

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

УДК 622.765

На правах рукописи

Янгитилавова Багила Холмурзаевна

**МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ**

На соискание академической степени магистра

Название диссертации

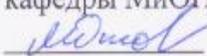
Проведение исследований по  
разработке технологии переработки  
руды месторождения  
«Гагаринское»

Направление подготовки

7M07223 – Металлургия и  
обогащение полезных ископаемых

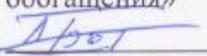
Научный руководитель:

доктор PhD, ассистент-профессор  
кафедры МиОПИ

 И. Ю. Мотовилов  
« 10 » июня 2021 г.

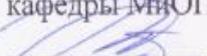
Рецензент:

к.т.н., старший научный сотрудник,  
АО «Институт металлургии и  
обогащения»

 И. В. Бондаренко  
« 9 » июня 2021 г.

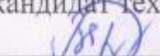
Нормоконтроль:

доктор PhD, сениор-лектор  
кафедры МиОПИ

 С. Б. Дюсенова  
« 10 » июня 2021 г.

**ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ**

заведующая кафедрой МиОПИ,  
кандидат технических наук

 М. Б. Барменшинова  
« 11 » июня 2021 г.

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

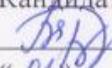
Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

7M07223 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых

**УТВЕРЖДАЮ**

Заведующая кафедрой МиОПИ,

Кандидат технических наук

 М.Б. Барменшинова

« 01 » 02 2021 г.

### **ЗАДАНИЕ**

#### **на выполнение магистерской диссертации**

Магистранту Янгитилавовой Багиле Холмурзаевне

Тема: Проведение исследований по разработке технологии переработки руды месторождения «Гагаринское»

Утверждена приказом Ректора Университета №761-м от «08» июня 2021 г.

Срок сдачи законченной диссертации «10» июня 2021 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: сульфидной свинцово-цинково-золотосодержащая руда месторождения «Гагаринское».

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

- а) изучить минералогический и химический состав, физико-механические свойства исходной руды, рациональный анализ на золото и серебро;
- б) исследовать гранулометрический состав и характер распределения металлов по классам крупности;
- в) провести отработку условий и реагентного режима флотации с использованием математических методов планирования экспериментов;
- г) на отработанном режиме флотации выполнить опыты по флотационному обогащению в замкнутом цикле;
- д) исследовать процесс сепарации в центробежном поле сил с целью выделения самородного золота;
- е) разработать оптимальную схему флотационного обогащения руды месторождения Гагаринское.

Перечень графического материала: \_\_\_\_\_ слайдов

Рекомендуемая основная литература:

1 Абрамов А.А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. – М.: Недра, 1986

2 Справочник. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования. Под редакцией д.т.н. Остапенко П.Е. – М.: Недра, 1990

3 Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самыгин В.Д. Исследования руд на обогатимость. – М.: Недра, 1974

**ГРАФИК**  
подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю и консультантам	Примечание
Введение	05.02.2021	выполнено
Аналитический обзор литературы	05.03.2021	выполнено
Методика исследований	05.04.2021	выполнено
Экспериментальная часть	05.05.2021	выполнено
Заключение	25.05.2021	выполнено

**Подписи**

консультантов и нормоконтролера на законченную магистерскую диссертацию с указанием относящихся к ним разделов диссертации

Наименование раздела	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	подпись
Введение	Мотовилов И.Ю. доктор PhD, ассистент-профессор	05.02.2021	
Аналитический обзор литературы		05.03.2021	
Методика исследований		05.04.2021	
Экспериментальная часть		05.05.2021	
Заключение		25.05.2021	
Нормоконтролер	Дюсенова С.Б. доктор PhD, сениор-лектор		

Научный руководитель  Мотовилов И.Ю.

Задание принял к исполнению обучающиеся  Янгитилавова Б. Х.

Дата

«01» февраля 2021 г.

