для однозарядных ионов)

$$\text{pX} = -\lg a, \quad a = kC, \quad (2.4)$$

где: a - активность или эффективная концентрация свободных ионов в растворе, C - молярная концентрация, k - коэффициент активности.

Постоянство коэффициента активности k достигается при поддержании одинаковой ионной силы в анализируемых и калибровочных растворах, достигаемое добавлением фонового электролита. Угловой коэффициент S не меняется при постоянной температуре [9].

В основу измерений положен принцип построения градуировочного графика зависимости э.д.с. электродной системы от концентрации иона в стандартных растворах. Нахождение концентрации анализируемого раствора производится по измеренному в нем значению э.д.с. электродной системы с использованием калибровочного графика.

Градуировочный график строится автоматически на основе введенных в него значений э.д.с. электродной системы и соответствующих им значений концентраций иона. При калибровке иономера в стандартных растворах используют два и более стандартных раствора.

Значение концентрации иона рассчитывается с использованием уравнения:

$$C = M 10^{-pX}, \quad (2.5)$$

где C - концентрация, г/дм³; M - молярная масса иона, г/моль

Примененный в работе комплекс потенциометрии Эксперт 001 (рисунок 2.3) обеспечивает измерение активности, молярной и массовой концентрации ионов, окислительно-восстановительного потенциала (E_h), температуры, растворенного кислорода и БПК.



Рисунок 2.3 - Внешний вид анализатора Эксперт -001

2.5. Методики технологических исследований

Лабораторные технологические исследования проводились на специальном оборудовании, предназначенном для исследований на обогатимости рудного сырья. Дробление руды проводили на дробилке КИД - 60, обеспечивающий уменьшение крупности руды с 20 до 1,8 мм в один прием. Полученная крупность руды приемлема для ее измельчения в лабораторных мельницах на рольганге.

Для подготовки дробленной руды к флотации использовали установку, включающую мелющий барабан, установленный на рольганге. Такие лабораторные мельницы применяются для сухого и мокрого помола проб материалов в условиях лаборатории или небольшого производства.

Данная установка предназначена для вращения измельчающих емкостей в горизонтальном состоянии, в том числе для измельчения проб сухого рудного материала (рисунок 2.11а). В качестве измельчающей среды использовались стержни шары диаметром 16-25 мм.

Лабораторные мельницы были использованы для размола руд, промпродуктов и коллективного концентрата. При подготовке мономинеральных проб использовали фарфоровую мельницу с фарфоровой измельчающей средой.

Конструктивно мельница лабораторная представляет собой раму, сваренную из стального профиля, на которой установлены два покрытых специальной термостойкой резиной вала и один из валов является приводным (рисунок 2.4). Приводной вал передает вращательное движение размольному барабану.

В зависимости от диаметра размольного барабана расстояние между валами подлежит регулировке. На одном из валов закреплены упорные ролики для предотвращения осевого смещения барабана во время вращения. Кроме того, до начала размола рекомендуется выставить привод лабораторной мельницы по уровню относительно поверхности пола. Для этой цели на приводе мельницы установлены регулируемые опоры.



Рисунок 2.4 - Лабораторная мельница на рольганге (с металлическим барабаном и измельчающей средой)

Заполнение барабана мелющими телами, измельчаемым продуктом и (или) жидкостью осуществляется непосредственно в зафиксированный в вертикальном положении барабан, после чего он закрывается крышкой через прокладку. Крышка барабана имеет надежный и герметичный механизм запираения.

Для подготовки проб и контроля результатов измельчения использовали вибрационный рассеиватель сыпучих материалов на фракции ВР-300, который представляет собой набор сит с поддоном, установленный на плите с виброприводом. Исходный материал загружается на верхнее сито, закрывается крышкой и получившийся комплект фиксируется при помощи крепления. После включения вибропривода его плита вместе с комплектом сит совершает возвратно-поступательные винтовые колебания. Исходный материал распределяется по ситам. Частицы материала размером менее величины отверстий в просеивающей поверхности просыпаются через нее и попадают на следующее сито, где цикл рассеивания повторяется. В конечном итоге исходный материал распределяется между ситами и поддоном в соответствии с его гранулометрическим составом.

Основным флотационным оборудованием являлись флотационные машины с различным объемом камер. Для мономинеральной флотации использовали флотомашину ФМЛ-1 с объемом камер от 100 до 500 мл.

Машина флотационная ФМЛ 1 (рисунок 2.5) предназначена для проведения исследований обогатимости различных руд методом пенной флотации. Для устойчивой работы механической флотомашины необходимо поддерживать плотность пульпы (содержание твердого в пульпе) на уровне 30-45% по массе и крупность твердого свыше 50% класса -0,074 мм. Интервал допустимых значений pH среды - от 2 до 13.

Флотационные исследования на медно-молибденовой руде проводились при использовании камер объемом 1 л и на навеске 300 г. Опыты по молибденовой флотации проводились на полученном медно-молибденовом концентрате в камере объемом 100 мл.



Рисунок 2.5 – Внешний вид флотационной машины ФМЛ 1

Разовый флотационный опыт проводился следующим образом. В мельницу загружали руду. При этом поддерживалось соотношение $T:Ж = 1:10$.

Измельченную руду в виде водной пульпы загружали в камеру флотационной машины. Количество загруженных реагентов вычисляли по нормам удельного расхода. Перед опытом измеряли значение рН и Eh. После подачи реагентов в соответствии с режимом осуществляли флотацию по схеме с заданным временем флотации в каждой операции и значения рН. Продукты флотации собирали в отдельные приемники, высушивали, взвешивали, отбирали пробы на химический анализ.

Химический анализ руд и концентратов при лабораторных исследованиях проводился рентгено-флюоресцентным или химическим методами. Определение молибдена в минеральном сырье проводилось фотоколориметрическим методом в виде роданидного комплекса [78].

Укрупненные исследования по оценке влияния параметров измельчения и флотации на показатели коллективного цикла флотации проводились на типовом лабораторном оборудовании непрерывной обогатительной установки исследовательского отдела обогатительной фабрики ГОКа «Эрдэнэт» (рисунок 2.6).

Непрерывная установка состоит из щековой дробилки СМ-165 А, валковой дробилки, инерционного грохота ГИЛ-11, шаровой мельницы МШР 90*90 с гидроциклоном ГЦ-50, десятикамерной флотомашины 94Б-ФЛ, мельницы доизмельчения МЛ-40 с гидроциклоном ГЦ-50. Схема установки принципиально соответствует схеме рудоподготовки и коллективной флотации на 5 секции обогатительной фабрики.

Методика анализа продуктов обогащения при проведении укрупненных лабораторных исследований включала отбор представительной пробы твердой фазы из проб исследуемой пульпы, сливов классификации, продуктов обогащения. Отбор проб осуществлялся при помощи секторного пробоотборника. При опробовании отбирались разовые пробы массой от 100 до 200 г.

При проведении испытаний как в лаборатории, так и на обогатительной фабрике, содержания меди, железа и молибдена в рудах, концентратах и промпродуктах измеряли рентгено-флюоресцентным методом на анализаторе MiniPal.

Сутью градиентных методов является определение области оптимальных значений варьируемых параметров по экстремуму поверхности отклика. При

проведении оптимизации технологических процессов ставится задача проведения серий экспериментов, позволяющей выйти по поверхности отклика в область экстремума [97]. Наиболее часто используются следующие методы планирования экспериментов:

- методы покоординатной оптимизации;
- градиентный метод;
- метод крутого восхождения Бокса-Уилсона;
- симплекс-планирование.

При использовании градиентного метода Бокса- при оптимизации процесса движение в факторном пространстве совершают в направлении наиболее быстрого возрастания функции отклика, т.е. в направлении градиента функции y .

Первоначально в факторном пространстве определяют центр эксперимента (точка M^0 рисунок 2.7а). По результатам полного или дробного факторного эксперимента строится линейная регрессионная модель и осуществляется переход к натуральным значениям переменных.

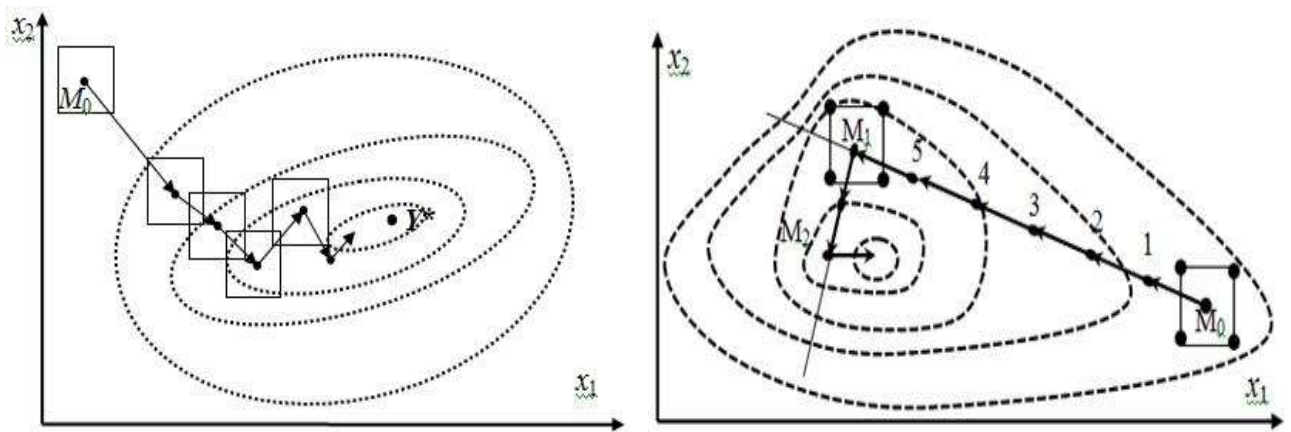


Рисунок 2.7 - Процесс приближения к экстремуму функции отклика на основе градиентного метода (а) и метода Бокса-Уилсона (б)

По линейному приближению поверхности отклика определяется градиент – направление возрастания значения отклика – целевой функции:

$$\text{grad} y = \nabla y = \frac{\partial y}{\partial x_1} i + \frac{\partial y}{\partial x_2} j + \dots + \frac{\partial y}{\partial x_n} k, \quad (2.6)$$

где $i, j, \dots, k$ – единичные векторы в направлении координатных осей факторного пространства.

Оценками частных производных функции отклика являются соответствующие значения коэффициентов b_j линейной регрессионной модели. Движение вдоль градиента поверхности отклика осуществляется из центра эксперимента – точки M_0 . Координаты точек факторов (варьируемых параметров) в направлении градиента рассчитываются по каждому фактору

$$x_j^{i+1} = x_j^i + \lambda_j^i, \quad (2.7)$$

где x_j^i – уровень фактора x_j на i -м шаге, λ_j^i – величина приращения фактора x_j на i -м шаге, x_j^{i+1} – вычисленное новое значение фактора x_j .

Размер и знак шагов движения λ_j для всех входных переменных могут быть вычислены по общей формуле

$$\lambda_j = \frac{b_j \Delta x_j}{|b_{\text{ср}} \Delta x_{\text{ср}}|} \cdot \lambda_{\text{ср}}, \quad (2.8)$$

Где $\lambda_{\text{ср}}$ и Δx_j считаются всегда положительными, а b_j берется со своим знаком. Процесс приближения к экстремуму поверхности отклика представляет собой последовательность проведения серий полного или дробного факторного эксперимента и построения линейных регрессионных моделей.

Метод Бокса-Уилсона является модификацией градиентного метода, когда при реализации этого метода в направлении градиента выполняется несколько шагов до тех пор, пока значение отклика возрастает (не ухудшается). При

решении задачи минимизации функции отклика этот метод называют методом наискорейшего спуска.

Выводы к главе 2.

1. Основным методом измерения элементного состава руд и продуктов обогащения является атомно-адсорбционный метод измерения концентраций тяжелых металлов в водной фазе после растворения анализируемой пробы. Другим эффективным методом измерения концентраций тяжелых элементов является фотометрический, который связан с регистрацией поглощения инфракрасного, видимого или ультрафиолетового излучения.

2. Содержания меди, железа и молибдена в рудах, концентратах и промпродуктах на стадии лабораторных исследований с достаточной точностью и высокой оперативностью проводили рентгено флюоресцентным методом на анализаторе MiniPAL.

3. Для определения малых концентраций анионных органических соединений, например, ионов неионогенных собирателей применяют ультрафиолетовую спектроскопия, позволяющая определять концентрацию на уровне 0.1-0,2 мг/л, а при предварительной экстракции 0,02-0,04 мг/л.

4. В случае совместного образования осадков неорганических и органических соединений проводилась первоначальная экстракция органической фазы гексаном. После этого осадки фильтровались, промывались, высушивались под вакуумом. Затем высушенная твердая фаза отделялась от фильтровальной бумаги и истиралась в агатовой ступке. Из экстрактов испарением при температуре 30⁰С удалялся избыток экстрагента, и полученная фаза анализировалась в ИК-спектрофотометре.

5. Методы оптической спектроскопии применим для анализа ионно-молекулярного состава водной фазы флотационной пульпы. Известен способ количественного определения эфиров ксантогеновых кислот, который заключается в растворении анализируемой пробы в ацетоне и измерении оптической плотности полученного раствора при длине волны 355-358 нм.

6. Измерение концентрации ионов в водных растворах производилось потенциометрическим методом при помощи ионоселективных электродов, включающим измерение разности потенциалов индикаторного электрода и электрода сравнения в растворе и определение концентрации анализируемого раствора по измеренному значению э.д.с. электродной системы с использованием градуировочного графика.

7. Лабораторные технологические исследования проводились на специальном оборудовании, предназначенном для исследований на обогатимость рудного сырья. Подготовку руды проводили на дробилке КИД - 60, обеспечивающий уменьшение крупности руды с 20 до 1,8 мм в один прием и на лабораторных мельницах на рольганге. Основным флотационным оборудованием являлись флотационные машины с различным объемом камер. Для мономинеральной флотации использовали флотомашину ФМЛ-1 с объемом камер от 100 до 200 мл, для рудной - с объемом камер от 500 до 1000 мл.

8. Укрупненные исследования по влиянию параметров измельчения и классификации на гранулометрический и минеральный состав промпродуктов коллективного цикла флотации проводились на типовом лабораторном оборудовании непрерывной обогатительной установки на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт», которая принципиально соответствовала схеме рудоподготовки и. коллективной флотации медно-молибденовых руд на 5 секции.

9. Для выбора оптимального реагентного режима флотации выбран метод Бокса-Уилсона, который является модификацией градиентного метода. Для построения модели процесса и выбора направления изменения факторов в область оптимальных значений использован метод полного факторного эксперимента.

ГЛАВА 3. КРИТЕРИИ ТЕХНОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОПТИМИЗАЦИИ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ФЛОТАЦИИ

Задачей данного этапа исследований была разработка критериев оценки эффективности технологических процессов, предназначенных для выбора рациональных режимов этих процессов и оперативного управления. Учитывая стадильность и взаимосвязанность процессов обогащения было выбрано разбиение объекта на два основных блока: коллективную медно-молибденовую флотацию и селективную молибденовую флотацию (разделение медно-молибденового концентрата).

3.1. Обоснование общей структуры критериев технолого-экономической оптимизации

Критерии технолого-экономической оптимизации должны отвечать следующим требованиям:

- быть максимально универсальными для достаточно широкого спектра технологических и вспомогательных процессов;
- носить в максимальной степени детерминированный характер;
- учитывать особенности перерабатываемого сырья;
- рассчитываться за короткий промежуток времени и минимально использовать пост-базу данных;
- не противоречить один другому.

Достижение первого требования стало возможным путем базирования модели и критериев на экономических параметрах, в качестве которых были выбраны потери ценных компонентов в отходах операций обогащения. Выбор в качестве показателя потерь ценных компонентов, а не, к примеру, извлекаемой стоимости, как это предлагалось в других исследованиях, обусловлено необходимостью исключения из возмущающих факторов или снижения значимости базового содержания ценных компонентов в руде.

Второе требование обеспечивается в целом детерминированным характером экономико-ориентированных критериев, в частности минимальным использованием стохастических элементов при расчетах приведенных потерь.

Третье требование удовлетворяется максимальным использованием параметров, являющихся характеристиками исходного сырья.

Для выполнения четвертого требования проведено разбиение общего технологического процесса на два блока: совокупность операций коллективной медно-молибденовой флотации и совокупность операций селективной молибденовой флотации (разделение медно-молибденового концентрата). Такое разделение предотвращает или снижает использование пост-анализа технологических процессов по конечным показателям, получаемых через значительные промежутки времени.

Выполнение последнего требования возможно путем определения логической и математической связи между параметрами и показателями выделенных блоков общего технологического процесса. Возможность выбора таких параметров, которые используются для автоматического управления технологическим процессом возможно на основе рассмотрения внутренних связей между блоками технологического процесса.

Для циклов коллективной флотации постановка конечной оптимизационной формулируется следующим образом. Задачей управления является поддержание соотношения между извлечением ценных компонентов в коллективном цикле и их содержанием в коллективном концентрате, при которых конечное извлечение меди и молибдена от исходной руды в товарный концентрат и качество получаемых концентратов будет максимальным. Достижение поставленной задачи возможно при использовании в качестве промежуточного оптимизационного параметра процесса флотации величину pH в операции коллективной флотации. Этот параметр является связывающим звеном между технологическими показателями коллективного и селективного цикла (в т.ч. между содержанием меди в руде, в товарном концентрате и извлечением ценных компонентов). Управляемым объектом является расход извести в измельчение и коллективную флотацию. Параметром контроля и регулирования – величина pH среды в основной коллективной флотации.

Увеличение рН в коллективной флотации ведет к повышению качества медного концентрата за счет подавления флотуемости пирита. Однако при этом уменьшается извлечение меди и молибдена за счет снижения флотуемости медных и молибденовых минералов, а также сростков этих минералов с пиритом.

Качество коллективного концентрата определяющим образом влияет на технологические показатели селективного цикла медно-молибденовой флотации. Увеличение содержания меди в коллективном концентрате приводит к повышению извлечения меди в селективном цикле (при постоянном качестве медно-молибденового концентрата) или повышению качества медно-молибденового концентрата (при постоянном извлечении в него меди), что иллюстрируется данными на рисунке 3.1, где представлена усредненная зависимость извлечения меди в цикле медно-молибденовой флотации от содержания меди в коллективном концентрате (при постоянном качестве товарного концентрата).

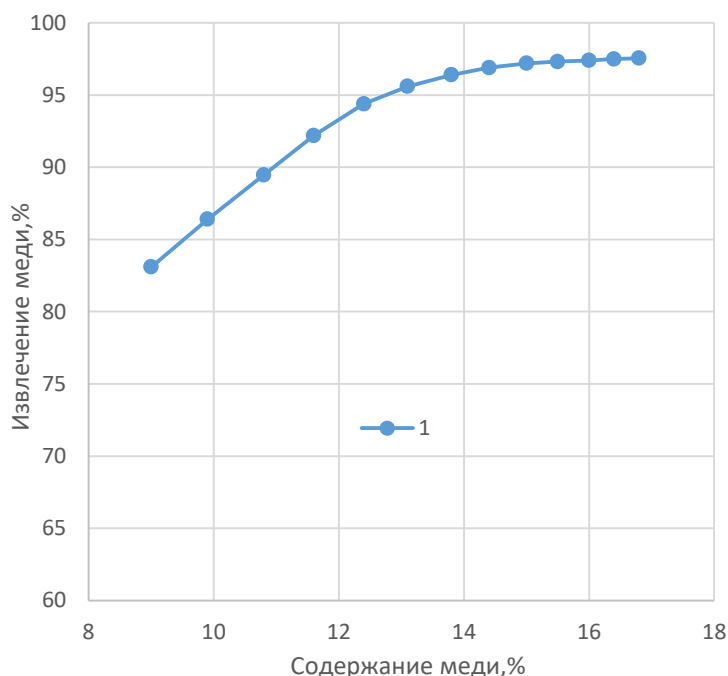


Рисунок 3.1 - Зависимость извлечения меди в медно-молибденовый концентрат от содержания меди в коллективном концентрате

На практике изменение извлечения металлов и качества концентратов происходят одновременно.

Для получения более точной модели целесообразно использовать «приведенную» величину извлечения меди, учитывающую содержание меди в товарном концентрате. Для корректировки величины извлечения меди с учетом качества концентрата целесообразно использовать зависимость

$$\varepsilon_{\text{Cu(корр)}} = \varepsilon_{\text{Cu}} + K(\varepsilon_{\text{Cu}} - \varepsilon_{\text{Cu}}^{\text{пл}}) \quad (3.1)$$

где K – коэффициент пропорциональности между содержанием меди в товарном концентрате и извлечением в него меди; $\varepsilon_{\text{Cu}}^{\text{пл}}$ – плановое содержание меди в медно-молибденовом концентрате.

Установленные связи, с одной стороны, между pH и технологическими показателями коллективного цикла и, с другой стороны, между качеством коллективного концентрата и извлечением металлов в цикле медно-молибденовой флотации, позволяют получить конечные зависимости основных технологических показателей флотации от величины pH пульпы в коллективной флотации.

Полученные зависимости, представленные на рисунке 3.2, показывают наличие экстремума, а именно, максимума одного из технологических показателей процесса.

Величина конечных извлечений меди и молибдена по всей схеме обогащения рассчитывалась как произведение частных извлечений металлов в коллективном (ε^k) и селективных (ε^c) циклах:

$$\varepsilon_{\text{Cu}}^* = \varepsilon_{\text{Cu}}^k \varepsilon_{\text{Cu}}^c; \quad \varepsilon_{\text{Mo}}^* = \varepsilon_{\text{Mo}}^k \varepsilon_{\text{Mo}}^c \quad (3.2)$$

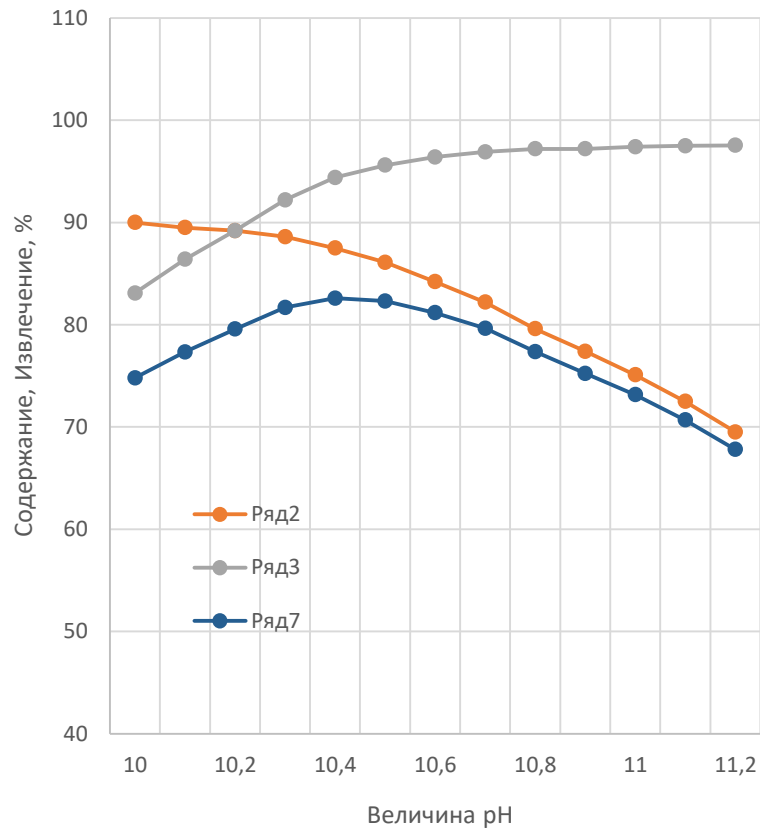


Рисунок 3.2 - Зависимости технологических показателей коллективной и медно-молибденовой флотации от величины pH в коллективной флотации: 1 – извлечение меди в коллективном цикле; 2 – извлечение меди в медно-молибденовой флотации; 3 – конечное извлечение меди

Зависимость конечного извлечения меди носит экстремальный характер и имеет ярко выраженный максимум, достигаемый при определенном значении $pH = 10,4$ (рисунок 3.3). Однако величина конечного извлечения меди не может быть использована как эффективный параметр оптимизации, поскольку необходимо также учитывать влияние pH на извлечение молибдена.

В качестве комплексного оптимизационного параметра ($Q_{ц}$) Л. Дэлгэрбатом [40] было использовано следующее соотношение:

$$Q_{ц} = \varepsilon_{Cu}^x + (\beta_{Mo}/\beta_{Cu}) (\varphi_{Mo}/\varphi_{Cu}) \varepsilon_{Mo}^x \quad (5.3)$$

Проведенными нами исследованиями было подтверждено, что данный критерий позволяет определить область оптимального значения pH среды в коллективной флотации. Как видно из данных на рисунке 3.3. зависимость выбранного критерия от величины pH имеет выраженный минимум. Оптимальное значение pH, в конечном итоге, определялось с учетом соотношений содержаний и цен меди и молибдена, т.е. технико-экономических параметров.

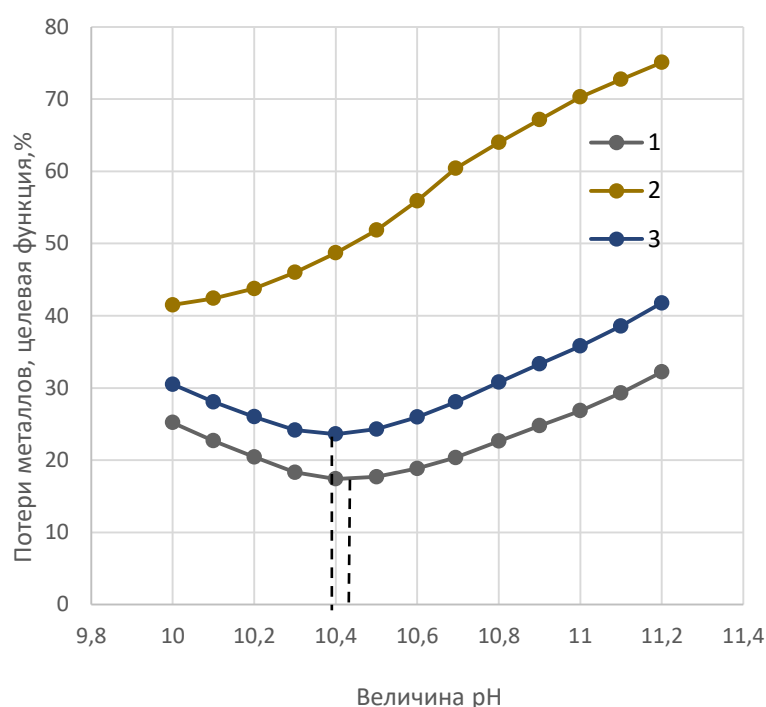


Рисунок 3.3 - Зависимости потерь меди, молибдена и целевой функции оптимизации от величины pH в коллективной медно-молибденовой флотации: 1 – общие потери меди; 2 – общие потери молибдена; 3 – функция оптимизации. где: ε_{Cu}^x , ε_{Mo}^x – потери меди и молибдена с хвостами коллективного и селективного циклов; β_{Mo} , β_{Cu} – содержание меди и молибдена в руде; C_{Mo} , C_{Cu} – цена меди и молибдена в товарном концентрате.

Однако данный критерий не отвечает ряду требований: не учитывает в должной мере свойств исходного сырья, не полностью использует базу данных экономического плана. Поэтому, применяя подход, предложенный автором,

было поставлено задачей усовершенствовать имеющиеся и разработать новые критерии оптимизации, которые не имели бы выраженных недостатков.

Такой же подход был использован в работе [29], в которой авторы выделили в общем технологическом процессе блок операций коллективной медно-молибденовой флотации и предложил критерий, в большей мере пригодный для использования для выбора технологических режимов и управления процессами обогащения. В предложенной модели предлагалось использовать в качестве параметра себестоимость процесса обогащения, но на практике это оказалось затруднительно. Однако идея автора о целесообразности выражения оптимизационной функции через критерий, связанной с потерями ценных компонентов, приведенных наиболее оптимально с учетом свойств руды и качества получаемых концентратов вполне продуктивна, поскольку данный критерий объективно воспринимается и легче подвергается математической обработке.

3.2. Комплексный критерий оптимизации процесса коллективной флотации

При оптимизации процессов рудоподготовки и флотационного обогащения полиметаллических руд необходимости учитывать влияние большого количества качества факторов на конечную эффективность. Для решения задачи З. Ганбаатаром и В. Морозовым был разработан комплексный критерий оптимизации, представляющий собой выраженные в стоимостной форме потери ценных компонентов и потери от снижения качества концентратов [29]:

$$Q_t = \varepsilon_{Cu}^* C_{Cu} \alpha_{Cu} + \varepsilon_{Mo}^* C_{Mo} \alpha_{Mo} + \varepsilon_{Py} C_{Py} \alpha_{Py}; \quad (5.4)$$

где: ε^* ; ε , C ; α - потери, извлечение, цена и содержание в руде меди (Cu), молибдена (Mo). пирита (Py). Под ценой пирита понимаются затраты на повышение качества концентрата (отделения пирита из медно-молибденового концентрата) в цикле доводки.

Проведенными в настоящей работе исследованиями подтверждена эффективность данного критерия для процесса коллективной флотации. Необходимость использования обобщенного критерия обусловлена тем, что для процесса коллективной медно-молибденовой флотации анализ отдельных зависимостей извлечений металлов от pH среды, приведенный на рисунке 5.4, не позволяет выделить область эффективного течения процесса. Поставленная задача поиска оптимальных параметров процессов измельчения и флотации решается с использованием критерия оптимизации – критерия приведенных потерь $Q_{\text{т}}$, зависимость которого от параметров реагентного режима (в данном случае pH среды) имеет выраженный минимум (рисунок 3.4).

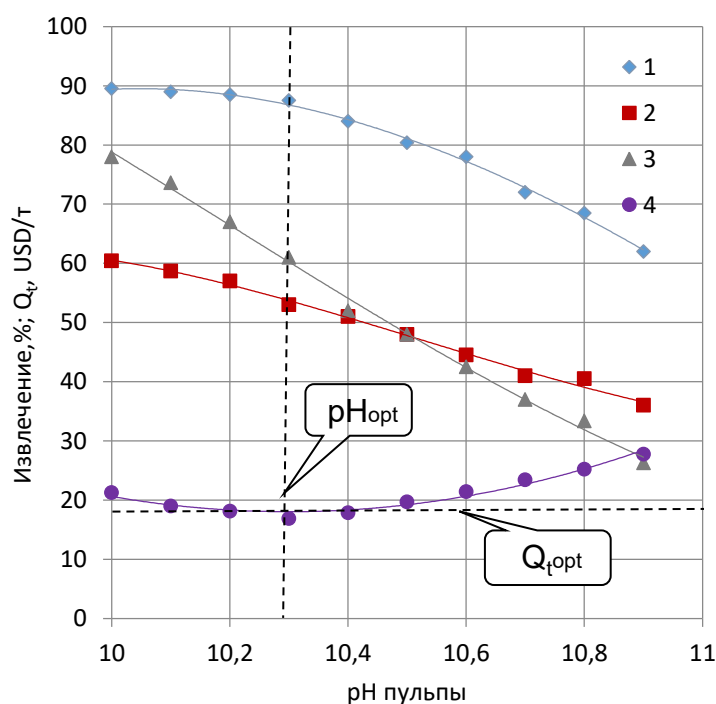


Рисунок 3.4 -Зависимости извлечения меди (1), молибдена (2), пиритного железа (3) в медно-молибденовый концентрат и критерия приведенных потерь (4) от pH среды в операции коллективной медно-молибденовой флотации

Для решения задачи более точного определения оптимальных условий процесса флотации предложено изменить принцип определения цены пирита C_{py} , входящего в критерий, отражающего, по сути, затраты на повышение качества медно-молибденового концентрата. Для этого предложено определить расчетным путем затраты на повышение качества медно-молибденового

концентрата как стоимость реагентов и энергии в операциях доведения коллективного концентрата (с содержанием меди 17-19%) до медно-молибденового концентрата (с содержанием меди 22-24%).

Для проведения расчетов были использованы данные о расходах на энергию и реагенты при повышении качества коллективного концентрата в цикле доводки (выведения в хвосты пирита).

Как видно из данных на рисунке 3.5а,б, затраты на удаление пирита из коллективного концентрата линейно растут с увеличением требуемого повышения качества, выражаемого в приросте массовой доли меди или снижении массовой доли железа в медно-молибденовом концентрате.

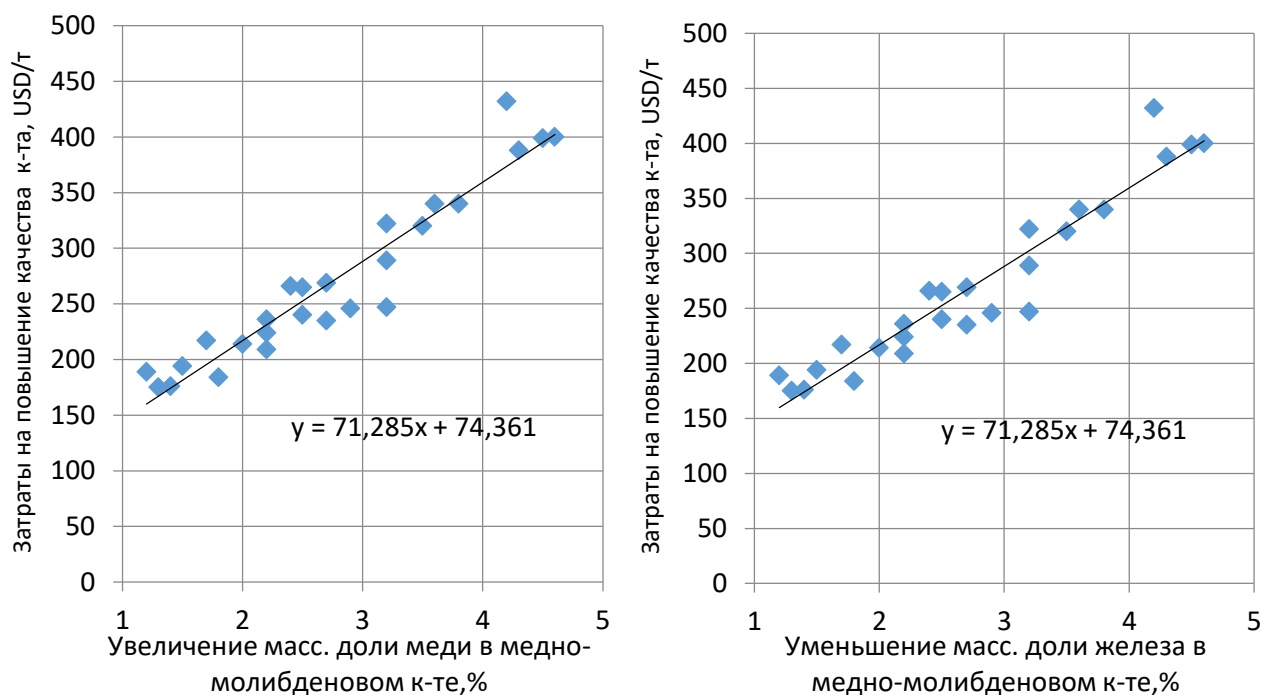


Рисунок 3.5 - Зависимость затрат на повышение качества концентрата от увеличения массовой доли меди (а) и снижения массовой доли пиритного железа (б) в операции медно-молибденовой флотации

При обычном протекании процесса в данной операции достигается повышение массовой доли меди на 3-5% и уменьшение массовой доли пиритного железа на 3,5 – 5,5%. Характерно, что теснота связи затрат на повышение качества более тесно связано с уменьшением массовой доли пиритного железа, что делает предпочтительным использование данного

параметра в качестве фактора, связывающего качество концентрата с затратами на его повышение до требуемых значений. Коэффициент пропорциональности в уравнении линейной регрессии определяет количественную связь между параметрами и подставляется в уравнение 5.4.

3.3. Комплексный критерий оптимизации процесса селективной флотации

Для операции разделения медно-молибденового концентрата эффективного критерия эффективности до настоящего времени не было разработано. Это обусловлено трудностью выбора критерием для многопараметрической системы, в которой получают два товарных концентрата и необходимо выдерживать несколько стандартов качества.

Представленные на рисунке 3.6 зависимости показателей селективной молибденовой флотации показывают, что по отдельным параметрам (извлечениям меди, молибдена, качеству концентрата) невозможно определить наилучшие условия технологического процесса.

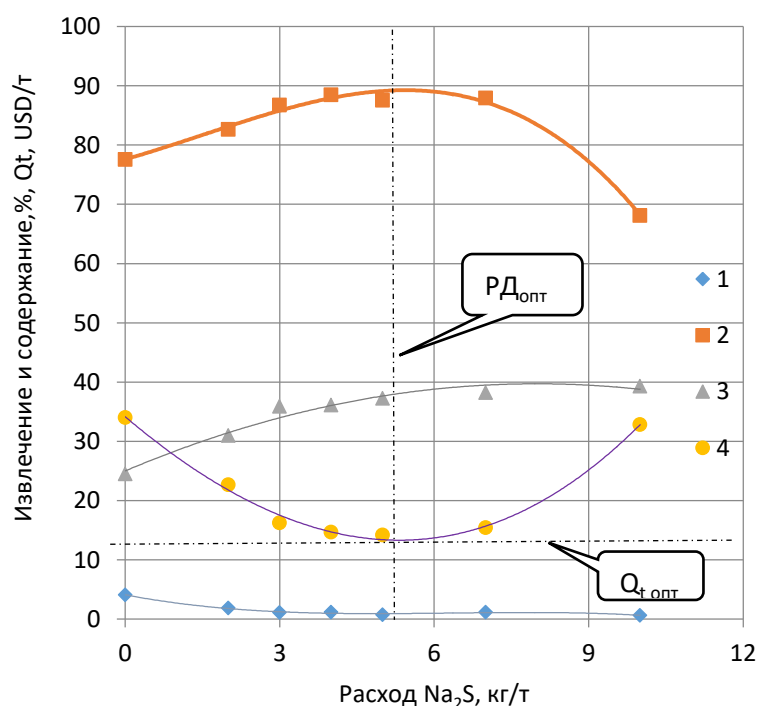


Рисунок 3.6 - Зависимости извлечения меди (умноженное на 10) (1), молибдена (2), содержания молибдена в молибденовом концентрате (3) и критерия приведенных потерь (4) от расхода сернистого натрия

В качестве критерия эффективности процесса молибденовой флотации нами предложено использовать новый экономический критерий - функцию потерь, выраженную в виде стоимости теряемых металлов и потерь вследствие снижения качества концентрата:

$$Q_t = \varepsilon_{Mo}^* C_{Mo} \alpha_{Mo} + \varepsilon_{Cu}^* C_{Cu} \alpha_{Cu} + (\beta_{Cu} - 1) C_\beta, \quad (3.5)$$

где: ε , ε^* , C ; извлечение, потери, цена металла в концентрате; α - содержание в медно-молибденовом концентрате меди (C_{Cu}), молибдена (C_{Mo}), β_{Cu} - содержание меди в молибденовом концентрате, C_β - потери стоимости концентрата при превышении массовой доли меди.

Обоснованность применения данного критерия подтверждается отчетливо проявляющимся минимумом зависимости Q_t от расхода сернистого натрия в процессе разделения медно-молибденового концентрата, представленной на рисунке 3.6.

Важным этапом при расчете критерия является определение потерь стоимости молибденового концентрата при превышении в нем массовой доли меди. На рисунке 3.7 представлены данные, показывающую уровень снижения цены молибденового концентрата при увеличении массовой доли меди сверх договорной величины (1%). Данная зависимость показывает, насколько увеличиваются экономические потери при снижении качества молибденового концентрата и поясняет методику определения коэффициента C_β в уравнении 3.5 при составляющей потерь, связанная с снижением качества молибденового концентрата.

Аналогичного учета по качеству медного концентрата (относительно массовой доли молибдена) проводить не нужно, ввиду отсутствия штрафных санкций по данному параметру.

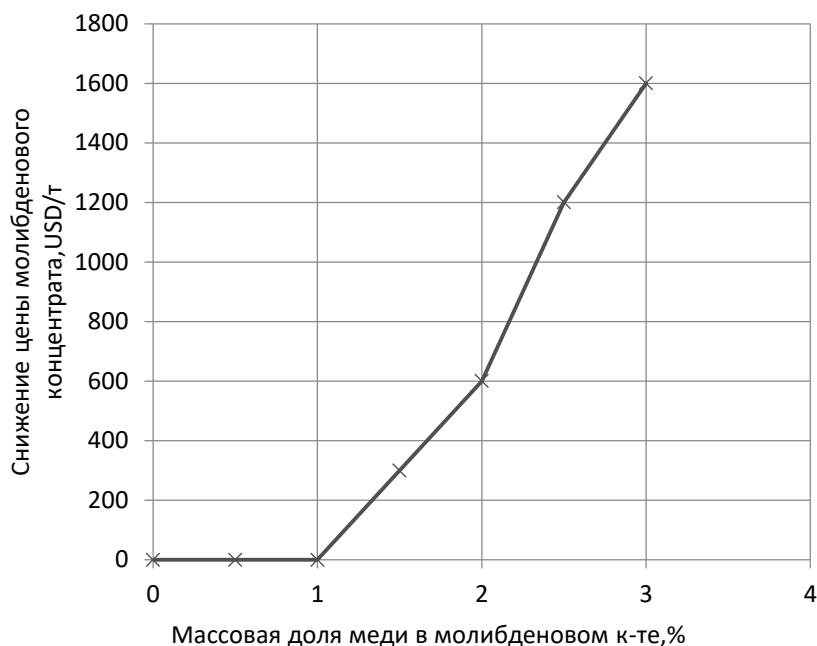


Рисунок 3.7 - Зависимость потерь в стоимости молибденового концентрата от снижения качества молибденового концентрата

В предложенную модель не входят составляющие, которые отражали бы потери, связанные со снижением массовой доли меди в медном концентрате. По сути, эти потери уже отражены в критерии для коллективной медно-молибденовой флотации.

Выводы к главе 3.

1. Выбраны требования к критериям технолого-экономической оптимизации процесса обогащения. Разрабатываемые критерии должны быть максимально универсальными для достаточно широкого спектра технологических и вспомогательных процессов, носить в максимальной степени детерминированный характер, учитывать особенности перерабатываемого сырья, рассчитываться за короткий промежуток времени и минимально использовать пост-базу данных, не противоречить один другому.

2. Проведенными исследованиями показано, что процессы коллективной и селективной флотации медно-молибденовых руд описываются несколькими технологическими параметрами, каждый из которых не может быть использован

в качестве единственного оптимизационного критерия эффективности. Предложено использовать для оптимизации процессов обогащения многопараметрический экономико-ориентированный критерий.

2. Для выбора и разработки критериев эффективности технологического процесса применена идея о целесообразности использования в качестве многопараметрического технолого-экономического критерия эффективности выражения оптимизационной функции через потери ценных компонентов, в технологических процессах, приведенных к общей сравнительной базе наиболее оптимально с учетом свойств руды и качества получаемых концентратов.

3. Проведенным анализом зависимостей приведенных потерь от параметров процессов флотации подтверждена эффективность технолого-экономического критерия оптимизации для процесса коллективной флотации, представляющего собой выраженные в стоимостной форме потери ценных компонентов и потери от снижения качества концентратов. Предложено определять расчетным путем затраты на повышение качества медно-молибденового концентрата как стоимость реагентов и энергии в операциях доведения коллективного концентрата (с содержанием меди 17-19%) до медно-молибденового концентрата (с содержанием меди 22-24%).

4. В качестве критерия эффективности процесса молибденовой флотации предложено использовать новый технолого-экономический критерий - функцию потерь, выраженную в виде стоимости теряемых металлов и потерь вследствие снижения качества концентрата. Предложено определять при расчете критерия потери стоимости молибденового концентрата при снижении качества как уменьшение контрактной стоимости при превышении в нем массовой доли меди сверх контрактной величины (1%).

ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ И МЕТОДИКИ ИЗМЕРЕНИЯ ОСТАТОЧНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ НЕИОНОГЕННОГО СОБИРАТЕЛЯ В МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ ФЛОТАЦИИ

Для выбора оптимальных условий флотации необходимо использовать физико-химические, непосредственно измеряемые в ходе технологического процесса параметры, характеризующие взаимодействие минералов с флотационными реагентами [2,72]. Одним из таких параметров является остаточная концентрация собирателя [4,18]. Для повышения оперативности анализа остаточной концентрации собирателя была разработана спектральная методика. В данной главе представлены основные параметры и показатели данной методики, а также зависимости показателей флотации от остаточной концентрации неионогенного собирателя.

4.1. Разработка методики измерения остаточной концентрации собирателя AeroMX 5140 в медно-молибденовой флотации

В прежние годы были достигнуты положительные результаты в части разработки систем автоматического управления расходами реагентов на основе оперативного анализа концентрации собирателя в водной фазе пульпы операций измельчения и флотации [1,3]. Для водорастворимых собирателей типа ксантогенатов и аэрофлотов были разработаны и применяются стандартизованные методики, предполагающие прямую УФ-спектрофотомерию реагентов в фильтрах жидкой фазы флотационной пульпы [2,77,106,107] или спектрофотомерию в видимой области спектра экстрагированных из жидкой фазы продуктов взаимодействия ксантогенатов с ионами никеля [47,63].

Для не растворимых в воде флотационных реагентов применение методик прямого УФ-спектрального анализа остаточной концентрации затруднительно. Для неионогенных собирателей, в частности для аллилового эфира бутилксантогеновой кислоты, ранее была разработана методика, предполагающая экстракцию реагента в ацетон и измерение оптической

плотности полученного раствора при длине волны 355-358 нм [5]. Однако данная методика не нашла применения на обогатительных фабриках вследствие невысокой чувствительности.

С целью использования концентрации неионогенных собирателей в качестве технологического параметра флотации была разработана методика измерения остаточной концентрации аллилового эфира амилксантогеновой кислоты в жидкой фазе флотационной пульпы, представляющего собой основу собирателя AeroMX-5140, эффективно применяемого при флотации медно-молибденовых руд.