## АҢДАТПА

Жұмыста ТМД елдерінде және Қазақстан Республикасында полиметалл кендерінің әртүрлі түрлерін өңдеу технологияларына талдау жасалған.

Осы жұмыста "Гагарин" кен орнының күрделі алтын-сульфидті кенінің байыту мүмкіндігі зерттелді және қорғасын, мырыш, алтын және күмісті барынша ықтимал алуды ала отырып, байытудың оңтайлы технологиясы әзірленді.

Заманауи талдау әдістерін қолдана отырып, "Гагарин" кен орнының сульфидті қорғасын-мырыш-алтыны бар кендерінің заттық және минералды құрамы зерттелді.

Зерттеулер нәтижесінде қорғасын, мырыш, алтын және күмістің ірілік класстар бойынша сипаттамасы анықталды.

Алынған зерттеу нәтижелерінің негізінде гравитациялық-флотациялық схема әзірленді, әзірленген схема бойынша СС бойынша техникалық талаптарға сәйкес келетін концентраттар алынды: құрамында 119,5 г/т алтыны бар гравитациялық концентрат, құрамында 36,05% қорғасыны бар өнеркәсіптік өнім, құрамында 50,83% мырышы бар мырыш концентраты, құрамында 20,50 г/т алтыны бар күміс бар алтын концентраты.

Диссертациялық жұмыс тапсырмадан, кіріспеден, 3 тараудан, қорытындыдан, әдебиеттер тізімінен тұрады. Диссертациялық жұмыс 59 беттен тұрады, 17 сурет, 22 кестемен қамтылған.

## АННОТАЦИЯ

В работе выполнен анализ технологий переработки различных типов полиметаллических руд в странах СНГ и Республике Казахстан.

В настоящей работе была исследована обогатимость упорной золотосульфидной руды месторождения «Гагаринское» и разработана оптимальная технология обогащения с получением максимально возможного извлечения свинца, цинка, золота и серебра.

С использованием современных методов анализов изучен вещественный и минеральный состав сульфидной свинцово-цинково-золотосодержащей руды месторождения «Гагаринское».

В результате исследований определен характер распределения свинца, цинка, золота и серебра по классам крупности.

На основании полученных результатов исследований разработана гравитационно-флотационная схема, по разработанной схеме получены концентраты соответствующий марке техническим требованиям по ОСТу: гравитационный концентрат с содержанием золота 119,5 г/т, свинцовый промпродукт с содержанием свинца 36,05%, цинковый концентрат с содержанием цинка 50,83%, золото-серебросодержащий концентрат с содержанием золота 20,50 г/т.

Диссертационная работа состоит из задания, введения, 3 глав, заключения, списка литературы. Диссертационная работа изложена на 59 страницах, содержит 17 рисунка, 22 таблицу.

## ANNOTATION

The paper analyzes the processing technologies of various types of polymetallic ores in the CIS countries and the Republic of Kazakhstan.

In this paper, we investigated the enrichability of the resistant gold-sulfide ore of the Gagarinskoye deposit and developed an optimal technology for processing to obtain the maximum possible extraction of lead, zinc, gold and silver.

The material and mineral composition of the sulfide lead-zinc-gold-bearing ore of the Gagarinskoye deposit was studied using modern methods of analysis.

As a result of the research, the nature of the distribution of lead, zinc, gold and silver by size classes was determined.

Based on the obtained research results, a gravity-flotation scheme was developed, according to the developed scheme, concentrates were obtained that meet the brand's technical requirements for OST: gravity concentrate with a gold content of 119,5 g / t, lead industrial product with a lead content of 36,05%, zinc concentrate with a zinc content of 50,83%, gold-silver-containing concentrate with a gold content of 20,50 g/t.

The dissertation work consists of a task, an introduction, 3 chapters, a conclusion, and a list of references. The dissertation work is presented on 59 pages, contains 17 figures, 22 tables.

## СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	10
1	Аналитический обзор литературы	12
1.1	Общие сведения о свинцово цинковом сырье	12
1.2	Минерально-сырьевая база полиметаллических руд в мире	13
1.3	Минерально-сырьевая база полиметаллических руд в Казахстане	14
1.4	Технологии обогащения полиметаллических руд	15
1.5	Анализ литературного обзора и постановка задач исследований	18
2	Методика исследований	19
2.1	Мокрый ситовой анализ руды	19
2.2	Выполнение химических анализов	19
2.3	Методы определения физико-механических свойств пробы руды	19
2.3.1	Определение плотности	19
2.3.2	Определение насыпного веса и пористости	20
2.3.3	Определение влажности	20
2.3.4	Определение крепости	21
2.3.5	Угол естественного откоса	22
2.4	Гравитационное обогащения	22
2.5	Лабораторные исследования	22
3	Экспериментальная часть	23
3.1	Объект исследований	23
3.2	Изучение вещественного состава пробы	25
3.2.1	Минералогическая характеристика пробы руды	25
3.2.2	Рентгенодифрактометрический анализ пробы руды	30
3.2.3	Выводы по вещественному составу	32
3.3	Изучение физико-механических свойств пробы руды	33
3.4	Гранулометрический анализ пробы руды	33
3.5	Отработка режима свинцового цикла флотации с использованием математических методов планирования экспериментов	35
3.5.1	Исследование кинетики флотации свинцового цикла	39
3.6	Отработка режима цинкового цикла флотации	41
3.6.1	Исследование кинетики флотации цинкового цикла	44
3.7	Проведение замкнутых опытов	48
3.8	Гравитационное выделение золота	51
3.9	Проведение опыта на хвостах гравитации по селективной схеме флотации	52

3.10	Сравнение схем замкнутого опыта на исходной руде и на хвостах гравитации	56
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	57
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	59
	ПРИЛОЖЕНИЯ А	60

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность.** Главной проблемой свинцово-цинковой отрасли является, с одной стороны, отсутствие резервных месторождений с рентабельными запасами в сфере деятельности старых горнорудных предприятий, с другой – необходимость строительства перерабатывающих комплексов в районах разведанных месторождений. Из-за отсутствия обогатительных фабрик сегодня не разрабатывается ряд месторождений свинца и цинка в различных регионах Казахстана.

Обеспеченность запасами разрабатываемых месторождений не превышает 25 лет. В то же время перспективы открытия новых месторождений свинца и цинка с высокими содержаниями полезных компонентов имеются практически во всех регионах республики.

Решение задач обогащения полиметаллических руд также затрудняется широким диапазоном колебаний содержания полезных компонентов в рудах, неравномерной и тонкой вкрапленностью ценных компонентов, наличием в рудах большого количества глины и первичных шламов. При этом золото трудно извлекается традиционными гравитационными методами с использованием центробежных концентраторов, отсадочных машин, винтовых сепараторов и короткокonusных гидроциклонов. В этих условиях разработка и усовершенствование технологий и аппаратов для выделения гравитационно извлекаемого золота из комплексных полиметаллических руд является одной из актуальных задач

Увеличение объемов добычи и переработки руды возможно за счет освоения новых месторождений, одним из актуальных месторождений является полиметаллическое месторождение Гагаринское.

Месторождение расположено в Кордайском районе Жамбылской области Республики Казахстан в 60 км к юго-западу от железнодорожной станции Отар. Район месторождения Гагаринское является небольшой частью крупнейшей на юге Казахстана геологической структуры – Шуйско-Кендыктасского антиклинория. Открыто оно в 1981 год.

В связи с выше изложенным, важной **актуальной** задачей является разработка оптимальной технологии переработки сульфидной руды месторождения «Гагаринское» с применением гравитационных и флотационных процессов обогащения.

На основании выше изложенного, **целью магистерской диссертации** является исследование сульфидных руд и разработка оптимальных технологий их переработки.