При проведении исследований использовался сканирующий спектрофотометр ПЭ-5400 УФ и применялась стандартная методика, предполагающая вычитание из спектра анализируемого раствора спектра контрольной пробы и расчет концентрации по разности поглощений УФ излучения при фиксированных длинах волн.

Как видно из УФ-спектров, представленных на рисунке 4.1, спектрально-активная фракция собирателя AeroMX-5140 характеризуется тремя отчетливо выраженными пиками поглощения: при 220, 255 и 273 нм, которые отвечают электронным переходам эфиров алкилксантогеновых кислот. Полосы поглощения УФ излучения аллилового эфира амилксантогеновой кислоты не совпадают с полосами поглощения частично извлекаемых в экстракт непредельных спиртов, являющихся компонентами и продуктами окисления вспенивателей.

В качестве экстрагента был выбран нормальный гексан. Анализ результатов измерений концентраций показал, что при соотношении экстагент – аликвота раствора от 1:10 до 1:1 использование н-гексана в качестве экстрагента обеспечивает переход собирателя из водной фазы на 93-96%, при этом не происходит извлечения других органических соединений, в частности спиртов, составляющих основу используемого вспенивателя – метилизобутилкарбинола.

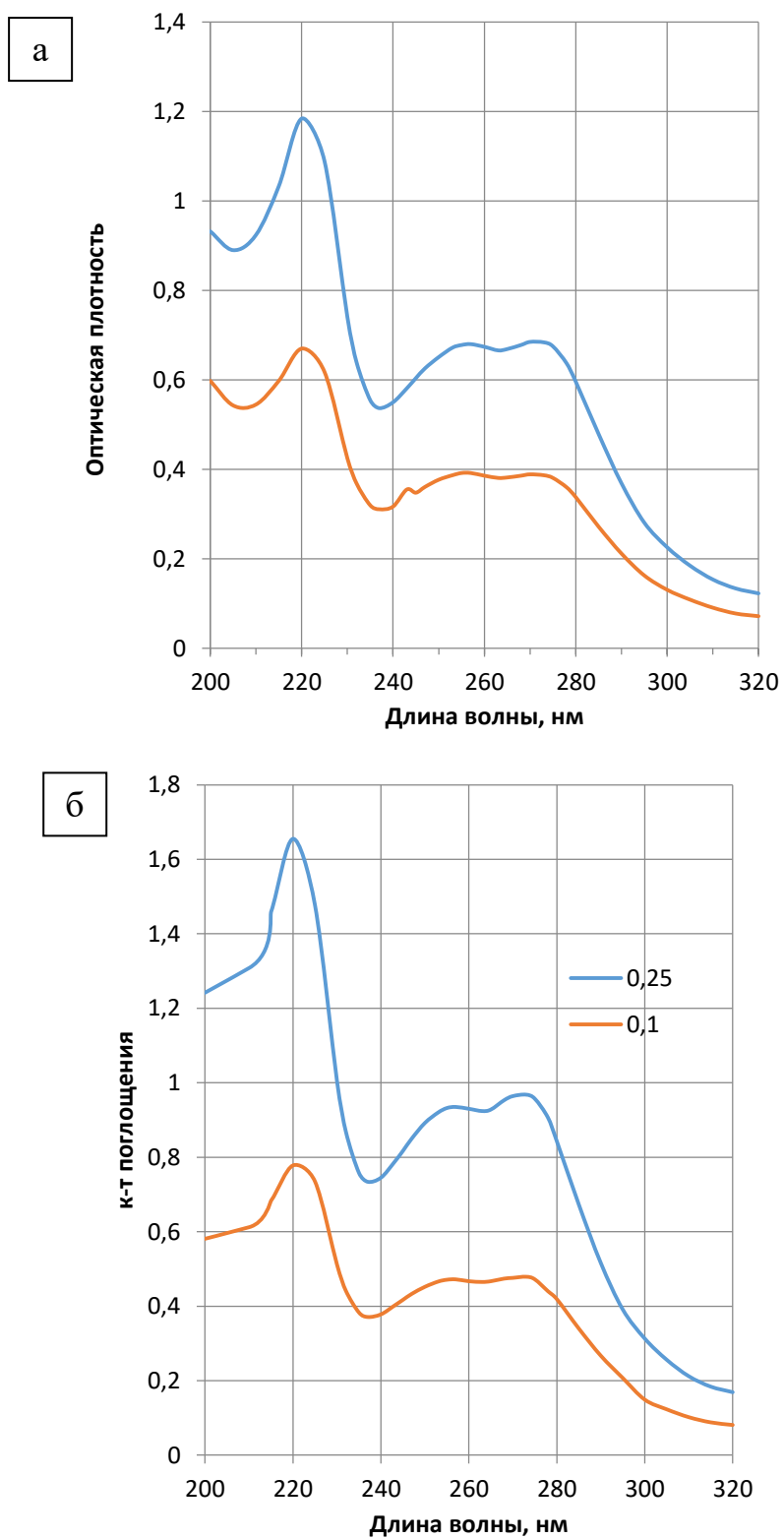


Рисунок 4.1 - Спектры собирателя AeroMX-5140 в гексане (а) и гексановой вытяжки из водного раствора (б): 1 – 5 мг/л; 2 – 10 мг/л

При дальнейших исследованиях применялся спектральный и химический метод измерения остаточной концентрации собирателя непосредственно в водной фазе флотационной пульпы операции коллективной флотации.

Первым этапом исследований являлся выбор экстрагента, обеспечивающего наиболее полное экстрагирование аллилового эфира амилксантогеновой кислоты из водной среды флотационной пульпы без извлечения в экстракт других флотационных реагентов. В качестве экстрагентов были исследованы нормальный гексан, гептан, ацетон и пиридин. В качестве наиболее эффективного экстрагента был выбран нормальный гексан.

Анализ результатов измерений концентраций показал, что при варьировании соотношения экстрагент – аликвота раствора от 1:10 до 1:1 использование н-гексана в качестве экстрагента обеспечивает переход собирателя из водной фазы на 93-96%, при этом не происходит извлечения других органических соединений, в частности спиртов, составляющих основу используемого вспенивателя – метилизобутилкарбинола.

Анализ УФ-спектров экстрактов (рисунок 4.2) показал возможность измерения концентрации эфиров по пикам поглощения при 220, 255 и 273 нм. Анализ калибровочных графиков для перешедшего в экстрагент собирателя показывает, что в интервале концентраций от 0 до 1,5 мг/л наблюдается прямолинейная зависимость оптической плотности от концентрации (рисунок 4.3).

Интервал достоверного измерения остаточной концентрации собирателя составляет от 0,2 до 1,5 мг/л погрешностью измерений не более 2,5 – 7,5%. За счет варьирования соотношения экстрагент – аликвота раствора от 2:1 до 1:10 достоверно определяемый интервал концентраций собирателя в пробе водной фазы составляет от 0,1 до 15 мг/л.

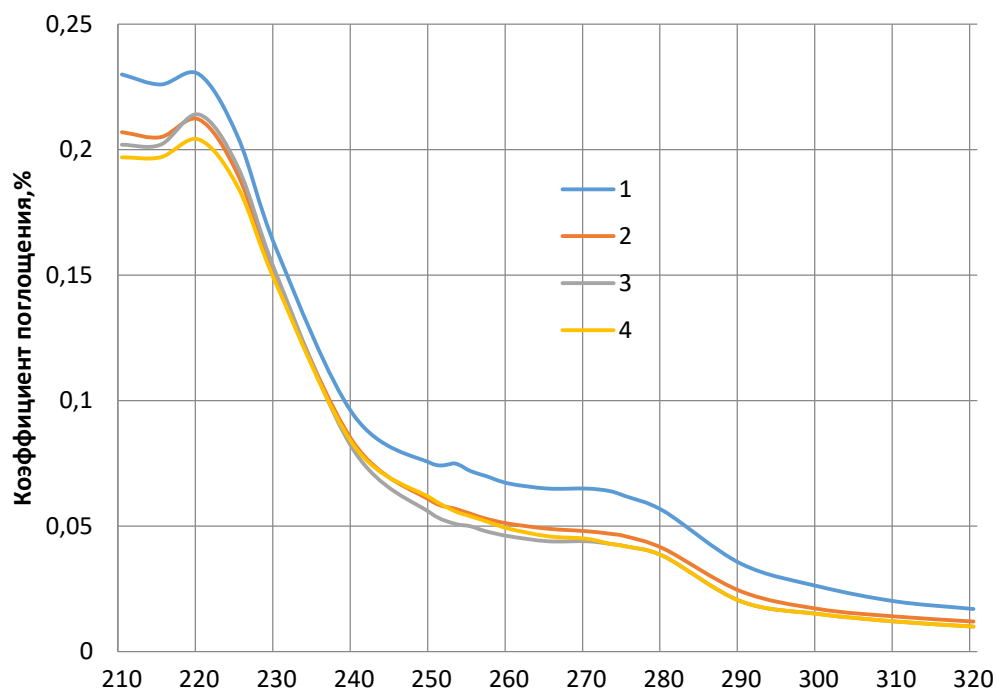


Рисунок 4.2 – УФ- спектры гексановой вытяжки из жидкой фазы пульпы медно-молибденовой флотации

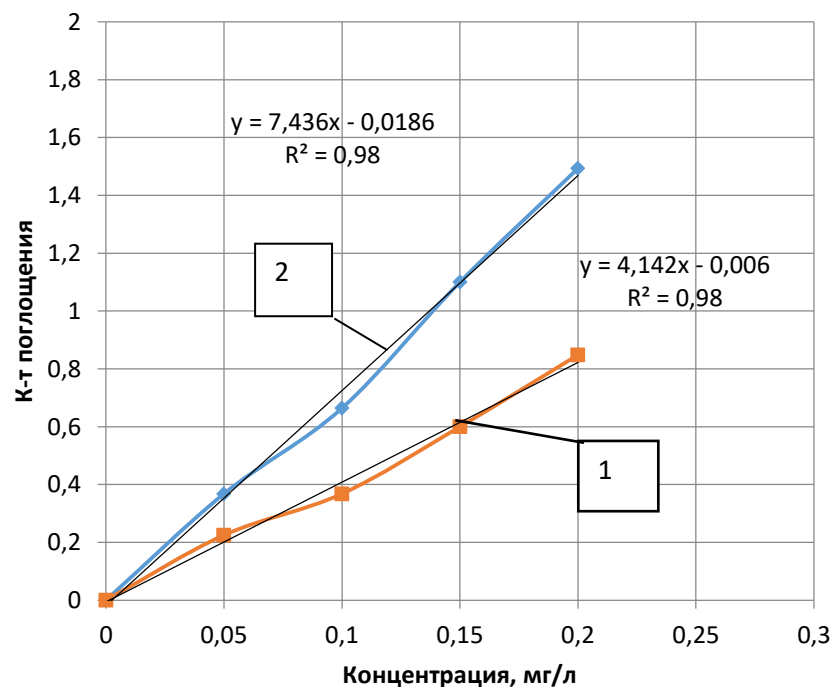


Рисунок 4.3 - Калибровочный график спектрально-активной фазы собирателя AeroMX-5140 в гексане (а) гексановой вытяжки из водной фазы (б) по волне 220 и 273 нм

Для подтверждения достоверности проведенного анализа был изучен ИК-спектр соединения, экстрагируемого гексаном и являющегося спектрально-активной частью собирателя. Сопоставление совокупности основных полос поглощения (рисунок 4.4) с литературными данными [69,93] показал, что экстрагируемый компонент является в основном аллиловым эфиром амилксантогеновой кислоты.

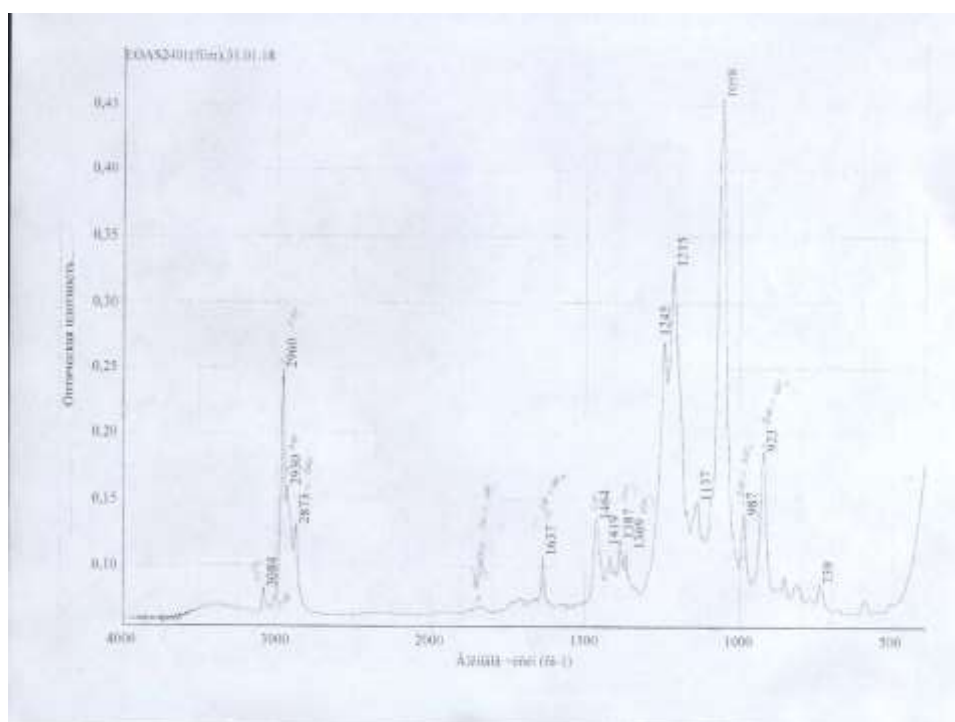


Рисунок 4.4 - ИК-спектр гексановой вытяжки из водной фазы пульпы коллективной медно-молибденовой флотации при использовании собирателя AeroMX 5140/

Разработанная методика показала стабильные результаты в интервале температур 10-25⁰С, интервале рН от 8,0 до 11, (рисунок 4.5), что позволило рекомендовать ее применение для измерения остаточной концентрации собирателя в операции коллективной сульфидной и медно-молибденовой флотации при обогащении медно-молибденовых руд.

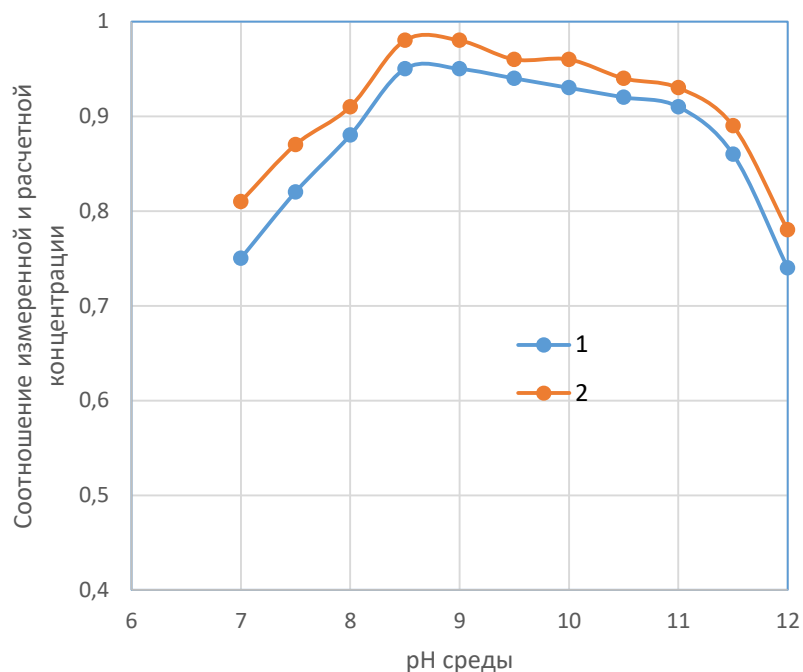


Рисунок 4.5 - Характеристики сохранности спектрально активной фазы собирателя при варьировании pH жидкой фазы при исходной концентрации: 1 мг/л; 2 – 5 мг/л.

4.2. Обоснование применения остаточной концентрации собирателя AeroMX 5140 в качестве параметра коллективной медно-молибденовой флотации

С использованием разработанной методики измерения концентрации собирателя были проведены опыты по флотации медно-молибденовых руд в условиях варьирования крупности измельчения, pH среды и расхода собирателя. Схема опыта включала мелкое дробление руды до крупности -2,5 мм, двухстадиальное измельчение пробы руды массой 300 г в стержневой и шаровой мельницах до крупности 45 – 75% класса – 63 мкм, коллективную флотацию руды. В качестве вспенивателя использовался метилизобутилкарбинол (МИБК), в качестве собирателя – реагент AeroMX-5140, в качестве регулятора pH среды – каустическая сода. В отобранной из жидкой фазы пульпы аликвоте водной фазы измерялось значение pH и концентрации собирателя.

Из зависимости, представленной на рисунке 4.6а, видно, что с увеличением тонины помола измеряемая остаточная концентрация собирателя уменьшается, что обусловлено увеличением поверхности твердой фазы. Это сопровождается снижением удельной адсорбции собирателя на минералах, и являться причиной снижения их извлечения.

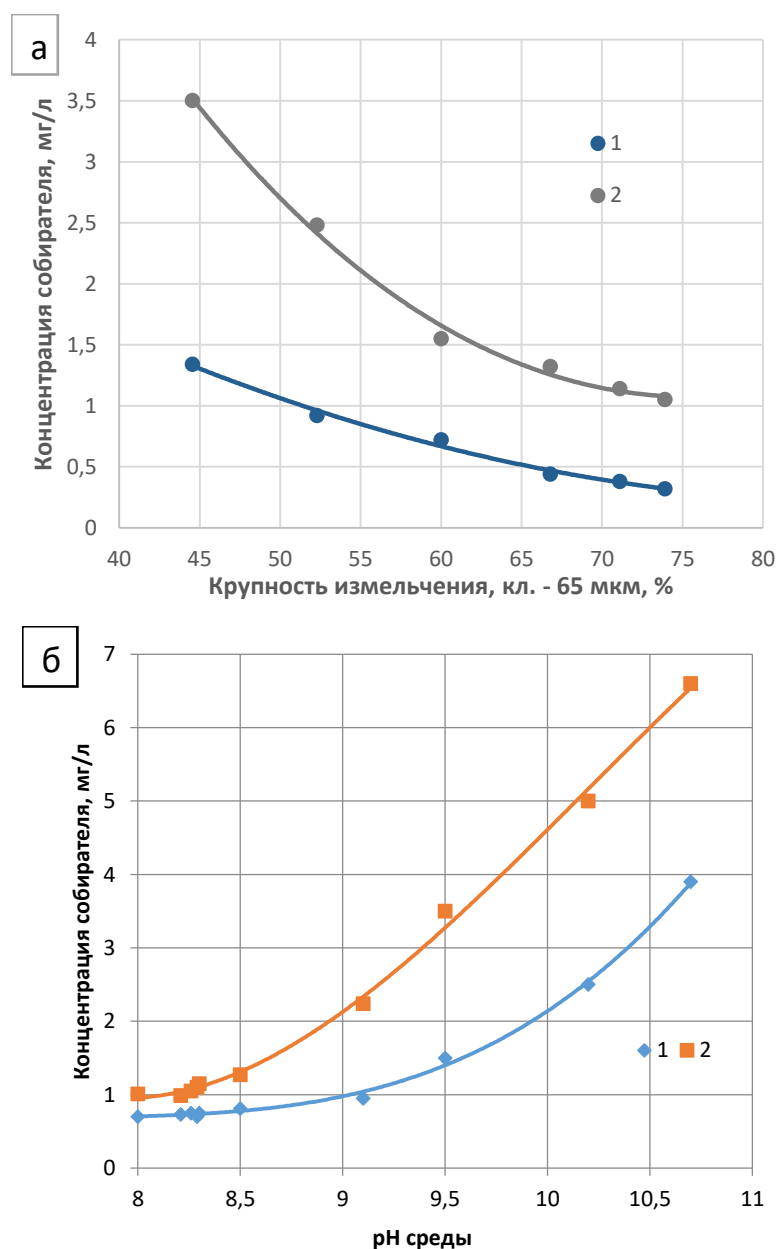


Рисунок 4.6 - Зависимость остаточной концентрации собирателя в водной фазе пульпы от крупности измельчения (а) и pH среды (б); 1 – при расходе собирателя 10 г/т; 2 – при расходе собирателя 15 г/т

Полученная зависимость извлечения от крупности измельчения (рисунок 4.6а) близка по форме зависимостям остаточной концентрации ионогенного собирателя – ксантогената от крупности измельчения [70]. Такой результат обосновывает возможность и целесообразность использования остаточной концентрации неионогенного собирателя в качестве параметра флотационного процесса при его оптимизации или автоматическом регулировании реагентного режима.

Одновременно, полученный результат обосновывает возможность и целесообразность использования остаточной концентрации неионогенного собирателя в качестве параметра флотационного процесса при оптимизации крупности измельчения.

Важным аспектом возможности такого применения остаточной концентрации неионогенного собирателя является характер связи этого параметра с рН среды. При использовании ионогенных собирателей, в частности ксантогенатов, такая зависимость прослеживается весьма четко, что обусловлено реакцией разложения ксантогенатов металлов при повышении щелочности среды [2].

При проведении исследований производилось регулирование рН пульпы путем подачи NaOH. В промышленном процессе для регулирования щелочности среды используется известь [75], однако в данном случае было важным вести процесс при постоянной концентрации ионов кальция.

При проведении исследований влияния рН пульпы было установлено, что остаточная концентрация собирателя - аллилового эфира амилксантогеновой кислоты характеризуется возрастанием при увеличении рН водной фазы пульпы (рисунок 4.6б).

Увеличение концентрации собирателя при повышении рН может быть обусловлена как прямым воздействием гидроксильных ионов на поверхность минералов, так и ускорением окисления и гидрофилизацией их поверхности.

Результаты флотационных опытов показали, что зависимости извлечения меди, молибдена и пиритного железа при варьировании крупности измельчения имеют вид традиционных кривых с максимумом в области 60-65% класса -63 мкм. Поскольку величина рН водной фазы в опытах не изменялась, причины

снижения извлечения при высокой интенсивности измельчения (65-75 % класса -63 мкм) могут быть связаны со снижением концентрации собирателя [2,106,115].

Такой вывод подтверждается анализом зависимостей извлечения металлов от расхода собирателя при постоянной крупности измельчения и pH. Полученные зависимости, представленные на рисунке 4.6, показывают, что существенное увеличение извлечения меди имеет место при росте остаточной концентрации собирателя от 0,25 до 0,5 мг/, а молибдена и пиритного железа – при концентрации от 0,25 до 1 мг/л.

Характер полученных зависимостей принципиально отличается от зависимостей флотиремости минералов от остаточной концентрации при использовании ионогенных собирателей. Так, согласно исследованиям зарубежных и отечественных исследователей, концентрация бутилового ксантогената, необходимая для полной флотации пирита при pH= 10 (10^{-4} моль/л) на порядок и более превышает аналогичное значение для сульфидных минералов меди ($10^{-6} - 10^{-5}$ моль/л) [2,3]. Отмечаемый на рисунке 4.7 схожий между собой характер кривых зависимостей извлечение металлов - концентрация собирателя для условий медно-молибденовой флотации позволяет заключить, что вероятным механизмом закрепления неионогенного собирателя типа аллилового эфира амилксантогеновой кислоты является физическое или слабое химическое взаимодействие с неокисленной сульфидной поверхностью минерала [2].

В таких условиях маловероятно, что существует граничная концентрация неионогенного собирателя, обеспечивающая успешную флотацию сульфидов меди при депрессии сульфидов железа, как это было установлено для различных типов полиметаллических руд [1,2,3]. Более важным является поддержание условий, в которых поверхность извлекаемых минералов (сульфидов меди и молибденита) сохраняется преимущественно в не окисленном виде, а депрессируемого минерала – пирита – подвержена интенсивному окислению.

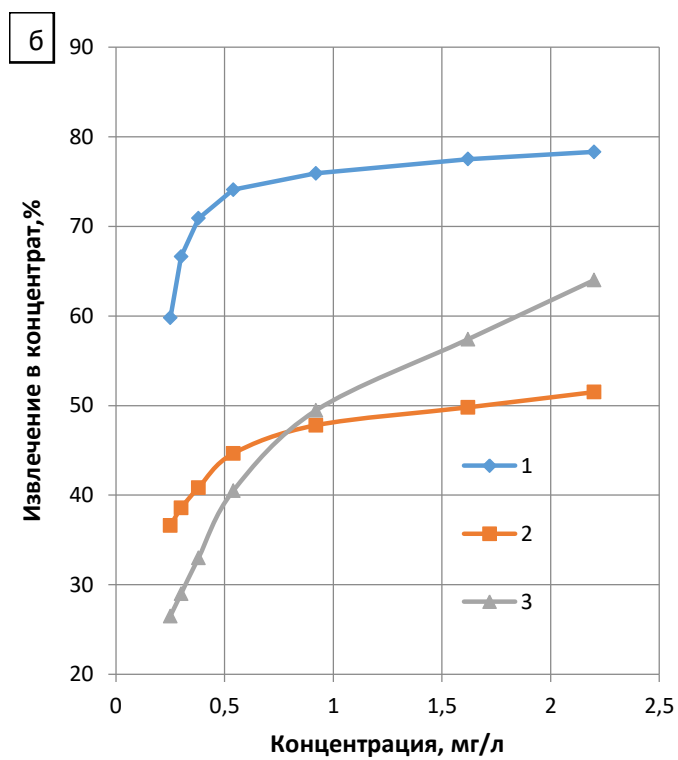
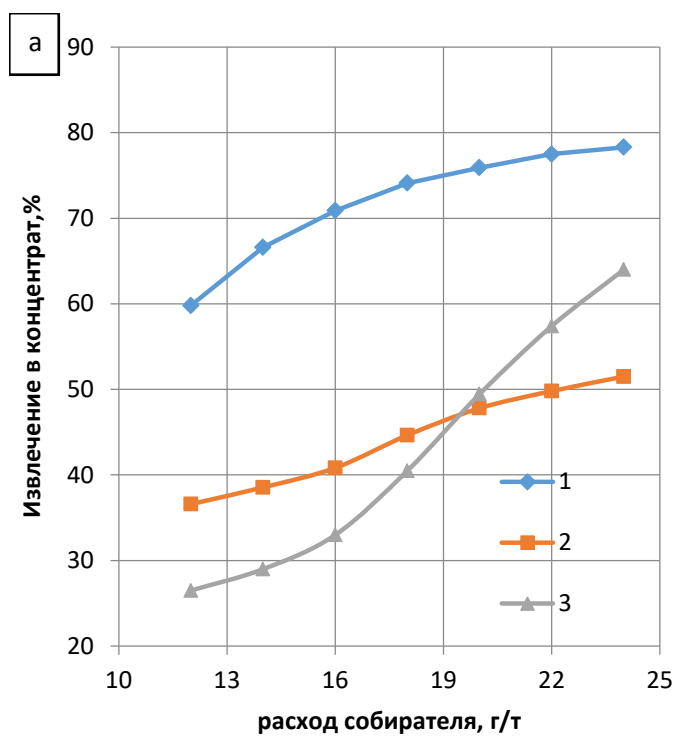


Рисунок 4.7. Зависимости извлечения меди (1), молибдена (2) и пиритного железа (3) от расхода (а) и концентрации (б) собирателя в водной фазу пульпы (рН = 10,3)

Согласно полученным экспериментальным данным целесообразно поддерживать условия, при которых не происходит снижение концентрации собирателя ниже порогового значения 0,2-0,25 мг/л. Однако, также надо обратить внимание, что существенный рост остаточной концентрации собирателя может указывать на неудовлетворительные условия для сорбции собирателя на поверхности флотируемых минералов.

В таких условиях применение остаточной концентрации неионогенного собирателя в качестве основного критерия оптимальности его расхода может быть необъективным. Поэтому создание систем и алгоритмов управления реагентным режимом флотации в условиях применения неионогенных собирателей остается сложной, до конца не решенной задачей, требующей проведения серьезных дополнительных исследований.

Однако неоспоримым фактом является связь остаточной концентрации собирателя с минеральным составом руды. Существенной причиной снижения остаточной концентрации собирателя является его поглощение некоторыми породообразующими минералами, в частности серицитом.

Остаточная концентрация собирателя в водной фазе пульпы была использована для расчета поглотительной способности твердой фазы пульпы (ПС), рассчитываемой как частное от деления количества поглощенного собирателя (Δq) на массу твердого (Q) по уравнению:

$$ПС = \Delta q / Q \quad (4.1)$$

Для установления величины поглощающей способности минерала были поставлены опыты по взаимодействию собирателя с некоторыми породообразующими минералами. Как видно из таблицы 4.1, именно серицит обладает наибольшей поглотительной способностью по отношению к собирателю. Наименьшей поглотительной способностью характеризуются порфиновые минералы - грансиениты и грандиориты.

Анализ данных таблицы 4.1 показал закономерность снижения поглотительной способности породообразующих минералов с увеличением pH.

Так увеличение рН с 10,1 до 10,35 снижает поглотительную способность порообразующих минералов на 7-12%.

Таким образом, согласно полученным экспериментальным данным целесообразно поддерживать условия, при которых не происходит снижение концентрации собирателя ниже порогового значения 0,2-0,25 мг/л (при рН = 10,1 – 10,3). Этом может быть достигнуто путем использования методики оценки поглотительной способности пульпы по отношению к собирателю.

Таблица 4.1. - Поглотительная способность порообразующих минералов по отношению к собирателю при исходной концентрации 10 мг/л

Минералы и породы	рН	Поглощение собирателя мг/кг
Грансиениты и грандиориты	10,1	0,45
	10,35	0,41
Кварцит	10,1	0,55
	10,35	0,50
Метаморфизованный кварц	10,1	1,77
	10,35	1,52
Серицит	10,1	4,42
	10,35	4,10

Выводы к главе 4.

1. С целью использования концентрации неионогенных собирателей в качестве технологического параметра флотации была разработана методика измерения остаточной концентрации аллилового эфира амилксантогеновой кислоты в жидкой фазе флотационной пульпы, представляющего собой основу собирателя AeroMX-5140, эффективно применяемого при флотации медно-молибденовых руд.

2. Показано, что спектрально-активная фракция собирателя AeroMX-5140 характеризуется тремя отчетливо выраженными пиками поглощения: при 220, 255 и 273 нм, которые отвечают электронным переходам эфиров

алкилксантогеновых кислот. При соотношении экстагент – аликвота раствора от 1:10 до 1:1 и использовании н-гексана в качестве экстрагента обеспечивается переход собирателя из водной фазы на 93-96%, при этом не происходит извлечения других органических соединений, в частности спиртов, составляющих основу используемого вспенивателя – метилизобутилкарбинола.

3. Разработанная методика измерения концентрации собирателя показала стабильные результаты в интервале температур 10-25⁰С, интервале рН от 8,0 до 11, что позволило рекомендовать ее применение для контроля остаточной концентрации собирателя в операции коллективной сульфидной и медно-молибденовой флотации при обогащении медно-молибденовых руд.

4. Показано, что с увеличением тонины помола измеряемая остаточная концентрация собирателя уменьшается, что обусловлено увеличением поверхности измельченной твердой фазы. При постоянном расходе собирателя увеличение поверхности сопровождается снижением удельной адсорбции собирателя на минералах, и являться причиной снижения их извлечения.

5. Установлено, что остаточная концентрация собирателя - аллилового эфира амилксантогеновой кислоты возрастает при увеличении рН водной фазы пульпы, что может быть обусловлено удалением собирателя гидроксильными ионами или окислением сульфидных минералов.

6. Показано, что причиной снижения остаточной концентрации собирателя при флотации является его относительно высокое поглощение некоторыми породообразующими минералами, в частности серицитом. Установлена закономерность снижения поглотительной способности породообразующих минералов с увеличением рН с 10,1 до 10,35 на 7-12%.

ГЛАВА 5. ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ, КОЛЛЕКТИВНОЙ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ И МОЛИБДЕНОВОЙ ФЛОТАЦИИ

Основными параметрами, требующими непрерывного контроля и регулирования, являются крупность измельчения руды и расходы реагентов во флотацию. С учетом изменения плана горных работ, вовлечением в переработку новых блоков руд стоит задача определения оптимальной крупности измельчения медно-молибденовых руд. Аналогичным образом всегда актуальна задача определения оптимального реагентного режима коллективной и селективной флотации, которая достигается с использованием метода факторного эксперимента. При исследованиях на обогатимость всегда ставится задача определения оптимальных параметров процесса, достижение которой требует применения обоснованных и эффективных критериев оптимизации.

5.1. Разработка методики определения оптимальной крупности измельчения медно-молибденовых руд

Использование установленных и рассмотренных в главе 4 связей флотируемости минералов с остаточной концентрацией неионогенного собирателя использованы при выборе оптимальной крупности измельчения.

Для учета влияния на показатели флотации снижения концентрации собирателя были получены трехпараметрическая регрессионная модель извлечения (ε) от выхода класса -65 мкм в измельченном продукте (β_{-65}) и концентрации собирателя AeroMX 5140 (C_{AMX}) $\varepsilon = f(\beta_{-65}; C_{AMX})$. При проведении регрессионного анализа для узкого интервала варьирования параметров выбрана линейная форма зависимости. Полученные зависимости имеет вид, представленный в таблице 5.1.

Таблица 5.1. Результаты регрессионного анализа массива данных по исследованию флотации медно-молибденовых руд с одновременным контролем крупности измельчения и остаточной концентрации собирателя

	Регрессионное уравнение	Остаточная дисперсия	Коэффициент детерминированности R^2
1	$\varepsilon_{Cu} = 30,3 + 0,51 \cdot \beta_{-65} + 6,8 \cdot C_{AMX}$	3,20	0,92
2	$\varepsilon_{Mo} = 14,5 + 0,45 \cdot \beta_{-65} + 5,1 \cdot C_{AMX}$	2,12	0,87
3	$\varepsilon_{Py} = 22,3 + 0,50 \cdot \beta_{-65} + 9,5 \cdot C_{AMX}$	2,44	0,89

Согласно полученным зависимостям снижение извлечения меди ($\Delta\varepsilon_{Cu}$), молибдена ($\Delta\varepsilon_{Mo}$), и пирита ($\Delta\varepsilon_{Py}$) вследствие уменьшения концентрации собирателя (ΔC_{AMX}) может быть рассчитано по уравнениям:

$$\Delta\varepsilon_{Cu} = 6,8\Delta C_{AMX}, \quad (5.1)$$

$$\Delta\varepsilon_{Mo} = 5,1\Delta C_{AMX}; \quad (5.2)$$

$$\Delta\varepsilon_{Py} = 9,5\Delta C_{AMX}. \quad (5.3)$$

Уравнения 5.1-5.3, полученные из регрессионных зависимостей параметров в процессах измельчения – флотации (уравнения 1-3, таблица 5.1), были использованы для корректировки методик выбора оптимальных параметров процессов измельчения.

Представленные на рисунках 5.1 и 5.2 зависимости были получены при изменении продолжительности измельчения медно-молибденовой руды при постоянном расходе реагентов (расход $A_{\text{сгоМХ}} 5140 = 15$ г/т, МИБК – 12 г/т). Щелочность среды поддерживалась на уровне 10,35. Анализ приведенных зависимостей показывает на необычно резкое снижение флотиремости минералов при измельчении мельче 65% класса -65 мкм. Объяснение столь резкого снижения извлечения может быть объяснено уменьшением концентрации собирателя в жидкой фазе пульпы (рисунок 4.6а).

Алгоритм корректировки величины извлечения поясняется на рисунке 5.1, где представлены результаты флотационных опытов (извлечение меди в коллективный концентрат) при варьировании крупности измельчения руды и аналогичная зависимость, пересчитанная с учетом уменьшения остаточной концентрации собирателя по данным рисунка 5.1 с учетом зависимости 5.1.

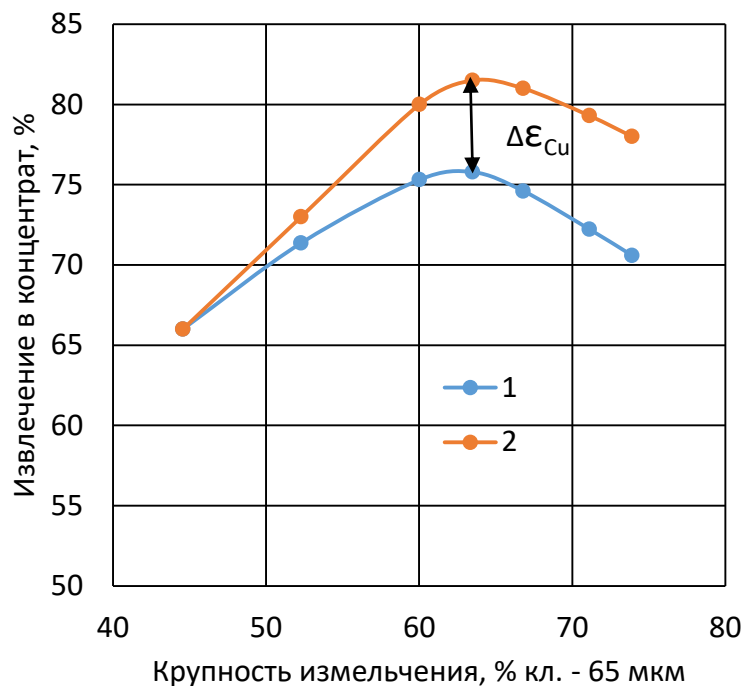


Рисунок 5.1 - Зависимости извлечения меди от крупности измельчения руды: 1 - фактически полученные результаты; 2 – скорректированные с учетом снижения остаточной концентрации собирателя по уравнению 5.1

Как видно из представленных результатов, недостаток собирателя не позволяет оценить возможное извлечение меди, а также дает не точную координаты (крупность измельчения) опытов, где получают наилучшие технологические результаты.

С учетом полученных результатов были скорректированы зависимости извлечений молибдена (молибденита) и пиритного железа (пирита) от крупности измельчения для условий постоянства остаточной концентрации собирателя. Анализ полученных зависимостей (рисунок 5.2) показывает, что наибольшая эффективность (наименьшие значения комплексного критерия эффективности технологического процесса - приведенных потери ценных

компонентов) в процессе коллективной флотации медно-молибденовых руд достигается при крупности измельчения 62,5% выхода класса -65 мкм.

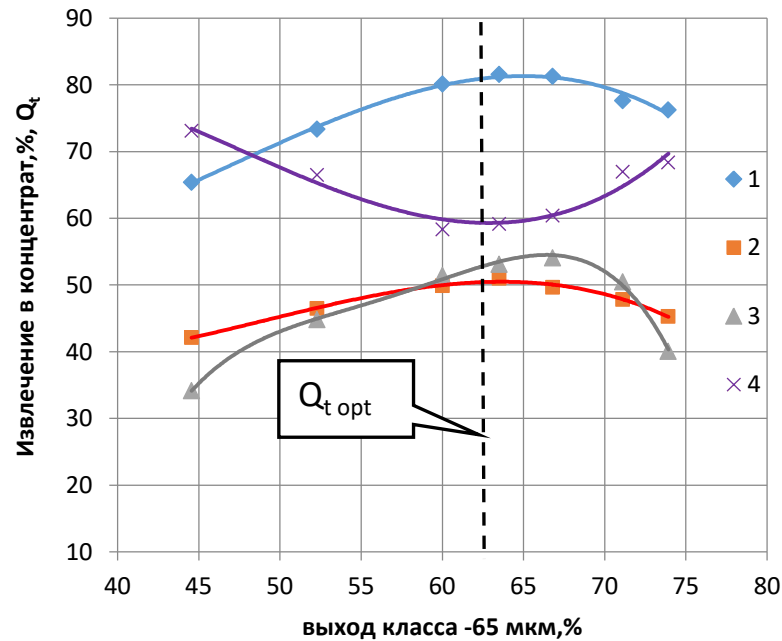


Рисунок 5.2 - Скорректированные зависимости извлечений меди (1) молибдена (2), пиритного железа (3) и приведенных потерь $Q_t \times 5$ (4) от крупности измельчения руды: (с учетом снижения остаточной концентрации собирателя)

Без использования поправки на изменение концентрации собирателя расчетная оптимальная крупность измельчения составила 61% класса -65 мкм. Учет поправки $\Delta \varepsilon_{Cu}$ был апробирован в методике определения оптимальной крупности измельчения в лабораторных условиях в исследовательской лаборатории ГОКа Эрдэнэт.

Усовершенствована методика определения оптимальной крупности измельчения при исследовании на обогатимость, включающая дополнительно измерение остаточной концентрации собирателя, построение линейных регрессионных моделей изменения флотуемости от крупности измельчения и концентрации собирателя и корректировку экспериментальных зависимостей с учетом снижения извлечения компонентов вследствие снижения концентрации собирателя. Для обоснования разработанной методики были поставлены опыты в замкнутом цикле коллективной медно-молибденовой флотации с тремя

перечистными и одной контрольной операцией. Приведенные в таблице 5.2 результаты показали, что за счет более точного определения необходимой крупности измельчения (оптимального содержания готового класса крупности 62,5%) удалось увеличить на 0,7 – 1,2% извлечение в него меди и молибдена.

Таблица 5.2. – Показатели замкнутого цикла коллективной флотации при варьировании крупности измельчения исходной руды

№	Крупность измельчения, % кл. -65 мкм	Расх. собира- теля, г/т	рН	Содержание в коллект. к-те, %			Извлечение в коллект. к-т, %			Критер ий Q_t
				Cu	Mo	Fe	Cu	Mo	Fe	
1	61,0	15	10,35	17,55	0,25	4,26	90,7	56,3	13,2	3,97
2	62,5	16	10,34	17,88	0,29	4,01	91,4	57,5	12,9	3,71
3	64	17	10,35	17,87	0,30	4,36	90,8	56,4	13,2	3,94

Оценка эффективности выбранного режима, произведенная с использованием критерия приведенных потерь показывает уменьшение потерь на 0,26 доллара на 1 т руды.

5.2. Определение оптимального реагентного режима коллективной и селективной флотации методом факторного эксперимента

5.2.1. Совершенствование методики определения оптимального реагентного режима коллективной флотации

Определение оптимального реагентного режима коллективной флотации – часто возникающая задача при выборе режима обогащения нового типа руд, корректировки режима при использовании новых реагентов или использовании новых схем и технологического оборудования [5].

Задача определения оптимального реагентного режима на первом этапе обычно решается исследователями интуитивно, с использованием личного опыта технолога. Уточнение режима, называемое приближением к области оптимальных условий процесса флотации проводится по регламентированным

алгоритмам с использованием методов математического планирования эксперимента. Использование математических методов решения этой задачи связано с трудностями при описании поверхности отклика – частных критериев эффективности в широком интервале варьирования независимых переменных. Для решения поставленной задачи обычно применяют метод крутого восхождения с использованием факторного эксперимента [44].

При решении задачи приближения к области оптимальных условий процесса предполагается, что поверхность отклика локально может быть описана многопараметрическими линейными уравнениями, частные производные которых, равны коэффициентам уравнения регрессии. В этом случае при движении по поверхности отклика в направлении области оптимальных условий (крутого восхождения в область оптимальных режимов) независимые переменные изменяли пропорционально величинам соответствующих коэффициентов регрессии с учетом их знака. В натуральных переменных величина шага была пропорциональна произведению коэффициента регрессионного уравнения на единицу варьирования [6].

Дальнейшие исследования проводились в лаборатории НИТУ МИСиС на пробе медно-молибденовой руды текущей добычи, отобранной из дубликатов отдела технического контроля. Технологическая схема включала двухстадийное измельчение (стержневое – шаровое) до крупности 62,5% класса – 65 мкм), основную коллективную флотацию при заданном реагентном режиме.

Продукты флотации анализировались на содержание меди, молибдена и железа. С учетом исходного минерального состава рассчитывалось содержание пиритного железа. По содержаниям металлов в концентрате и выходу концентрата балансовым методом рассчитывалось извлечение в грубый коллективный концентрат. В представленной в таблице 5.3 матрице факторного эксперимента производится варьирование трех факторов: расхода собирателя (AeroMX-5140), расхода вспенивателя (метилизобутилкарбинол, МИБК) и pH среды. Базовый уровень переменных: РС = 17 г/т, РВ = 9 г/т; pH = 10,3. Эти параметры соответствуют опыту технолога для процесса обогащения медно-молибденовых руд.

Таблица 5.3 - Результаты факторного эксперимента по оптимизации реагентного режима основной коллективной медно-молибденовой флотации (1-й шаг)

№	РА	РВ	рН	$\beta_{\text{Cu}}, \%$	$\beta_{\text{Mo}}, \%$	$\beta_{\text{Fe}}, \%$	$\varepsilon_{\text{Cu}}, \%$	$\varepsilon_{\text{Mo}}, \%$	$\varepsilon_{\text{Fe}}, \%$	Q_t
1	15	7	10,0	13,35	0,24	9,36	90,37	46,93	29,26	5,40
2	15	7	10,6	14,08	0,29	9,91	90,91	54,65	28,93	4,29
3	15	11	10,6	13,37	0,31	9,16	84,27	56,45	26,11	6,52
4	15	11	10,0	12,83	0,23	10,11	82,78	42,87	32,41	7,31
5	19	11	10,6	13,10	0,29	9,51	88,74	56,75	29,13	5,04
6	19	11	10,0	12,41	0,26	9,45	90,69	54,89	30,57	4,41
7	19	7	10,0	13,09	0,24	9,83	92,64	48,86	29,54	3,73
8	19	7	10,6	12,36	0,25	9,01	80,70	46,59	26,60	7,84
Среднее				13,07	0,26	9,54	87,64	51,00	29,07	5,57

Количество экспериментов составляет $2^N = 8$, где N – число переменных (3). В план эксперимента инсталлированы предельные значения переменных в выбранном интервале варьирования (X_{imax} , X_{imin}), которые обеспечивают полную вариабельность значений параметров [7].