**Объектом исследования** является сульфидная свинцово-цинково-золотосодержащая руда месторождения «Гагаринское».

**Предмет исследования** – разработка гравитационно-флотационной технологии обогащения сульфидной свинцово-цинково-золотосодержащей руды с получением одноименных свинцовых, цинковых и золото-серебросодержащих концентратов.

Для достижения поставленной цели в работе решались следующие задачи:

- провести анализ литературных данных существующих способов применения полиметаллических руд;
- изучить минералогический анализ и физико-механические свойства руды, полного химического анализов, рациональный анализ на золото и серебро исходной руды;
- исследовать гранулометрический состав и характер распределения металлов по классам крупности;
- провести отработку условий и реагентного режима флотации с использованием математических методов планирования экспериментов;
- на отработанном режиме флотации выполнить опыты по флотационному обогащению в замкнутом цикле;
- исследовать процесс сепарации в центробежном поле сил с целью выделения самородного золота;
- разработать технологическую схему обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд.

**Научная новизна работы.** Введение дополнительной операции по перефлотации хвостов первой перемешки цинковой флотации с выводом золото-серебросодержащего концентрата.

**Практическая значимость** полученных результатов использовались для утверждения запасов. Решением Госкомиссии по запасам РК утверждены запасы месторождение Гагаринское по категориям С1+С2 утверждены в количестве 2257,4 тыс. тонн руды, золота – 10104 кг со средним содержанием 4,48 г/т г/т; серебра – 84,23 тонны со средним содержанием 37,31 г/т.

# 1 Аналитический обзор литературы

## 1.1 Общие сведения о свинцово-цинковом сырье

Сырье, используемое в свинцово-цинковой промышленности, относительно высокого качества. Большинство месторождений имеет комплексный состав, содержит также медь, олово, серебро, золото, кадмий.

Свинец - тяжелый металл голубовато-серого цвета, имеющий плотность  $11,34 \text{ г/см}^3$ , температуру плавления  $327,4^\circ\text{C}$ ; очень пластичный, мягкий - легко режется и прокатывается, обладает хорошими антифрикционными и антикоррозионными свойствами, устойчив к действию атмосферных осадков и многих химических реагентов, сильно поглощает гамма - и рентгеновские лучи.

Цинк - металл синевато-белого цвета, имеющий плотность  $7,1 \text{ г/см}^3$  и температуру плавления  $419,5^\circ\text{C}$ ; хорошо поддается прокатке и прессованию, устойчив к действию атмосферных осадков.

Свинец и цинк принадлежат к группе халькофильных элементов, среднее содержание в земной коре свинца составляет  $0,0016 \%$ , цинка -  $0,0083 \%$ . В природе известно более 300 минералов, содержащих свинец, и более 140 – цинк [1].

Главнейшими минералами свинца и цинка являются сульфиды, сульфосоли и карбонаты. На долю главных минералов свинца (галенита) и цинка (сфалерита) приходится свыше 90 и 95 % запасов и добычи соответственно. Один из наиболее распространённых минералов гидротермальных (преимущественно средне- и низкотемпературных) месторождений. В парагенезисе с ним обычно наблюдаются сфалерит, халькопирит, блёклые руды, бурнонит, пирит и др. В контактово-метасоматических месторождениях ассоциирует со сфалеритом, пиритом, пирротинном и др. Отмечается как осадочно-диагенетическое образование, выделяясь в виде рассеянной вкрапленности в песчаниках, известняках, а также в ядрах конкреций. Установлено современное образование галенита из подземных рассолов и шахтных вод. Галенит - главная руда свинца.