С использованием совокупности известных расчетных уравнений [4] были получены регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении расходов реагентов и рН в выбранных интервалах варьирования:

$$\beta_{\text{Cu}} = 13,07 - 0,33 \text{ РА} - 0,15 \text{ РВ} + 0,15 \text{ рН} \quad (5.4)$$

$$\varepsilon_{\text{Cu}} = 87,64 + 0,55 \text{ РА} - 1,02 \text{ РВ} - 1,48 \text{ рН} \quad (5.5)$$

$$\varepsilon_{\text{Mo}} = 51,0 + 0,77 \text{ РА} + 1,74 \text{ РВ} + 2,61 \text{ рН} \quad (5.6)$$

$$Q_t = 5,56 - 0,86 \text{ РА} + 0,24 \text{ РВ} + 0,36 \text{ рН} \quad (5.7)$$

Анализ полученных уравнений подтверждает вывод о затруднительности оптимизации процесса флотации по отдельным критериям (извлечениям или содержаниям металлов в концентрате).

Если принимать решение по извлечениям меди и молибдена, то необходимо повысить расход собирателя, поскольку увеличение его расхода

согласно коэффициентам при переменной РА в уравнениях 5.5, 5.6, ведет к снижению потерь обоих металлов. Однако при этом снижается качество медного концентрата. Знак при коэффициенте критерия приведенных потерь отрицательный (уравнение 5.7), что подтверждает справедливость решения об увеличении расхода собирателя, не смотря на ухудшение качества концентрата. При оценке влияния на показатели флотации расхода вспенивателя картина иная. Увеличение расхода вспенивателя снижает извлечение меди в концентрат и его качество. Извлечение молибдена при этом заметно растет. Значение коэффициента при расходе вспенивателя (РВ) в уравнении для критерия приведенных потерь (уравнение 5.7) определенно говорит о необходимости снижения расхода вспенивателя. Аналогичным образом увеличение рН уменьшает извлечение меди, но увеличивает извлечение молибдена. Приведенные потери при этом растут, что позволяет рекомендовать снижение величины рН.

Для определения нового плана эксперимента рассчитываются приращения (уменьшения) базовых параметров:

$$\Delta X_i = K_i \text{ Ш}_i K_i \quad (5.8)$$

где: K_i – коэффициент пропорциональности; Ш_i – шаг варьирования параметра i в матрице ПФЭ; K_i – коэффициент перед параметром i в уравнении множественной регрессии.

Использование критерия позволяет определить количественное изменение базовых расходов реагентов, составившее: для собирателя (AeroMX 5140): $\Delta \text{РА} = 0,2 \cdot 2 \cdot 0,86 = + 0,32$; для вспенивателя: $\Delta \text{РВ} = -0,2 \cdot 2 \cdot 0,24 = - 0,1$; $\Delta \text{рН} = 0,2 \cdot 0,3 \cdot 0,36 = 0,02$. Соответственно, базовые расходы следующего шага составили: $\text{РА} = 17 + 0,32 = 17,32$; $\text{ВК} = 9 - 0,1 = 8,9$; $\text{рН} = 10,3 - 0,02 = 10,28$.

Относительно небольшие изменения базовых параметров обусловлены достаточно хорошей исследованностью процесса и близкой расположенностью базовых значений переменных к области оптимального режима.

На втором этапе был проведен факторный эксперимент с меньшим интервалом варьирования параметров процесса и скорректированным базовым уровнем расходов реагентов и pH (таблица 5.4).

Таблица 5.4 - Результаты факторного эксперимента по оптимизации реагентного режима основной коллективной медно-молибденовой флотации (2-й шаг)

№	PA	PB	pH	$\beta_{cu},\%$	$\beta_{mo},\%$	$\beta_e,\%$	$\varepsilon_{cu},\%$	$\varepsilon_{mo},\%$	$\varepsilon_{fe},\%$	Q_t
1	16,3	7,9	10,13	13,65	0,25	9,38	92,01	48,68	28,59	4,78
2	16,3	7,9	10,43	14,63	0,30	9,93	93,76	54,62	28,78	3,28
3	16,3	9,9	10,43	13,63	0,32	9,18	85,84	57,31	26,14	5,97
4	16,3	9,9	10,13	12,83	0,25	9,95	82,72	46,00	29,01	7,21
5	18,3	9,9	10,43	12,91	0,26	9,55	93,72	55,37	31,35	3,37
6	18,3	9,9	10,13	13,25	0,25	9,85	93,64	51,45	31,48	3,42
7	18,3	7,9	10,13	12,66	0,25	9,10	82,47	46,86	26,81	7,22
8	18,3	7,9	10,43	13,60	0,30	9,50	91,54	57,36	28,91	4,05
Итого среднее				13,40	0,27	9,56	89,51	52,24	28,90	4,90

С использованием совокупности известных расчетных уравнений по данным таблицы 5.4 были получены регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении расходов реагентов в выбранных интервалах варьирования:

$$\beta_{Cu} = 13,4 + -0,48 PA - 0,05 PB + 0,11 pH \quad (5.8)$$

$$\varepsilon_{cu} = 89,51 + 0,28 PA - 1,06 PB - 1,01 pH \quad (5.9)$$

$$\varepsilon_{mo} = 52,24 + 0,2 PA + 1,78 PB + 1,87 pH \quad (5.10)$$

$$Q_t = 4,9 - 0,19 PA + 0,25 PB + 0,2pH \quad (5.11)$$

Анализ результатов показал, что коэффициент при расходе собирателя в уравнении для критерия приведенных потерь (5.11) существенно снизился (с - 0,86 до -0,19), что говорит о приближении к оптимальной области. Коэффициент при расходе вспенивателя остался практически неизменным, что дает основания для дальнейшего снижения его расхода. Коэффициент при pH также сохранил знак, но уменьшился (с 0,36 до 0,2). Снижение абсолютных

значений коэффициентов говорит о том, что центр матрицы приблизился к области оптимальных расходов.

Использование обобщенного критерия позволяет определить количественное изменение базовых расходов реагентов для следующего шага: составившее: для собирателя: $\Delta P_A = 0,2 \cdot 0,19 = + 0,04$; для вспенивателя: $\Delta P_B = -0,2 \cdot 0,25 = - 0,05$; $\Delta pH = 0,2 \cdot 0,2 \cdot 0,2 = 0,01$. Соответственно, базовые расходы следующего шага составили: $P_A = 17,32 + 0,05 = 17,37$; $BK = 8,9 - 0,05 = 8,85$; $pH = 10,28 - 0,01 = 10,27$.

Необходимости в третьем шаге итераций нет, поскольку значения изменений расходов реагентов и pH стали бесконечно малыми, меньше точности эксперимента. Поэтому полученные после второго шага ПФЭ базовые значения параметров были использованы при постановке контрольного опыта.

По рекомендованному режиму было поставлено 4 параллельных опыта. Результаты приведены в таблице 5.5. Результаты показывают вполне приемлемые для операции коллективной флотации показатели. В выбранном реагентном режиме были поставлены замкнутые опыты, моделирующие в полной мере цикл разделения медно-молибденового концентрата. Полученные показатели показывают, что выбранный режим позволяет получить медно-молибденовый концентрат высокого качества (13,75% Cu) с высоким извлечением меди и молибдена (89,1 и 53,0%).

Таблица 5.5 - Показатели замкнутого опыта обогащения медно-молибденовой руды

№	PA	PB	pH	β_{Cu}	α_{Mo}	β_{Cu}	β_{Mo}	ε_{cu}	ε_{mo}	Q _t
в основной флотации										
1	17,4	8,85	10,27	13,78	0,29	13,78	0,29	89,68	53,22	4,83
2	17,4	8,85	10,27	13,65	0,29	13,65	0,29	89,75	52,75	4,90
3	17,4	8,85	10,27	13,82	0,31	13,82	0,31	89,69	52,76	4,83
4	17,4	8,85	10,27	13,75	0,31	13,75	0,31	90,10	53,25	4,78
Итого среднее				13,77	0,3	13,75	0,3	89,81	53,0	4,83

Полученные результаты показали, что использование функции приведенных потерь обеспечивает быстрое нахождение области оптимальных расходов реагентов, которые обеспечивают получение высоких технологических показателей. Так сумма приведенных потерь с 1 т руды снижается с 5,77 до 4,83 USD/т.

Полученные результаты подтвердили эффективность выбранного подхода и послужили основанием для принятия разработанной методики в перечень программно-методического обеспечения лабораторных исследований на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт».

5.2.2. Совершенствование методики определения оптимального реагентного режима молибденовой флотации

Процесс молибденовой флотации обеспечивает одновременное получение медного и молибденового концентратов и представляет сложный объект для оптимизации. Применение градиентного метода оптимизации в многопараметрической системе оказывается затруднительным. Для обоснования целесообразности использования предложенного подхода к оптимизации процесса молибденовой флотации были поставлены опыты с переменными расходами реагентов. С использованием регрессионной модели флотационного процесса, полученной методом полного факторного эксперимента, Бокса-Уилсона были рассчитаны оптимальные параметры процессов десорбции и флотации. В качестве критерия эффективности была применена обоснованная в главе 3 функция потерь, выраженную в виде стоимости теряемых металлов и потерь вследствие снижения качества концентрата:

$$Q_t = \varepsilon^*_{Mo} C_{Mo} \alpha_{Mo} + \varepsilon_{Cu} C_{Cu} \alpha_{Cu} + (\beta_{Mo} - 1) C_{\beta}, \quad (5.12)$$

где: ε^* ; ε , C ; извлечение, потери, цена металла в концентрате; α - содержание в медно-молибденовом концентрате меди (C_{Cu}), молибдена (C_{Mo}), β_{Cu} - содержание

меди в молибденовом концентрате, Π_{β} – потери стоимости концентрата при превышении массовой доли меди.

В представленной в таблице 5.6 матрице факторного эксперимента, предназначенной для получения регрессионной модели молибденовой флотации, производится варьирование трех факторов: расхода сернистого натрия (РС), расхода керосина (РК) и вспенивателя (РВ). Базовый уровень переменных: РС = 6 кг/т, РК = 340 г/т; РВ = 45 г/т. Эти параметры соответствуют опыту технолога для процесса молибденовой флотации. Измеряемыми параметрами являлись: содержание меди в коллективном к-те ($\alpha_{\text{Cu}},\%$); содержание молибдена в коллективном к-те ($\alpha_{\text{Mo}},\%$); содержание меди в молибденовом к-те ($\beta_{\text{Cu}},\%$); содержание молибдена в молибденовом к-те ($\beta_{\text{Mo}},\%$); потери меди в молибденовом к-те $\varepsilon_{\text{Cu}}^*,\%$; извлечение молибдена в молибденовом к-т, $\varepsilon_{\text{Mo}},\%$. По перечисленным показателям рассчитывался критерий оптимизации Q_t .

Таблица 5.6 - Результаты факторного эксперимента по оптимизации реагентного режима основной операции разделения медно-молибденового концентрата – молибденовой флотации (1-й шаг)

№	РС, кг/т	РК, г/т	РВ, г/т	$\alpha_{\text{Cu}},\%$	$\alpha_{\text{Mo}},\%$	$\beta_{\text{Cu}},\%$	$\beta_{\text{Mo}},\%$	$\varepsilon_{\text{Cu}}^*,\%$	$\varepsilon_{\text{Mo}},\%$	Q_t
1	7	400	50	23,67	0,24	4,34	33,81	0,89	68,75	36,50
2	7	400	40	23,67	0,24	3,73	35,39	0,77	71,96	32,29
3	7	280	50	23,67	0,24	3,01	36,75	0,61	73,50	29,47
4	7	280	40	23,67	0,24	4,88	33,24	1,07	72,02	34,46
5	5	280	40	23,67	0,24	3,01	37,25	0,70	85,05	18,52
6	5	280	50	23,67	0,24	3,48	36,41	0,80	82,53	21,82
7	5	400	40	23,67	0,24	4,7	33,26	1,17	81,49	25,26
8	5	400	50	23,67	0,24	3,58	35,81	0,88	87,14	17,68
среднее						3,84	35,24	0,86	77,80	27,00

С использованием данных таблицы 5.6 и совокупности известных расчетных уравнений [4] были получены регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении расходов реагентов в выбранных интервалах варьирования:

Таблица 5.7 - Результаты полного факторного эксперимента по оптимизации реагентного режима операции разделения медно-молибденового концентрата (2-й шаг)

№	РС	РК	РВ	$\alpha_{Cu}, \%$	$\alpha_{Mo}, \%$	$\beta_{Cu}, \%$	$\beta_{Mo}, \%$	$\varepsilon_{cu}^*, \%$	$\varepsilon_{mo}, \%$	Q_t
1	5,88	375,4	47,68	23,67	0,24	3,45	37,66	0,75	80,50	21,19
2	5,88	375,4	41,68	23,67	0,24	3,22	39,12	0,68	81,66	19,84
3	5,88	295,4	47,68	23,67	0,24	2,76	38,95	0,57	80,01	21,02
4	5,88	295,4	41,68	23,67	0,24	3,73	36,67	0,86	83,27	18,85
5	4,88	375,4	41,68	23,67	0,24	2,77	37,45	0,64	85,98	15,41
6	4,88	375,4	47,68	23,67	0,24	3,23	37,2	0,75	85,25	16,52
7	4,88	295,4	41,68	23,67	0,24	3,54	35,36	0,90	88,69	13,61
8	4,88	295,4	47,68	23,67	0,24	3,23	37,23	0,79	89,82	12,20
Среднее						3,24	37,46	0,74	84,40	17,33

С использованием расчетных уравнений по данным, приведенным в таблице 5.7, были получены регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении расходов реагентов в выбранных интервалах варьирования:

$$\beta_{mo} = 37,46 + 0,65 \text{ РС} - 0,11 \text{ РК} + 0,31 \text{ РВ} \quad (5.17)$$

$$\varepsilon_{cu} = 0,74 - 0,03 \text{ РС} + 0,03 \text{ РК} - 0,03 \text{ РВ} \quad (5.18)$$

$$\varepsilon_{mo} = 84,4 - 3,04 \text{ РС} + 0,77 \text{ РК} - 0,5 \text{ РВ} \quad (5.19)$$

$$Q_t = 17,33 + 2,89 \text{ РС} - 0,62 \text{ РК} + 0,4 \text{ РВ} \quad (5.20)$$

Во второй серии удалось улучшить все показатели: извлечение молибдена возросло на 6,6%, потери меди сократились на 0,12%, массовая доля молибдена возросла на 2,26%.

Можно отметить, что коэффициенты по расходам керосина и вспенивателя поменяли знак. Это в значительной мере связано с изменением расхода сернистого натрия. С другой стороны, можно констатировать что эти расходы близки к оптимальным. Об этом также говорит снижение абсолютных значений коэффициентов.

Как и в первом шаге, при использовании локальных регрессионных уравнений (5.17-5.19) сохраняется неопределенность в выборе направления дальнейшей корректировки расходов реагентов. При использовании критерия приведенных потерь (5.20) такой неопределенности нет, и дальнейшая

корректировка имеет следующий вид: - для сернистого натрия: $\Delta PC = -0,1$ 0,5 2,89 = - 0,15; для керосина: $\Delta PK = 0,1$ 40 0,62 = 2,4; для вспенивателя: $\Delta PB = -0,1$ 3,5 0,4 = - 0,14. Соответственно, базовые расходы следующего шага составили: $PC = 5,38 - 0,15 = 5,23$; $PK = 335,4 + 2,4 = 337,8$; $PB = 44,68 - 0,14 = 44,54$.

Эти значения были применены при построении матрицы полного факторного эксперимента на третьем шаге (таблица 5.7). При определении интервалов варьирования на этом шаге было принято вдвое меньшее отклонение максимального и минимального значения каждого варьируемого параметра от базового значения.

Таблица 5.8 - Результаты факторного эксперимента по оптимизации реагентного режима основной операции разделения медно-молибденового концентрата (3-й шаг)

№	PC	PK	PB	$\alpha_{Cu}, \%$	$\alpha_{Mo}, \%$	$\beta_{Cu}, \%$	$\beta_{Mo}, \%$	$\varepsilon_{cu}^*, \%$	$\varepsilon_{mo}, \%$	Q_t
1	5,48	355,8	46,54	23,67	0,24	3,3	38,2	0,74	84,84	16,94
2	5,48	355,8	42,54	23,67	0,24	3,2	38,4	0,72	84,96	16,73
3	5,48	315,8	46,54	23,67	0,24	2,7	39,5	0,60	86,57	14,74
4	5,48	315,8	42,54	23,67	0,24	3,5	37,6	0,80	84,60	17,36
5	4,98	355,8	42,54	23,67	0,24	2,7	37,5	0,62	85,16	16,13
6	4,98	355,8	46,54	23,67	0,24	3,2	37,3	0,74	85,48	16,27
7	4,98	315,8	42,54	23,67	0,24	3,5	37,6	0,85	90,40	11,88
8	4,98	315,8	46,54	23,67	0,24	3,25	37,23	0,77	86,87	15,00
Среднее						3,17	37,92	0,73	86,11	15,63

С использованием расчетных уравнений были получены регрессионные уравнения первого порядка, описывающие изменение показателей процесса при изменении расходов реагентов в выбранных интервалах варьирования:

$$\beta_{mo} = 37,92 + 0,51 PC - 0,06 PK + 0,14 PB \quad (5.21)$$

$$\varepsilon_{cu} = 0,73 - 0,02 PC + 0,04 PK - 0,02 PB \quad (5.22)$$

$$\varepsilon_{mo} = 86,11 - 0,87 PC + 0,66 PK - 0,17 PB \quad (5.23)$$

$$Q_t = 15,63 + 0,81 PC - 0,49 PK + 0,11 PB \quad (5.24)$$

В третьей серии удалось улучшить все показатели: извлечение молибдена возросло на 1,71%, потери меди сократились на 0,01%, массовая доля молибдена возросла на 1,46% (таблица 5.8).

При использовании регрессионного уравнения для критерия приведенных потерь (18) дальнейшая корректировка имеет следующий вид: для сернистого натрия: $\Delta PC = -0,1 \ 0,25 \ 0,81 = -0,02$; для керосина: $\Delta PK \ K = 0,1 \ 20 \ 0,49 = 0,9$; для вспенивателя: $0,1 \ \Delta PB \ K = -0,1 \ 2 \ 0,11 = -0,02$. Соответственно, базовые расходы следующего шага составили: $PC = 5,23 - 0,02 = 5,21$; $PK = 337,8 + 0,9 = 338,7$; $PB = 44,54 - 0,02 = 44,52$.

Учитывая малые значения коэффициентов, принималось, что область оптимального реагентного режима достигнута. Базовые расходы реагентов следующего шага были приняты как соответствующие оптимальному режиму.

По рекомендованному режиму было поставлено 4 параллельных опыта. Результаты приведены в таблице 5.9.

Таблица 5.9 - Показатели замкнутого опыта разделения медно-молибденового концентрата (молибденовой флотации)

№	PC	PK	PB	$\alpha_{Cu}, \%$	$\alpha_{Mo}, \%$	$\beta_{Cu}, \%$	$\beta_{Mo}, \%$	$\varepsilon_{cu}^*, \%$	$\varepsilon_{mo}, \%$	Q_t
в основной молибденовой флотации										
1	5,21	338,7	44,52	23,67	0,24	3,05	38,8	0,69	86,49	15,14
2	5,21	338,7	44,52	23,67	0,24	3,1	38,8	0,70	85,85	15,79
3	5,21	338,7	44,52	23,67	0,24	3,03	39,2	0,68	86,89	14,73
4	5,21	338,7	44,52	23,67	0,24	3,1	38,6	0,70	85,89	15,76
Среднее						3,07	38,85	0,69	86,28	15,35
по всей схеме молибденовой флотации										
5	6,2	400	55	23,67	0,24	0,94	50,6	0,18	94,66	5,39
6	6,2	400	55	23,67	0,24	1,03	50,6	0,20	98,04	2,23
7	6,2	400	55	23,67	0,24	0,96	50,3	0,18	94,94	5,14
8	6,2	400	55	23,67	0,24	0,96	50,2	0,19	96,22	3,92
Среднее						0,97	50,43	0,19	95,96	4,17

Анализ результатов показывает, что в выбранном режиме достигнуты наилучшие для операции основной молибденовой флотации показатели. В выбранном реагентном режиме были поставлены замкнутые опыты, моделирующие в полной мере циклы коллективной флотации разделения медно-молибденового концентрата. Полученные показатели показывают, что выбранный режим позволяет получить молибденовый концентрат высокого качества (50,43% Мо) с высоким извлечением молибдена (95,96%).

Полученные результаты показали, что использование функции приведенных потерь обеспечивает быстрое нахождение области оптимальных расходов реагентов, которые обеспечивают получение высоких технологических показателей. Так сумма приведенных потерь с 1 т медно-молибденового концентрата снижается в процессе поиска области оптимальных решений с 27,7 до 15,35 USD/т.

Полученные результаты послужили основанием для принятия разработанной методики в перечень программно-методического обеспечения лабораторных исследований на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт».

Выводы к главе 5.

1. Усовершенствована методика определения оптимальной крупности измельчения при исследовании на обогатимость, включающая дополнительно измерение остаточной концентрации собирателя, построение линейных регрессионных моделей изменения флотирруемости от крупности измельчения и концентрации собирателя и корректировку экспериментальных зависимостей с учетом снижения извлечения компонентов вследствие снижения концентрации собирателя. Это позволило более точно определить значение оптимального содержания готового класса крупности (62,5%) и увеличить на 0,7 – 1,2% извлечение в него меди и молибдена.

2. Усовершенствована методика выбора и оптимизации реагентного режима коллективной флотации градиентным методом, предполагающая сведение задачи оптимизации к однокритериальной и использование в качестве технолого-экономического критерия оптимизации функции приведенных

потерь. Показано, что усовершенствованная методика обеспечивает быстрое нахождение области оптимальных расходов реагентов и получение высоких технологических показателей. Сумма приведенных потерь с 1 т руды снижается с 5,77 до 4,83 USD/т.

3. Усовершенствована методика выбора и оптимизации реагентного режима молибденовой флотации градиентным методом, предполагающая сведение задачи оптимизации к однокритериальной и использование в качестве критерия оптимизации функции технолого-экономического критерия – функции приведенных потерь. Показано, что усовершенствованная методика обеспечивает быстрое нахождение области оптимальных расходов реагентов и получение высоких технологических показателей. Сумма приведенных потерь с 1 т медно-молибденового концентрата снижается с 27,7 до 15,63 USD/т.

4. Полученные положительные результаты испытаний послужили основанием для принятия разработанных методик в перечень программно-методического обеспечения лабораторных исследований на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт».

ГЛАВА 6. РАЗРАБОТКА И ИСПЫТАНИЯ АЛГОРИТМА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРИ АВТОМАТИЗИРОВАННОМ УПРАВЛЕНИИ РЕАГЕНТНЫМ РЕЖИМОМ КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ.

Наилучшие результаты при автоматизированном управлении процессами флотации достигаются при использовании модель-ориентированных систем и алгоритмов, использующих опережающую информацию о качестве перерабатываемой руды. Дальнейшее развитие систем автоматизированного управления возможно путем использования экономико-ориентированных параметров, в частности, путем включения в алгоритм управления комбинированных критериев оптимизации, в т.ч. разработанных в настоящей работе критериев приведенных потерь. Другим направлением повышения эффективности автоматизированного управления является расширение номенклатуры измеряемых параметров процесса флотации, в т.ч. за счет включения в них концентрации собирателя и поглотительной способности пульпы по отношению к собирателю.

6.1. Совершенствование алгоритма автоматизированного управления процессом флотации на основе опережающего контроля сортности руды с учетом поглощения собирателя

Общий алгоритм управления процессами измельчения и флотации, представленный на рисунке 6.1, предполагает последовательную реализацию приемов оценки сортности перерабатываемых руд и экономико-ориентированной оптимизации технологических процессов.

Компоновка алгоритмов управления процессом флотации осуществляется на принципе двухуровневого управления, когда при расчет оптимальных параметров процессов измельчения и флотации осуществляется на основе опережающей оценки сортности руд, а определение базовых параметров технологических режимов для типовых руд производится с применением экономико-ориентированных критериев оптимизации.

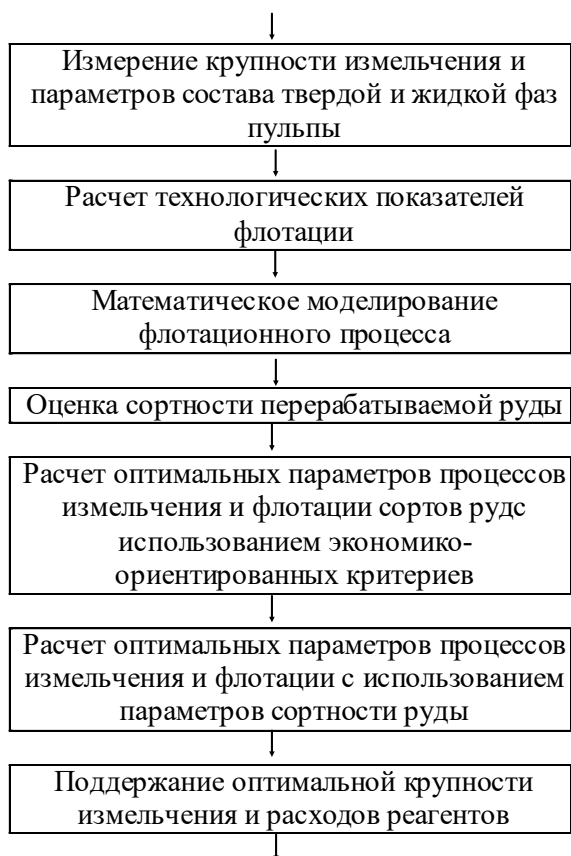


Рисунок 6.1 - Алгоритм управления процессом флотации с использованием процедуры оценки сортности руд и экономико-ориентированных критериев эффективности

Согласно представленному алгоритму первоначальной задачей является выбор оптимальных режимов для переработки типовых руд. Подробное описание поиска оптимальных технологических режимов процессов измельчения и флотации приведено в главе 5 настоящей работы. Оптимальный режим переработки текущей руды определяется с учетом опережающей оценки ее сортности, разработанной на ГОКе «Эрдэнэт», реализованной на основе комбинированного рентгенофлуоресцентного и визиометрического анализа [52,53].

Оценка сортности перерабатываемой руды производится по алгоритму, предложенному в работе и предполагающему определение ее схожести с основными технологическими типами руд [8]. В данном алгоритме конечная задача определения сортности руды состоит в определении ее состава, как доли в ней основных технологических типов руд. В качестве первичной информации

системы анализа используются показания анализаторов вещественного состава и показания датчиков видео-имидж-анализа минерального состава руды.

Расчет сортности руды осуществлялся с применением многокритериального метода расчёта принадлежности. Область нахождения решения в нашей задаче представлена образами пяти типовых руд, при этом во входящей руде определяется доля каждого базового типа руды. Математическая часть системы обеспечивает расчет сортности поступившей руды по восьми или более значимым параметрам руды (по содержанию меди, молибдена и железа в руде, массовой доле окисленных, вторичных сульфидных минералов меди в руде, первичных минералов меди, пирита и серицита). Можно в перспективе использовать и другие параметры: например, гранулометрический состав, дробимость или измельчаемость руды [9].

В соответствии с проведенными нами исследованиями в качестве параметра сортности руды предложено использовать поглотительную способность руды по отношению к используемому собирателю AeroMX-5140. Понятие поглотительной способности пульпы по отношению к ксантогенату было предложено в работе [65]. Там же отмечалось, что при флотации окисленных руд, характеризующихся существенных поглощением собирателя ионами меди, использование данного параметра дает возможность количественной оценки необходимого расхода собирателя. Для используемых нами реагентных режимов характерно увеличение поглощения собирателя порообразующими минералами, в первую очередь серицитом.

Для оценки поглотительной способности выделенных типов руд использовались результаты замера остаточной концентрации собирателя в жидкой фазе пульпы в условиях лабораторных исследований. Отобранная из операции основной коллективной флотации проба фильтровалась и в жидкой фазе с использованием разработанной и описанной в главе 4 методики определялась концентрация спектрально-активной фазы реагента AeroMX-5140. Для определения поглотительной способности выбирались опыты с узким интервалом значений pH (10,3 – 10,4) и расхода собирателя (12-18 г/т).

Проведенными нами исследованиями было установлено, что выделенные типы руд, перерабатываемых на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт»

характеризуются неодинаковой склонностью к поглощению собирателя. Анализ результатов исследований операции коллективной медно-молибденовой флотации, проводимой с использованием собирателя AeroMX 5140, показал, что наибольшую склонность к поглощению проявляют смешанные окисленные руды и смешанные серитизированные руды (таблица 6.1).

Таблица 6.1 – Концентрация собирателя и поглотительная способность пульпы в операции коллективной флотации для типовых руд

Тип руды	Параметры				
	рН среды	Расход собирателя, г/т	Концентрация собирателя, мг/л		Поглотительная способность, %
			Расчетная	Измеренная	
МПР	10,35	15,0	7,8	2,6	66,7
СВСП	10,35	15,0	7,8	1,8	76,9
БПР	10,35	15,0	7,8	3,0	63,5
СОР	10,35	15,0	7,8	1,5	80,1
ССР	10,35	15,0	7,8	1,4	84,1

МПР - массивных первичных руды, СВСП - смешанные вторичные сульфидизированные руды; БПР – бедные пиритизированные руды; СОР - смешанные окисленные руды; ССР - смешанные серитизированные руды.

Используемая на ГОКе «Эрдэнэт» методика расчёта сортности руды состоит в определении степени ее «сходства» каждому из известных 5-х типов руды. Пропорционально этому сходству устанавливаются доли, которые каждый из 5-х типов руды составляет в поступившей на переработку руде [52,53]. Для этого сначала определяется удаленность от точки, координаты которой соответствуют параметрам руды, поступившей на переработку, до каждой из точек, координаты которых соответствуют типам, руд, предварительно выделенных исследователями в качестве базовых.

В результате проведенных исследований, показавшим существенность параметра поглотительная способность пульпы, предложено использование данного параметра для определения сортности руды.

На рисунке 6.2 пояснен алгоритм распознавания сортности руды на примере двухпараметрической системы «содержание меди» - «Поглотительная способность пульпы по отношению к собирателю». Чем ближе точка, соответствующая входящей руде (6) к какой либо из точек, отвечающих параметрам определенного типа руды (1-5), тем выше массовая доля данного сорта в руде текущей добычи.

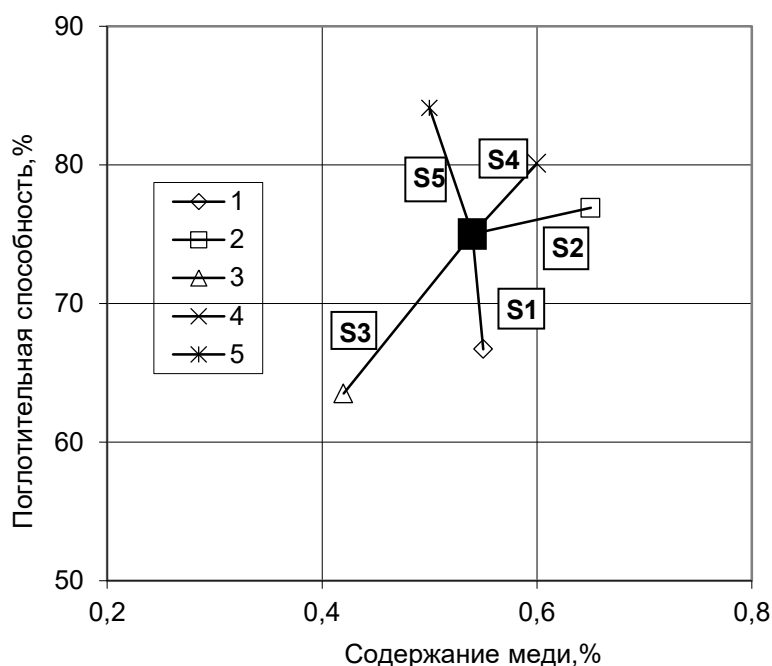


Рисунок 6.2 - Пример оценки состава руды в двумерном пространстве 1, 2, 3, 4, 5 – типы руд; 6 (■) - руда текущей добычи; S1, S2, S3, S4, S5 – отклонения параметров руды текущей добычи от параметров руд типов 1,2,3,4,5

Как видно из рисунка 6.2 выделенные типы руд отчетливо идентифицируются уже в двухпараметрической системе. На практике использовалась система из 8 параметров: содержаний металлов, минералов, соотношений минералов и минеральных групп. При оснащении системы датчиком поглотительной способности пульпы по отношению к собирателю система распознавания сортности руды (девяти параметрическая) становится более точной.

При определении сортности руды кроме поглотительной способности используются параметры типовых руд, представленные в таблице 6.2.

Таблица 6.2 - Параметры типовых руд, используемые при определении сортности текущей руды

Параметры	Типы руды				
	МПР	СВСП	БПР	СОР	ССР
Соотношение массовых долей первичных и вторичных сульфидов меди	2,1	0,50	0,45	0,75	0,57
Соотношение массовых долей первичных и окисленных минералов меди	18,5	15,4	21,4	10,4	17,6
Соотношение массовых долей халькопирита и пирита	0,77	1,5	0,45	0,86	0,67
Массовая доля меди в руде, %	0,53	0,57	0,39	0,55	0,52
Массовая доля молибдена в руде, %	0,015	0,028	0,013	0,02	0,025
Массовая доля железа в руде, %	1,50	1,09	1,15	1,22	1,30
Массовая доля серицита в руде	0,12	0,15	0,1	0,17	0,34
Массовая доля порфировых минералов, %	0,45	0,40	0,48	0,39	0,22
Поглотительная способность к собирателю, %	66,7	76,9	63,5	80,1	84,1

МПР - массивных первичных руды, СВСП - смешанные вторичные сульфидизированные руды; БПР – бедные пиритизированные руды; СОР - смешанные окисленные руды; ССР - смешанные серитизированные руды.

Затем при помощи расчетных уравнений, после проведения операций нормирования и оценки значимости параметров, определяются искомые значения массовых долей типовых руд в руде, поступающей на переработку.

Нормированная величина отклонения (S_i) параметров смеси руд (Z_n) от параметров типовых руд (Z_{ni}) рассчитывается по формуле [53]:

$$S_i = (|Z_n - Z_{ni}|) / Z_{ni}, \text{ при } i = 1-5. \quad (6.1)$$

Нормированные величины схожести параметров смеси руд S_i с параметрами типовых руд рассчитываются по формуле:

$$D_i = 1 / S_i, \text{ при } i = 1-5, \quad (6.2)$$

Расчет массовой доли каждого отдельного типа руды (γ_i) в смеси руд проводится по формуле:

$$\gamma_i = kD_i / \sum(kD_i), \text{ при } i = 1-5, \quad (6.3)$$

где k - коэффициенты значимости отдельных измеряемых параметров руды.

Для подтверждения целесообразности использования в качестве дополнительного критерия сортности руды поглотительной способности пульпы был использован расчет остаточной дисперсии исходного массива данных относительно результирующей функции при определении сортности входящей руды. Результаты расчетов показали, что включение данного параметра снижает относительную дисперсию при определении зависимостей долей отдельных сортов с 0,26-0,28 до 0,21-0,23 (таблица 6.3). Такое снижение позволяет сделать заключение о повышении адекватности модели и повышении точности определения сортности перерабатываемой руды.

Таблица 6.3 – Статистические характеристики зависимостей долей отдельных сортов в общей перерабатываемой руде

Тип руды	Показатель детерминированности R^2		Остаточная дисперсия	
	без учета концентрации собирателя	с учетом концентрации собирателя	Без учета концентрации собирателя	с учетом концентрации собирателя
МПР	0,77	0,81	0,26	0,22
СВСП	0,74	0,78	0,28	0,23
БПР	0,71	0,76	0,26	0,21
СОР	0,75	0,79	0,27	0,22
ССР	0,77	0,82	0,26	0,21

МПР - массивных первичных руды, СВСП - смешанные вторичные сульфидизированные руды; БПР – бедные пиритизированные руды; СОР - смешанные окисленные руды; ССР - смешанные серитизированные руды

6.2. Совершенствование алгоритма управления процессами измельчения и флотации с использованием экономико-ориентированного критерия эффективности

Представленные на рисунке 6.3 зависимости извлечений металлов и критерия оптимизации в коллективной медно-молибденовой флотации различных типов руд показывают, что по отдельным параметрам (извлечениям меди, молибдена и железа) невозможно определить наилучшие условия технологического процесса. Наилучшие условия процесса находим с использованием функции Q_t , зависимости которой от крупности измельчения характеризуются наличием выраженного минимума, соответствующего оптимальной области.

При расчете значений критерия оптимизации были приняты следующие данные: стоимость меди и молибдена в концентратах – соответственно 6500 и 28000 долларов США за 1 т., стоимость доизвлечения пиритного железа из коллективного концентрата – 330 долларов США за 1 т,

Анализ представленных на рисунке 6.3 зависимостей показывает, что наилучшие параметры технологического процесса определяются поведением всех компонентов руды и оптимальные условия измельчения для различных типов руд неодинаковы. Так, для массивных первичных руд минимум функции приведенных потерь наблюдается при крупности измельчения до 67,5% класса - 74 мкм, а для вторичных сульфидизированных руд – при крупности измельчения до 64,5% класса - 74 мкм (рисунок 6.3а,б).

В настоящее время используется шкала измерений по классу – 74 мкм. Упрощенный пересчет параметров крупности измельчения до выхода класса -74 мкм (γ_{-74}) и до выхода класса -65 мкм (γ_{-65}) производится в рассматриваемом интервале крупности руды по уравнению:

$$\gamma_{-74} = \gamma_{-65} + 4,2 \quad (6.4)$$

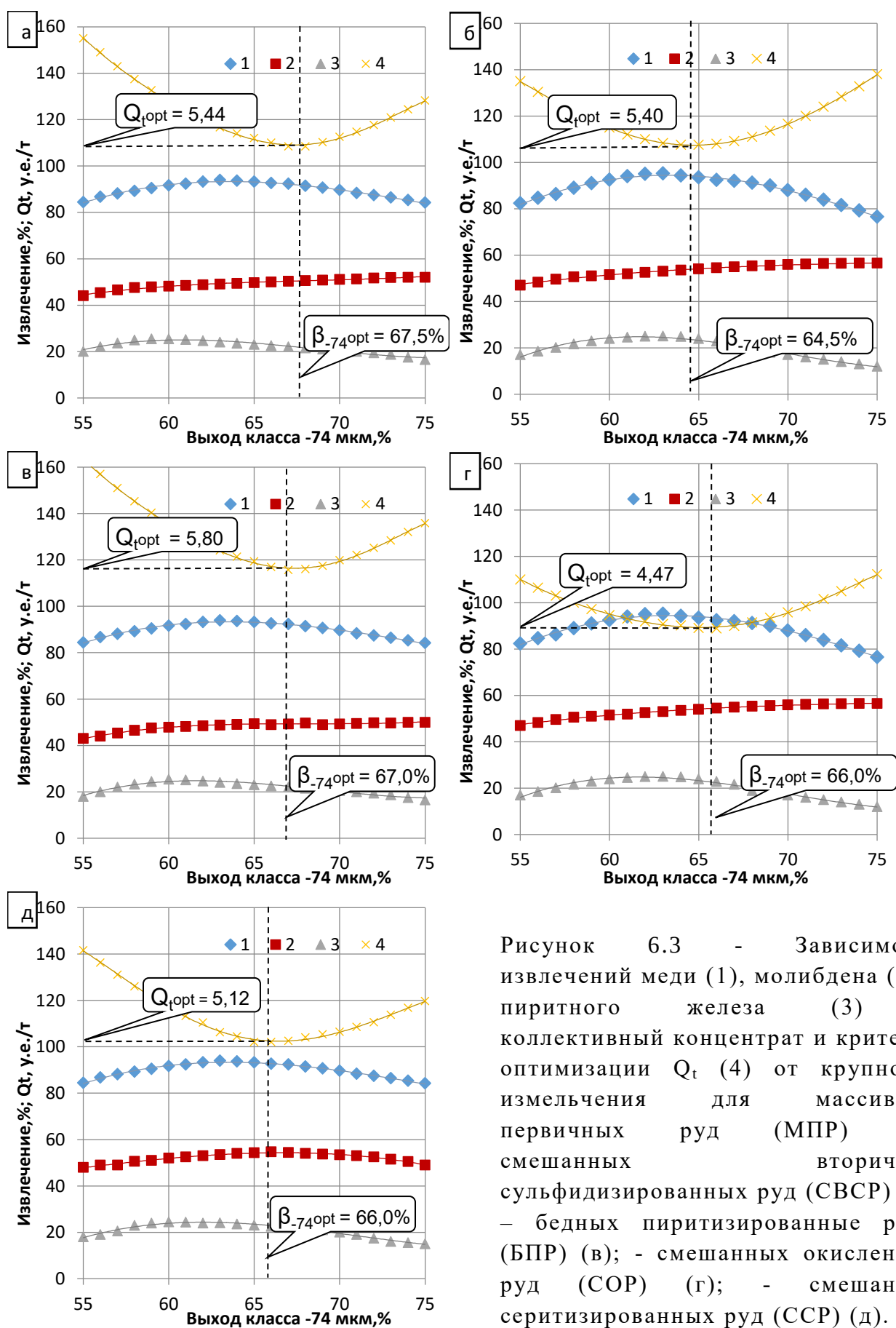


Рисунок 6.3 - Зависимость извлечений меди (1), молибдена (2) и пиритного железа (3) в коллективный концентрат и критерия оптимизации Q_t (4) от крупности измельчения для массивных первичных руд (МПР) (а), смешанных вторичных сульфидизированных руд (СВСР) (б); – бедных пиритизированных руд (БПР) (в); - смешанных окисленных руд (СОР) (г); - смешанных серитизированных руд (ССР) (д).

Представленные на рисунке 6.4 зависимости критерия оптимизации в коллективной медно-молибденовой флотации различных типов руд также позволяют определить наилучшие условия технологического процесса. в частности pH среды. Анализ представленных на рисунке 6.4 зависимостей показывает, что наилучшие параметры технологического процесса для различных типов руд неодинаковы. Так, для бедных пиритизированных руд минимум функции приведенных потерь наблюдается при $pH = 10,30$, а для смешанных вторичных сульфидизированных руд – при $pH = 10,59$ (рисунок 6.4, таблица 6.4).

Оптимальные параметры процессов измельчения и флотации, представленные в таблице 6.4, являются основой для расчета установочных функций систем автоматического регулирования процессов измельчения и флотации.

Расчет параметров измельчения и флотации проводится следующим образом.

Значение целевой функции SF для каждого параметра технологического процесса было рассчитано как взвешенное среднее значений этих параметров для каждого стандартного сорта руды (SF_i) с учетом вклада данного сорта в смеси руд по уравнению:

$$SF = \sum \gamma_i SF_i, \quad (6.5)$$

где γ_i - относительная массовая доля руды i -го типа в поступающей на переработку смеси руд.

В массив расчетных данных включены расходы реагентов, переработка руды, крупность измельчения и т.д. В наиболее простом случае (при использовании уравнения 6.4, уравнения для расчета расходов реагентов, учитывающие сортность перерабатываемой руды имеют следующий вид:

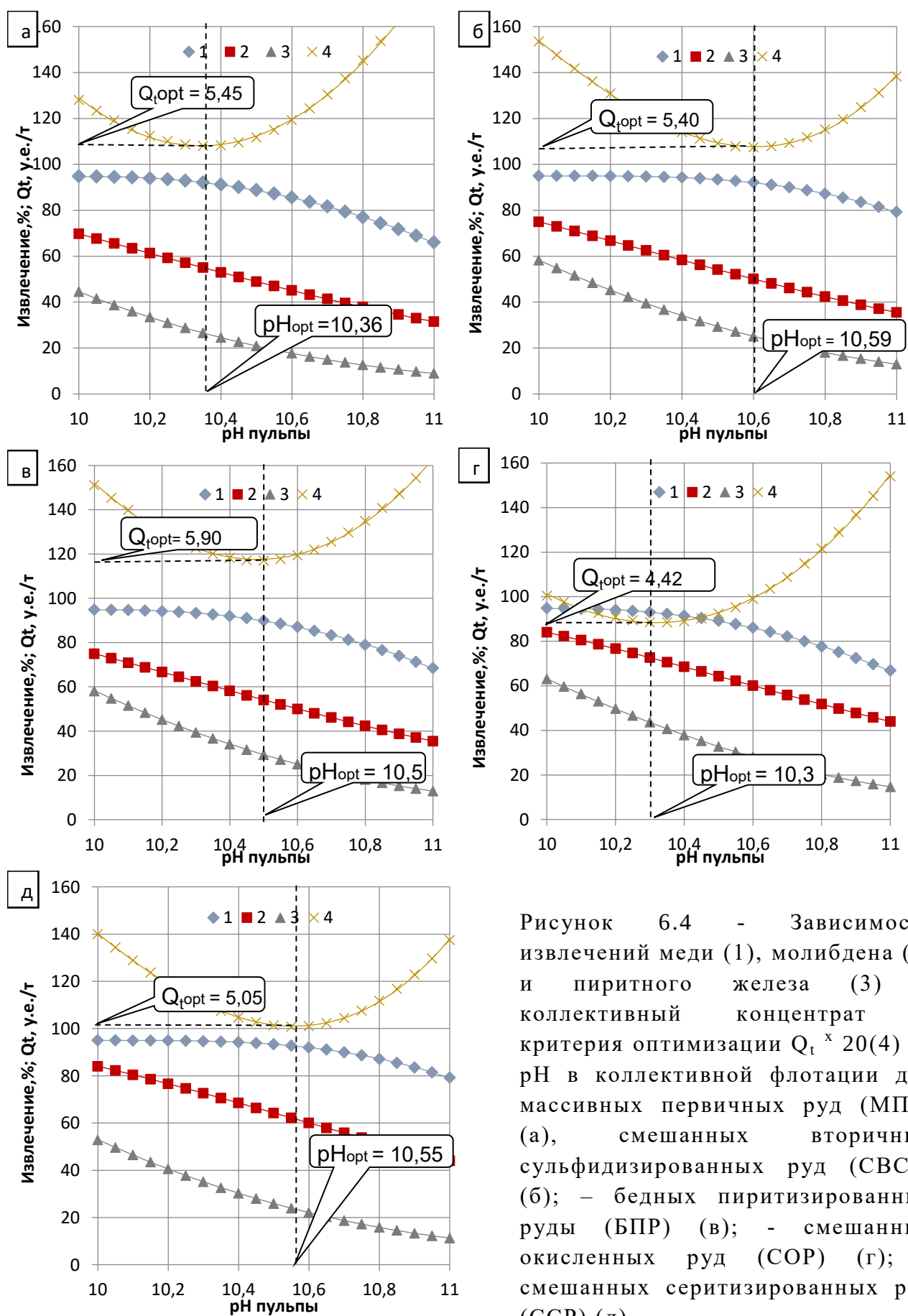


Рисунок 6.4 - Зависимость извлечений меди (1), молибдена (2) и пиритного железа (3) в коллективный концентрат и критерия оптимизации $Q_t \times 20$ (4) от рН в коллективной флотации для массивных первичных руд (МПР) (а), смешанных вторичных сульфидизированных руд (СВСР) (б); – бедных пиритизированные руды (БПР) (в); - смешанных окисленных руд (СОР) (г); - смешанных серитизированных руд (ССР) (д)

Таблица 6.4 - Целевые функции в системах управления процессами измельчения и коллективной флотации

№	Параметры процесса	МПР	СВСП	БПР	СОР	ССР
1	Крупность измельчения – выход класса – 74 мкм, %	67,5	64,5	67,0	66,0	66,0
2	рН пульпы в основной флотации	10,36	10,59	10,50	10,31	10,55
3	Расход собирателя AeroMX 51-40, г/т	10,0	12,0	10,0	13,0	17,5
4	Расход вспенивателя, г/т	13,0	16,0	13,0	16,0	19,0

МПР - массивные первичные руды; СВСП - смешанные вторичные сульфидизированные руды; БПР – бедные пиритизированные руды; СОР- смешанные окисленные руды; ССР - смешанные серитизированные руды.

Крупность измельчения: $GS = d_1GS_1 + d_2GS_2 + d_3GS_3 + d_4GS_4 + d_5GS_5$, (6.6)

Расход извести: $LD = d_1LD_1 + d_2LD_2 + d_3LD_3 + d_4LD_4 + d_5LD_5$, (6.7)

Расход собирателя: $CD = d_1CD_1 + d_2CD_2 + d_3CD_3 + d_4CD_4 + d_5CD_5$, (6.8)

Расход вспенивателя: $FD = d_1FD_1 + d_2FD_2 + d_3FD_3 + d_4FD_4 + d_5FD_5$, (6.9)

где: d_1, d_2, d_3, d_4, d_5 - доля руды типа 1,2,3,4,5 в руде текущей добычи;

$GS_1, GS_2, GS_3, GS_4, GS_5$ - содержание класса – 74 мкм для руды типа 1,2,3,4,5;

$LD_1, LD_2, LD_3, LD_4, LD_5$ - расход извести для руды типа 1,2,3,4,5;

$CD_1, CD_2, CD_3, CD_4, CD_5$ - расход собирателя для руды типа 1,2,3,4,5;

$FD_1, FD_2, FD_3, FD_4, FD_5$ - расход вспенивателя для руды типа 1,2,3,4,5;

Предустановленные функции были использованы в качестве базового уровня в локальных системах автоматического регулирования процесса измельчения и флотации. Использование процедуры определения сортности руды и расчета базовых уровней расходов реагентов повышает эффективность автоматического управления.

6.3. Разработка и испытания системы автоматизированного управления процессом флотации на основе опережающего контроля сортности руды и с использованием критериев оптимизации

Разработанный алгоритм был проверен в действующей АСУТП процессов измельчения и коллективной флотации обогатительной фабрики. Схема системы автоматизированного регулирования, приведенная на рисунке 6.5, обеспечивает регулирование расходов реагентов с учетом вещественного состава и сортности руды и показателей обогащения.

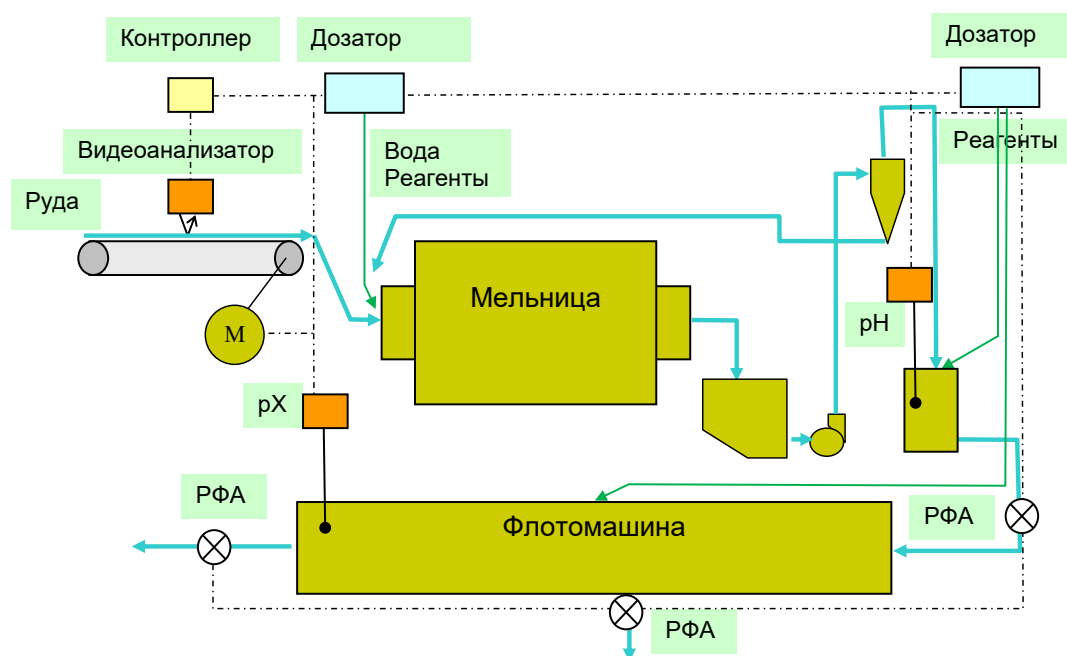


Рисунок 6.5. Схема системы автоматического регулирования процессов измельчения и коллективной флотации. Средства измерений: рН – датчик рН среды; РФА – датчик вещественного состава; рХ – датчик концентрации собирателя

Система автоматизированного управления процессами измельчения и флотации включала анализатор минерального состава руды, датчики вещественного состава измельченной руды и продуктов обогащения (рентгенофлуоресцентные анализаторы, РФА), ионометрические датчики рН среды и спектральный датчик концентрации собирателя. Система работает в

непосредственном контакте с подсистемой поддержания расхода твердого и плотности пульпы в операции измельчения и классификации, которая оснащена датчиками измерения расхода руды, воды и шаров, а также измерителями плотности (на схеме не показаны). Все используемые датчики связаны информационными сетями с управляющим контроллером, который рассчитывает и выдает уставки (задания) на дозаторы флотационных реагентов.

Для корректировки используемой модели сортности руды используются показания датчиков элементного состава медно-молибденового концентрата и хвостов медно-молибденовой флотации (на схеме не показаны).

Оценка сортности руды проводилась по данным рентгенофлуоресцентного анализа исходной руды, получаемого от погружного анализатора Amdel-ISA, установленного в зумпфе разгрузки измельченной руды, визиометрического анализатора сортности руды на конвейере №23, подающем мелкодробленую руду в мельницу МШЦ-1А отделения измельчения-флотации. Для измерения остаточной концентрации собирателя использовали жидкую фазу пробы хвостов контрольной коллективной флотации, отбираемой пересечным прободоотборником системы ПРО-1 прободоставки анализатора АР-31. Экстракция собирателя проводилась в нормальный гексан. Анализ концентрации собирателя проводился спектральным методом на спектрофотометре

Алгоритм распознавания руды на основании данных элементного и минерального состава руды и с учетом поглотительной способности пульпы описан в разделе 6.2.

Результаты измерений, представленные на рисунке 6.6, показывают, что изменение состава руды происходит достаточно плавно, что соответствует характеристикам передаточного звена бункер – транспортер. Средние доли типов руд в период испытаний были близки к среднестатистическим для предыдущего длительного временного интервала подачи руд (ноябрь – декабрь 2018 г.).

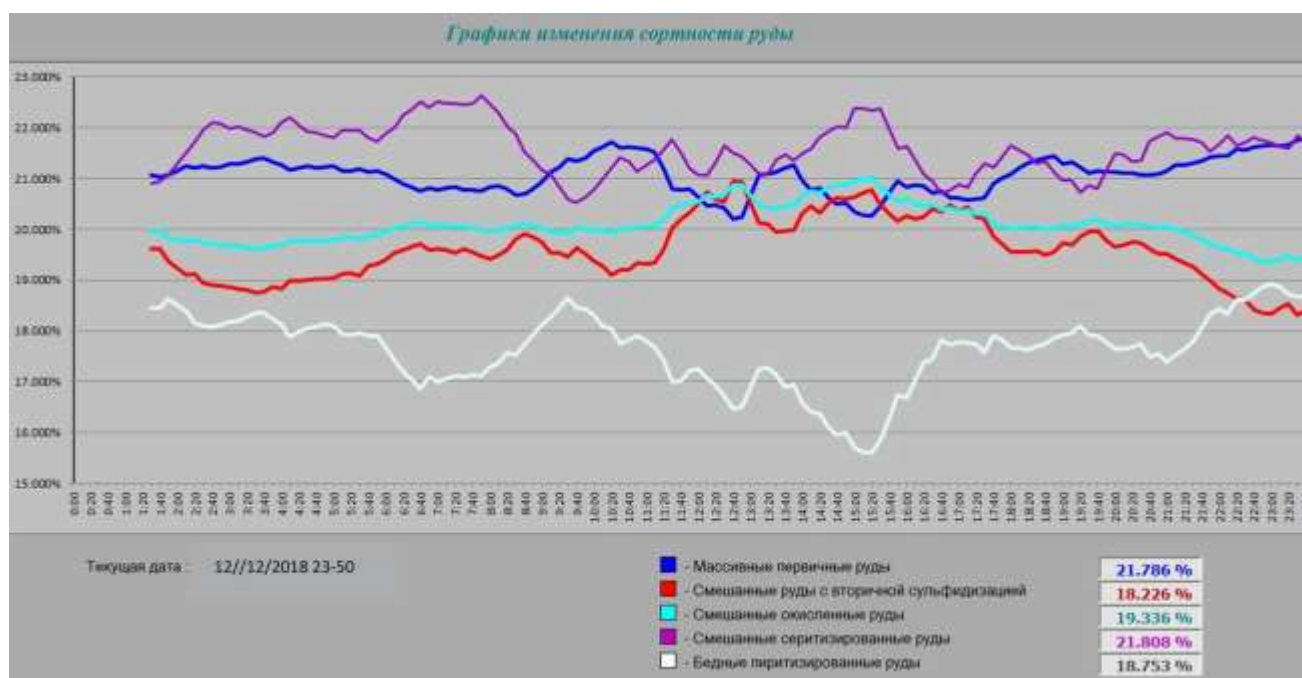


Рисунок 6.6 – График изменения сортности руды на конвейере питания
мельницы МШЦ-1А

Результаты проверки показали, что применение разработанного алгоритма управления, включающего применение экономико-ориентированных критериев оптимизации, позволяет повысить эффективность обогащения медно-молибденовых руд (таблица 6.5).

Таблица 6.5 - Результаты испытаний алгоритма управления реагентным режимом коллективной медно-молибденовой флотации

Режим испытаний	Расход, г/т		рН	β_{Cu} , %	β_{Mo} , %	β_{Fe} , %	ε_{Cu} , %	ε_{Mo} , %	ε_{Fe} , %	Q_t , USD/т
	собира- теля	вспени- вателя								
Базовый	15,1	7,3	10,15	13,65	0,24	10,45	90,37	32,03	29,26	5,34
Разрабо- танный	15,3	7,3	10,36	14,22	0,26	9,12	90,41	34,65	24,93	5,25

Оценка экономического эффекта от использования производилась на основе расчета снижения приведенных потерь ценных компонентов с 1 т руды, составившая 9 центов на 1 т руды. В пересчете на производительность секции и

с учетом увеличения затрат на реагенты расчетный экономический эффект составит 145 тыс. долларов США.

Выводы к главе 6.

1. В качестве параметра сортности руды предложено использовать приведенную поглотительную способность руды по отношению к используемому собирателю, рассчитываемую как отношение разности расчетной и измеренной концентрации собирателя к расчетной. Показано, что включение данного параметра снижает относительную дисперсию для зависимостей выходов отдельных типов руды с 0,26-0,28 до 0,21-0,23. Такое снижение позволяет сделать заключение о повышении адекватности модели и повышении точности определения сортности перерабатываемой руды.

2. Полученные зависимости извлечений металлов и критерия оптимизации в коллективной медно-молибденовой флотации от крупности измельчения и рН среды при измельчении и коллективной флотации различных типов руд показывают, что по отдельным параметрам (извлечениям меди, молибдена и железа) невозможно определить наилучшие условия технологического процесса. Наилучшие условия процесса находим с использованием функции Q_c , зависимости которой от крупности измельчения характеризуются наличием выраженного минимума, соответствующего оптимальной области.

3. Определены наилучшие условия технологического процесса коллективной флотации для различных типов руд (рН среды, крупность измельчения, базовые расходы основных реагентов), которые являются основой для расчета установочных функций модель-ориентированной системы автоматического регулирования процессов измельчения и флотации на основе оценки сортности руды.

4. Разработан и проверен в действующей АСУТП обогатительной фабрики алгоритм автоматизированного регулирования расходов реагентов с учетом элементного и вещественного состава, поглотительной способности пульпы по отношению к собирателю, предполагающий выбор параметров процессов с использованием экономико-ориентированного критерия оптимизации.

Ожидаемый экономический эффект от снижения приведенных потерь ценных компонентов с 1 т руды составил 9 центов на 1 т перерабатываемой руды. В пересчете на производительность секции и с учетом увеличения затрат на реагенты расчетный экономический эффект составит 145 тыс. долларов США.

Основные выводы по работе

1. Усовершенствованы и разработаны новые комплексные критерии оптимизации процессов обогащения медно-молибденовых руд, учитывающие влияние технологических и экономических факторов на конечную эффективность процессов измельчения и флотации, учитывающие элементный и минеральный состав руды, флотируемость ценных компонентов, цены металлов, и отражающие влияние на эффективность обогащения селективности флотации и качества получаемых концентратов.

2. Разработана спектральная методика измерения концентрации аллилового эфира амилксантогеновой кислоты в водной фазе пульпы. С использованием разработанной спектральной методики установлены зависимости остаточной концентрации неионогенного собирателя AeroMX-5140 от его расхода, крупности измельченной руды и pH водной фазы пульпы в коллективной медно-молибденовой флотации, обосновывающие возможность использования концентрации неионогенного собирателя в качестве информационного параметра при оптимизации флотационного процесса.

3. Разработана методика определения оптимальной крупности измельчения медно-молибденовой руды, использующая регрессионную модель, связывающую снижение извлечения меди, молибдена, пирита в операции коллективной флотации вследствие уменьшения концентрации собирателя в водной фазе пульпы и учитывающая влияние уменьшения концентрации собирателя при повышении степени измельченности руды. Разработанная методика применена для расчета оптимальной крупности измельчения медно-молибденовой руды на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт».

4. Разработана усовершенствованная методика градиентной оптимизации реагентных режимов флотационного обогащения медно-молибденовых руд с использованием полного факторного эксперимента, использующая однокритериальный алгоритм и технологические экономические-критерии эффективности, обеспечивающие наиболее точное определение области оптимальных технологических режимов. Разработанная методика использована

в программно-методическом обеспечения лабораторных исследований на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт».

5. Разработан алгоритм управления процессами измельчения и флотации на основе опережающей оценки сортности перерабатываемых руд, предусматривающий применение в качестве критерия при определении сортности типовых руд величины поглотительной способности по отношению к собирателю и использование технолого-экономических критериев для определения оптимальных параметров технологических процессов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абрамов А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Том 3. Книга 1. Учебник для вузов. - М.: изд. МГГУ, 2005. – 575 с.
2. Абрамов А.А. Флотация. Физико-химическое моделирование процессов: Учебное пособие. М.: Горная книга, 2010. — 607 с
3. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: Том 1. Обогащительные процессы. М.: Горная книга, 2008. -417с.
4. Авдохин В.М., Петров И.М. Технологическо-экономический метод оптимизации глубины обогащения труднообогатимых руд // Горный журнал. - 2009. - №1. - С. 19-25.
5. Авдохин В. М., Абрамов А. А. Окисление сульфидных минералов в процессах обогащения. – М.: Недра, 1989. – 560 с.
6. Авторское свидетельство № 629477. Способ определения флотационной активности сульфидного минерала / Дмитриева Г.М., Околович А.М., Богачев В.И., Мозолькова Е.А., Оpubл. Б.И.№39, 25.10.78.
7. Азарян А.А., Бызов В.Ф. Кузьменко А.Б. Разработка методов и средств оперативного контроля качества минерального сырья при его добыче и переработке // Горный журнал, 2002. - №3. - С. -65-68.
8. Алгебраистова Н.К. Исследование руд на обогатимость (учебное пособие для вузов). СФУ, Красноярск. -2009. – 123 с.
9. Алексеев В.Н. Количественный анализ. М.: Химия, 1972. – 473 с.
10. Алоян П.Г. Минерально-сырьевая база цветной металлургии Армении // Горный журнал. - 2003. - №2.- С. 33-36.
11. Аполицкий В.Н. Способ перспективной оценки качества минерального сырья // Материалы 4-го конгресса обогатителей стран СНГ. – М.: МИСиС. -2002. -Т.2. –С. 248-250.
12. Асончик К.М., Чаплыгин А.М. Испытания нового режима обогащения медно-молибденовых руд на Алмалыкском комбинате // Обогащение руд. –2000. -№ 2. – С.12-14.
13. Батаа Л., Авдохин В.М. Оптимизация режимов коллективной и селективной флотации на основе оперативного рентгенофлуоресцентного

анализа пульпы // Горный информационно-аналитический бюллетень. -2009. - №1. -С.281-287.

14. Баатархуу Ж., Технология обогащения медно-порфировых руд на основе изучения их генетико-морфологических особенностей, Эрдэнэт, 2006. - 182 с.

15. Байборodin Б.Я., Федорова С.В., Перфильев Ю.В. Исследование и разработка ресурсосберегающих технологических процессов // Матер. 3-го Конгр. обогатителей стран СНГ, 2001. - М.:МИСиС. – С.68-69.

16. Баласанян С.Ш. Математическая модель формирования показателя экономической эффективности передела измельчения Каджаранской обогатительной фабрики // Обогащение руд. – 2012. – № 4. – С. 46–50.

17. Барский Л.А., Козин В.З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. -М.: Недра, 1978. -380с.

18. Башлыкова Т.В. Оценка качества минерального сырья с использованием современных систем анализа изображений // Мир измерений. - 2003. - № 10 - С. 4-11.

19. Блатов И.А., Зеленская Л.В., Андреев Е.Е., Тихонов О.Н. Исследование процессов рудоподготовки и флотации с помощью компьютерного моделирования // Горный вестник. – 1999. - №2-3. - С. 58- 62.

20. Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К., Янис Н.А. Теория и технология флотации руд. - М.: Недра, 1990. - 364 с.

21. Бодуэн А.Я., Мельничук М.С., Петров Г.В., Фокина С.Б. Исследование обогатимости медно-порфировых руд Алданского региона // Международный научно - исследовательский журнал. -2018. - № 3 (69). – С.68-74.

22. Бондаренко В.П., Яценко В.Н., Андреев Е.Е., Тихонов О.Н. Расчет флотофракционного состава и прогноз показателей при флотации различных типов сырья для ОФ ГМК "Печенганикель" // Цветные металлы. -2001. -№8. - С.102-105.

23. Бочаров В.А., Хачатрян Л.С., Игнаткина В.А., Баатархуу Ж. Исследования усовершенствованного реагентного режима флотации порфировых медно-молибденовых руд // Физико-технические проблемы

переработки рудных полезных ископаемых. -2008. -№1. –С.27-31.

24. Бочаров В.А. Технология обогащения полезных ископаемых» М.: Руда и металлы, т.1 – 470 с., т.2 – 405 с.

25. Бямбадорж Н., Буянтогтох Н., Коробко В.Н. Компьютерное оперативное планирование по сортам руд при помощи планов добычных блоков на рудных карьерах // Сб. докл. Науч.-техн. конференции, Монголия, СП «Эрдэнэт». - г. Эрдэнэт, 2004. – С.75-79.

26. Вайсберг Л.А., Круппа П.И., Баранов В.Ф. Развитие техники и технологии подготовки руд к обогащению // Цветные металлы. - 2002. - № 2.-С. 38-45.

27. Ганбаатар З., Зимин А. В., Соловьева Л. М., Назаров Ю.П. Совершенствование технологии обогащения медно-молибденовых руд месторождения Эрдэнэтийн-Овоо // Горный журнал, 2010. - №10. – С.34-36.

28. Ганбаатар З. Назаров Ю.П., Полянский М. В. Проектные решения при реконструкции главного корпуса КОО "Предприятие "Эрдэнэт" с применением оборудования ЗАО "НПО РИВС" // Горный журнал. - 2010. - № 10. - С. 87-92

29. Ганбаатар З., Лодойравсал Ч., Дэлгэрбат Л., Дуда О.М., Морозов В.В. Обогащение медно-молибденовых руд с применением комплексного радиометрического анализа сортности руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. -2011. -№ 11. -С.176-182.

30. Ганжаргал С. Методы разделения рудопотоков по качеству при планировании горных работ при открытой разработке месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» // Маркшейдерия и недропользование. -2006. -№ 4. -С.29 31.

31. Гапонов Г.А., Санакулов К.С., Колтунова Л.Н. Исследование и совершенствование технологии обогащения медно-молибденовых руд Алмалыкского горно-металлургического комбината // Сб. докл. Науч. – практ. конф., Эрдэнэт, 2001. – С.177- 179.

32. ГОСТ Р 57987-2017 Композиты полимерные. Инфракрасная спектроскопия. Многомерный количественный анализ. Дата введения 2018-06-01.

33. Гэзэгт Ш., Соколов В. И., Ганбаатар З., Баатархуу Ж.,

Совершенствование процесса коллективной медно-молибденовой флотации // Горный журнал. - 2004. - №8. – С.63-65.

34. Давааням С., Дэлгэрбат Л., Лхагва Ж., Кокорин А.М. и др. Оптимизация подачи сернистого натрия в коллективном цикле флотации медно-молибденовых руд на обогатительной фабрике ГОКа Эрдэнэт // Обогащение руд. – 1997. -№6. - С.17-22.

35. Давааням С., Сатаев И.Ш., Карнаухов С.Н., Десятов А.М., Херсонский М.И. Технология обогащения медно-молибденовых руд с применением собирателя S-730G // Цветные металлы. – 2000. - № 8. – С.68-70.

36. Даминдсүрэн М., Туяа Ц., Оюунс Орэн П. Технологические особенности флотации халькопиритовых руд месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» // Материалы 6-го конгресса обогатителей стран СНГ, МИСиС, 2005. – С.108-110.

37. Десятов А.М., Херсонский М.И., Сатаев И.Ш. Освоение беспропарочной технологии флотации руд месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» с применением селективных собирателей // Сб. докл. Науч. – практ. конф., Эрдэнэт, 2001. – С.124- 134.

38. Дорошенко М.В., Башлыкова Т.В. Минералогия руд и продуктов обогащения: учеб. пособие. М.: ИД МИСиС, 2005. - 230 с.

39. Дэлгэр Р., Баатархуу Ж., Туяа Ц., Десятов А.М., Херсонский М.И. Совершенствование схемы и реагентного режима медно-молибденовой флотации в цикле доводки «чернового» концентрата на обогатительной фабрике КОО «Предприятие Эрдэнэт» // Цветные металлы. - 2012. - № 2. - С. 21–24.

40. Дэлгэрбат Л., Авдохин В.М. Моделирование и системные исследования процесса коллективной медно-молибденовой флотации // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. - № 1. – С.35-39.

41. Игнаткина В. А., Бочаров В. А., Степанова В. В., Кустова Т. И. Исследование модифицированных дитиофосфатов для флотации сульфидных минералов меди, железа, цинка и золота // Обогащение руд. - 2005. - № 6. -С.17-21.

42. Изюитко В.М. Особенности минералов и руд, определяющих их технологические свойства // Топорковские чтения. Межд. науч. горно-геол.

конф. Рудный, 1999, вып.4. Рудный, 1999. - С.310-317.

43. Каресвуори Я. Усовершенствованное управление процессами обогащения. // Обогащение руд – цветные металлы. – 2001, - №6. – С.21-24.

44. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость. Учебное пособие // Издательство УГГУ, Екатеринбург, 2009. - 380 с.

45. Козин В.З., Нестерова Т.В., Тюрина Г.Л. Опробование и автоматизация обогатительных фабрик // Изв. Вузов Горный журнал. - 2002. - №2. - С. 54-57.

46. Ларичкин Ф. Д., Азим Иброхим, Глущенко Ю.Г., Новосельцева В.Д., Алиева Т. Е. Методические подходы к оптимизации комплексной переработки минерального сырья// Цветные металлы. - 2011. - №4. - С.20-23.

47. Массовая концентрация ксантогенатов в водах. Методика выполнения измерений экстракционно-фотометрическим методом. РД 52.24.390-2009. Разработчики Л.В. Боева, канд. хим. наук, Е.Л. Селютина. Гидрохимический институт Росгидромета. - 2009. -38 с.

48. Машевский Г.Н. Разработка научных основ и внедрение новых методов оптимизации реагентного режима в практику флотационного обогащения руд цветных металлов на базе средств ионометрии: Автореф.дис. ... докт. техн.наук.- Л., 1989.- 39 с.

49. Машевский Г. Н., Хейккинен С., Исокангас А. Новая система компьютерного управления процессом флотации // Обогащение руд. -2007. - № 1. - С. 45–48.

50. Машковец Г.А. Современное состояние минерально-сырьевой базы отечественной металлургии // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. - 2007.-№5. –С.

51. Мелик-Гайказян В.И., Емельянова Н.П., Юшина Т.И. Методы решения задач теории и практики флотации: Учебное пособие. - М.: Издательство «Горная книга», 2013. — 363 с.

52. Морозов В.В. Управление процессами обогащения на основе измерения параметров сортности руд // Горный информационно-аналитический бюллетень.- 2005. –№7. -С. 316-319.

53. Морозов В.В., Топчаев В.П., Улитенко К.Я., Ганбаатар З., Дэлгэрбат

Л. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. М.: ИД "Руда и Металлы", 2013. - 512 с.

54. Морозов В. В., Пестряк И. В., Эрдэнэзуул Ж. Влияние концентрации неионогенного собирателя — аллилового эфира амилксантогеновой кислоты на флотацию медно-молибденовых руд // Цветные металлы. - 2018. - №11. –С.14-20.

55. Морозов В.В., Эрдэнэзуул Жаргалсайхан. Оптимизация процессов измельчения и флотации с применением модель-ориентированных критериев // Труды международной конференции «Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья» (Плаксинские чтения - 2017), Красноярск, 12-15 сентября 2017 г. – С. 244-247.

56. Морозов В.В., Эрдэнэзуул Жаргалсайхан. Оптимизация процесса флотации с применением экономических критериев // Труды XI Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва, МИСиС, 13-15 марта 2017 г. –С.161-164.

57. Морозов Ю.П. Проектирование обогатительных фабрик. Часть 1. Екатеринбург, 2009. - 488 с.

58. Мэргэнбаатар Н. Повышение эффективности флотации медно-молибденовых руд регулированием реагентного режима в условиях применения многокомпонентных собирателей, Автореферат дисс. ... канд.техн.наук, М., МГГУ, 2005, - 18 с.

59. Наранхуу Х., Чертков Ю. А., Ганбаатар З., Гэээгт Ш. Повышение эффективности обогатительного производства на СП «Эрдэнэт» // Горный журнал. - 2004. - №8. – С.51-56.

60. Новиков А.А., Благутин Ю.Л., Пинчуг А.В. Задачи укрепления и расширения минерально-сырьевой базы цветной металлургии России. // Горный журнал. – 2003. -№10. – С.59-62.

61. Отгонбилэг Ш. Управление рудной массой. – М.: Недра. – 1996. – 173 с.

62. Отгонбилэг Ш. Научные основы управления качеством рудной массы // Горный журнал. – 1998. - №2. –С.30-33.

63. Плаксин И.Н. Избранные труды "Обогащение полезных ис-

копаемых". - М.: Наука, 1970.- 310 с.

64. Плеханов Ю.В., Жуковецкий О.В., Сорокер Л.В. О подходе к построению управляющих моделей флотационного процесса // Материалы 6-го конгресса обогатителей стран СНГ, МИСиС, 2005. -С.250-251

65. Плеханов Ю.В., Жуковецкий О.В., Сорокер Л.В. Способ и устройство для оперативного контроля технологических свойств руд цветных металлов // Докл. 3 конгр. обогатителей СНГ, МИСиС, 2001. - М.: Альтекс, 2001. - С.214-215.

66. Попов В.Н., Руденко В.В., Ахмедов А.М. и др. Влияние горно-геологических и технологических характеристик месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо» на показатели полноты и качества их извлечения из недр // Обогащение руд. – 2001. -№3, С.4-8.

67. Пудов В.Ф., Рамазанов Б.Ф., Ибраев С.Я., Адлер С.С. Разделение коллективных концентратов в присутствии вторичных медных минералов по ионному составу пульпы // Горный журнал. -1998. -№4. -С. 45-48.

68. Сатаев, И.Ш., Баранов В.Ф. О мировой практике обогащения медно-порфириновых руд (обзор) // Обогащение руд. - 2011. - № 4. - С. 45-49.

69. Сивкова Р.И., Воронина Л.В. Молодцова В.И. Способ количественного определения эфиров ксантогеновых кислот. Патент СССР № 726472. Опубликовано 05.04.1980. БИ №7.

70. Соколов В.И., Морозов В.В. Повышение эффективности обогащения смешанных медно-молибденовых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2004, - №7. – С. 305-307.

71. Соложенкин П.М., Кондратьев С.А., Ангелова Е.И. Квантово-механические представления флотации пирита // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2013. - №5. - С. 166-179.

72. Сорокер Л.В. Управление параметрами флотации. М.: Недра, 1979. - 232 с.

73. Старчик Л.П. Ядерно-физические методы контроля минерального сырья и продуктов обогащения // Обогащение руд. -2006. -№2. -С.32-36.

74. Статистические методы повышения качества / Перевод с англ.: Под ред. Х.Кумэ. - М.: Финансы и статистика, 1990. — 301с.

75. Технологическая инструкция по обогащению медно-молибденовых руд на обогатительной фабрике совместного Монголо-Российского предприятия «Эрдэнэт», Монголия, г. Эрдэнэт, 2014. - 194 с.

76. Тихонов О.Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1984. – 220 с.

77. Топчаев В.П., Федин Г.В. Новые средства и системы управления процессами флотации // Материалы 6-го конгресса обогатителей стран СНГ, МИСиС, 2005. -С.121-123.

78. Трубецкой К.Н. Современное состояние минерально-сырьевой базы и горнодобывающей промышленности России // Горный журнал. -1995. -№1. - С.3-7.

79. Улитенко К.Я., Соколов В.И., Кузнецов А.Ф. Оптимизация режимов измельчения с использованием автоматизированных систем управления // Горный журнал. -2005. -№2. –С.61-65.

80. Херсонский М.И., Десятов А.М., Дэлгэр Р. Разработка эффективных реагентных режимов флотации медно-молибденовых пирит-содержащих руд с применением композиций различных собирателей / Сб. научных трудов ФГУП Институт Гинцветмет. - 2008. - С. 83- 94.

81. Цыпин Е.В. Оценка технологической эффективности процессов обогатительной технологии // Известия Вузов. Горный журнал. – 2001. - №5. - С. 16-21.

82. Харитонов Ю.Я., Джабаров Д.Н., Григорьева В.Ю. Количественный анализ. Физико-химические методы анализа. - 2012. - 368 с.

83. Чантурия В.А. Научное обоснование и разработка инновационных процессов комплексной переработки минерального сырья // Горный журнал, 2017. - №7. - С. 7-13.

84. Чантурия В.А. современное состояние и основные направления развития технологии комплексной переработки минерального сырья цветных металлов // Цветные металлы. -2016. -№ 11. - С. 11-18.

85. Чаплыгин А.Н., Гапонов Г.А., Асончик К.М. и др. Совершенствование технологии обогащения медно-молибденовых руд // Обогащение руд. – 1999. - № 8. – С.27-30.

86. Эрдэнэзул Ж., Морозов В.В. Оптимизация крупности измельчения медно-молибденовых руд с использованием модель-ориентированных критериев // Горный информационно-аналитический бюллетень. -2018. -№ 8. -С. 176-183.

87. Эрдэнэзул Жаргалсайхан, Морозов В.В. Оптимизация реагентных режимов флотации медно-молибденовых руд с применением экономико-ориентированных критериев // Горный информационно-аналитический бюллетень. -2019. -№ 3. -С.210-220.

88. Эрдэнэзул Жаргалсайхан, Тумэн-Аюуш Батмунх, Морозов В.В. Совершенствование реагентного режима молибденовой флотации с применением критерия оптимизации – функции приведенных потерь / Труды XXIV Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». –Екатеринбург. -2019. – С. 31-34.

89. Эрдэнэзул Ж., Морозов В.В. Исследование влияния крупности измельчения на концентрацию собирателя и флотацию медно-молибденовых руд / В сборнике: Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. 2018. - С. 451-455.

90. Эрдэнэзул Жаргалсайхан, Тумэн-Аюуш Батмунх, Морозов В.В. Оптимизация обогащения медно-молибденовых руд с использованием комплексной системы технологических и экономических критериев // труды Конгресса обогатителей стран СНГ 2019, М.: МИСиС. –С.107-110.

91. Эрдэнэзул Ж., Морозов В.В. Исследование влияния крупности измельчения на концентрацию собирателя и флотацию медно-молибденовых руд / в сборнике: Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. 2018. - С. 451-455.

92. Ametov I., Grano S. R., Zanin M., Gredelj S. Copper and Molybdenite Recovery in Plant and Batch Laboratory Cells in Porphyry Copper Rougher Flotation. XXIV International Mineral Processing Congress (IMPC 2008), Beijing, 2008. –

Pp.1129-1137.

93. Barnes D.E. Pohlandt-Watson C. Separation and determination of the sulphhydryl flotation collectors using ion-interaction chromatography // Fresenius' Journal of Analytical Chemistry. -1993. -345. - Pp. 36–42.

94. Bartolacci D., Bouajila A. Application of multivariate tools to mineral processing data analysis and modelling: flotation case // Future Trends in automation in mineral and metal processing. – Preprints of IFAC Workshop, Finland, 22-24 August 2000. – IFAC, Copy-set Oy, Helsinki, 2000. - Pp.188-193.

95. Bergh L.G., Yiantos J.B. Improving controllability on flotation columns / Proc. of the XXI international mineral processing congress, Rome, Italy, 2000. – Elsevier, Amsterdam, 2000. – V. C. – Pp.24-31.

96. Bhadani K., Asbjornsson G., Hulthén E., Evertsson M. Comparative Study of Optimization Schemes in Mineral Processing Simulations / Proceedings of XXIX International Minerals Processing Congress, Moscow, Russia, 2018. – Pp. 1145 – 1148.

97. Box G., Wilson K. On the Experimental Attainment of Optimum Conditions. Journal of the Royal Statistical Society. -1951. – B. - 13, - Pp. 1–45.

98. Bruckard W.J., Sparrow G.J., Woodcock J.T., A review of the effects of the grinding environment on the flotation of copper sulphides // International Journal of Mineral Processing. - 2011. - 100(1-2). - Pp. 1-13.

99. Cabrera W.J., Maldonado E.S., and Ríos H.E. Effect of dodecyl alcohol on the potentiometric response of an isopropyl xanthate ion-selective electrode // Journal of Colloid and Interface Science. – 2001. -237(1). - Pp. 76 – 79.

100. Carvalho M.T., Durao F. Strategies for fuzzy control of a water/air column / Proc. of the XXI international mineral processing congress, Rome, Italy, 2000. – Elsevier, Amsterdam, 2000. – V. C. – Pp.17-23.

101. Castro S., Lopez-Valdivieso, A., Laskowski, J.S., Review of the flotation of molybdenite. Part I: Surface properties and floatability // International Journal of Mineral Processing. - 2016. – 148. - Pp.48–58.

102. Chanturiya V.A. innovation-based processes of integrated and high-level processing of natural and technogenic minerals in Russia / Proceedings of 29th International Mineral Processing Congress. 2019. Moscow. – Pp. 3-12.

103. Çilek E.C. Umucu Y. A statistical model for gangue entrainment into froths in flotation of sulphide ores // Minerals Engineering. -2001. -14(9). - Pp. 1055-1066.
104. Erdenezul Jargalsaikhan¹, Khurelchuluun Ishgen. Process optimization of grinding and flotation of copper-molybdenum ores with the use of model-based criteria / proceedings of 22nd International Conference on Environment and Mineral Processing, 2018, VŠB – Technical university of Ostrava, Czech republic. - Pp. 165-170.
105. Grujic M., Salatic D., Grujic V. Floatability of Copper, Gold and Platinum Minerals in Function of liberation Rate and Applied Collectors / Proceedings of the Xth International Mineral Processing Symposium Cesme-Izmir, Turkey, 2004. - Pp. 439-448.
106. Hao F., Davey K.J., Bruckard W.J. Woodcock J.T. Online analysis for xanthate in laboratory flotation pulps with a UV monitor // International Journal of Mineral Processing. – 2008. -89 (1–4). - Pp. 71 – 75.
107. Hao F.P., Silvester E., David Senior G. Spectroscopic characterization of ethyl xanthate oxidation products and analysis by ion interaction chromatography // Analytical Chemistry. – 2000. -72(20). - Pp. 4836–4845.
108. CHEN S H, GONG W Q, MEI G J, ZHOU Q, BAI C P, XU N. Primary biodegradation of sulfide mineral flotation collectors // Miner Eng. – 2011. - 24(8). - Pp.953–955.
109. Hodouin D, Mazzour E.H. Robustness of as a function of process disturbances dynamics. Mineral Process Modeling, Simulation and Control Conference, Laurentian University, Sudbury, Canada. – 2006. - Pp. 393–408.
110. Hu Y., Sun W., Wang D. General review of electrochemistry of flotation of sulphide minerals. In Electrochemistry of Flotation of Sulphide Minerals, Springer Berlin Heidelberg, 2009. – Pp. 1–19.
111. Hulbert D.G. Simulation, Control and Modelling of Mineral Processing / proceedings of XXII International Mineral Processing Congress, Cape Town, South Africa, 2003. – Pp. 116-126.
112. Hyotyniemi H., Koskinen K., Saloheimo K. Calibration of an X-ray fluorescence analyzer using clustered components // Future Trends in automation in

mineral and metal processing. – Preprints of IFAC Workshop, Finland, 2000. – IFAC, Copy-set Oy, Helsinki, 2000. - Pp. 219-224.

113. Karliu L., Ranlancii S. // User's Experience of Outokumpu Expert System at Outokumpu Plants // Powder Technology.-1992. -69. -Pp. 123-130.

114. Lachance L, Poulin E. Hodouin D, Desbiens A Tuning stationary observers: Application to a flotation unit simulator / Proc. of IFAC MMM Automation, Qubec City, 2007. Canada. - Pp. 312-319.

115. Lalla, B., Knights, B.D.H. & Steenkamp, C.J.H. Online Measurement of Xanthate in Flotation Circuits by Means of UV Spectrophotometry / Proceedings of 48th Annual Conference of Metallurgists COM – 2009. - Sudbury, Canada, - 2009. – Pp. 46-48.

116. J. Leja. Surface chemistry of froth flotation. Plenum Press, 1982. -329 p.

117. López A. Valdivieso A.A. Sánchez López, Song S. On the cathodic reaction coupled with the oxidation of xanthates at the pyrite/aqueous solution interface // International Journal of Mineral Processing. - 2005. - 77(3). – Pp. 154 – 164.

118. Lotter N.O. Bradshaw D.J. The formulation and use of mixed collectors in sulphide flotation // Minerals Engineering. - 2010. - 23(11–13). – Pp. 945 – 951.

119. Malewski J, Krzeminska M. Dependence of mine revenue on the grade of copper concentrate // Physicochem. Probl. Miner. Process. – 2012. - 48(2). - Pp. 545 – 554.

120. Malik A.K. Faubel W. Capillary electrophoretic determination of dithiocarbamates and ethyl xanthate // Fresenius' Journal of Analytical Chemistry. - 2000. - 367. - Pp. 211–214.

121. Morozov V., Bokányi L., Ulitenko K. et al. Modern systems and model-based algorithms for automatic control of mineral processing process / Proceedings of 18th Mediterranean Conference on Control and Automation, MED'10 Conference Proceedings. Marrakech, 2010. - Pp. 237-242.

122. Papalambros, P.Y., Wilde, D.J., Principles of optimal design: modeling and computation, Third ed. Cambridge University Press, New York, NY; Cambridge, United Kingdom. - 2017. – 376 P.

123. Sbárbaro D., Villar R. Advanced Control and Supervision of Mineral

Processing Plants. - Springer-Verlag, London Limited, 2010. – 332 p.

124. Schena G.D., Gochin R.G. Application of engineering economics methods to decision making in mineral processing / Proc. of the XIX Int. Mineral Processing Congress, San Francisco, 1995. - Littleton, Colorado, USA. – 1995. – V. 1. – Pp. 267 – 272.

125. Sun X., Forsling W. The degradation kinetics of ethyl-xanthate as a function of pH in aqueous solution // Minerals Engineering. – 1997. - 10(4):389.– Pp. 400-412.

126. Triffett B., Veloo C., Adair B.J. Bradshaw D., 2008. An investigation of the factors affecting the recovery of molybdenite in the Kennecott Utah Copper bulk flotation circuit // Minerals Engineering. 2004. - 21(12–14), -Pp. 832-840.

127. Trudgett M. The ultra-trace levels analysis of xanthates by high performance liquid chromatography. Master's thesis, University of Western Sydney, 2005. -145 p.

128. Valdivieso A. López, Sánchez López A.A., Song S. On the cathodic reaction coupled with the oxidation of xanthates at the pyrite/aqueous solution interface // International Journal of Mineral Processing. – 2005. -77(3). – Pp. 154 – 164.

129. Vazifeh Y., Jorjani E., Bagherian A. Optimization of reagent dosages for copper flotation using statistical technique // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. - 2010. - 20(12). - Pp. 2371 – 2378.

130. Ylinen R., Miettunen J., Molander M., Siliamaa E.R. Vision and model based control of flotation / Future Trends in automation in mineral and metal processing. – Preprints of IFAC Workshop, Finland, 22-24 August 2000. – IFAC, Copy-set Oy, Helsinki, 2000. - Pp.475-480.

131. Vreugdenhil A.J. Brienne S.H.R, Markwell R.D., Butler I.S., Finch J.A.. Headspace analysis gas-phase infrared spectroscopy: a study of xanthate decomposition on mineral surfaces // Journal of Molecular Structure. 2008. -405(1) - Pp. 767– 777.

132. Zanin, M.; Ametov, I.; Grano, S.; Zhou, L.; Skinner, W. A study of mechanisms affecting molybdenite recovery in a bulk copper/molybdenum flotation circuit // Int. J. Miner. Process. - 2009, - 93. - Pp. 256–266.

133. Ziyadanogulları R., Aydın F., A New Application for Flotation of Oxidized Copper Ore // Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering. -2005. -Vol. 4, №2. - Pp. 67-73.



ЭРДЭНЭТ ҮЙЛДВЭР ХХК
ҮЙЛДВЭР ТЕХНИКИЙН ГАЗАР
 61027 Орхон аймаг, Баян-Өндөр сум,
 Утас: 976 (01-352) 7 15 11, Факс: 976 (01-352) 7 18 66

2019.02.18
№ 435

танай _____
-ны № _____
-т _____

АКТ

о проведении опытно-промышленных испытаний системы и программы автоматизированного управления режимами процессов измельчения и флотации медно-молибденовых руд»

В результате опытно-промышленных испытаний системы и программы автоматизированного управления режимами процессов измельчения и флотации медно-молибденовых руд с применением алгоритма определения оптимальной крупности измельчения и расходов флотационных реагентов, разработанных с участием аспиранта МИСиС Эрдэнэзул Жаргалсайхан, показаны следующие результаты (в скобках – по существующей технологии, контрольные опыты): извлечение меди в товарный концентрат – 90,1% (88,7%); содержание меди в концентрате – 21,1% (21,0%); извлечение молибдена в товарный концентрат – 52,7% (51,6%), содержание молибдена в концентрате – 49,9% (49,9%). Расходы электроэнергии и реагентов не увеличились.

Затраты на разработку программного обеспечения составили 112 тыс. долларов США. Согласно технико-экономического расчету годовой экономический эффект от реализации разработанных системы и программы составит 145 тыс. долларов США.

Разработанная система и программа показали экономическую эффективность. На основании данных испытаний предусмотрено промышленное освоение разработанной системы и программного обеспечения автоматизированного управления режимами процессов

измельчения и флотации медно-молибденовых руд с применением алгоритма определения оптимальной крупности измельчения и расходов флотационных реагентов в 2018- 2019 г.

НАЧАЛЬНИК



П.БАТБОЛОР