Сфалерит - минерал класса сульфидов,  $\text{ZnS}$ . Как правило, содержит примеси Fe (до 26%), Mn (до 8,4). Сфалерит обычно встречается в ассоциации с галенитом в полиметаллических месторождениях (жильных, скарновых, стратиформных, гидротермально-метасоматических, метасоматических, колчеданных), а также в медно-колчеданных залежах (с пиритом, халькопиритом) и медистых песчаниках (с халькопиритом, борнитом, халькозином); может возникать в результате биогенно-диагенетических процессов. В поверхностных условиях сфалерит легко окисляется с образованием смитсонита, гемиморфита; при метаморфизме переходит в цинкит, франклинит, виллемит и другие минералы. Сфалерит - наиболее важный компонент цинковых руд. Сфалерит Основное количество свинца (свыше 65 %) используется для производства аккумуляторных батарей. Значительная часть идет на изготовление оболочек электрических

кабелей. Свинец входит в состав различных сплавов (баббитов, типографских и др.).

Оксид цинка используется для изготовления цинковых белил, в качестве наполнителя при производстве резины, в медицине и химической промышленности. Металлический цинк в виде порошка применяется для осаждения (цементации) золота и серебра из цианистых растворов, а также в гидрометаллургии для очистки цинковых растворов от меди и кадмия [2].

## **1.2 Минерально-сырьевая база полиметаллических руд в мире**

Полиметаллические руды встречаются на любом из континентов земного шара. Самые большие запасы полиметаллических руд имеются в Австралии. В настоящее время на этом материке ведутся работы на трёх крупнейших месторождениях: Брокен-Хилл, Маунт-Айза и Мак-Артур-Ривер. В Северной Америке большие запасы такого минерального сырья располагаются в США и Канаде. В Испании имеется наиболее крупное европейское месторождение. На азиатском континенте полиметаллические руды добывают в Китае, Казахстане и Японии. Большие запасы таких полезных ископаемых располагаются в России.

Основной территорией, где располагаются уникальные запасы полиметаллических руд в России, является Алтайский край. В этом регионе размещается более десяти крупных месторождений такого минерального сырья. Эти руды содержат большое количество цинка, свинца, меди и драгоценных металлов.

Наиболее крупными и перспективными месторождениями являются Рубцовское, Корбалихинское, Зареченское, Степное, Захаровское и Таловское. Все они были открыты ещё в пятидесятых-шестидесятых годах двадцатого столетия. В полиметаллических рудах из Зареченского месторождения отмечается высокое содержание меди, цинка и свинца. Минеральное сырьё из Рубцовских залежей богато серебром и золотом. Полиметаллические руды в России встречаются также и на Дальнем Востоке. В настоящее время ведутся работы по добыче таких полезных ископаемых на трёх месторождениях: Николаевском, Верхнем и Партизанском.

Минеральное сырьё из залежей Дальневосточного региона РФ отличается высоким содержанием свинца, цинка, золота, серебра, вольфрама и олова. Полиметаллические руды преимущественно добывают в Канаде, Австралии, США, Бразилии, России, Казахстане, Индии, Мексике и Ирландии. Месторождения руды разрабатываются подземным и открытым способами, причём удельный вес открытых разработок с каждым годом возрастает и составляет около 30%. При переработке полиметаллической руды получают два основных вида концентратов, содержащих соответственно 40—70% свинца, 40—60% цинка и меди. В процессе механического обогащения серебро уходит в свинцовый концентрат. При

металлургическом переделе, кроме основных, извлекаются остальные (попутные) компоненты [3].

В СНГ запасы и добыча свинца распределяются по четырем типам – второму - пятому, а цинка главным образом по двум – второму и третьему.

Месторождения с запасами свинца до 200 тыс. т считаются мелкими, 200 – 1000 тыс. т – средними и свыше 1000 тыс. т – крупными [4].

### **1.3 Минерально-сырьевая база полиметаллических руд в Казахстане**

Разрабатываемые запасы свинцово-цинковых руд расположены преимущественно в Восточно-Казахстанской области, где на их базе действуют горно-обогатительные предприятия. Высокая эффективность разработки полиметаллических месторождений достигается благодаря комплексному использованию руд, с извлечением свинца, цинка, меди, золота, платиноидов и редких элементов.

Главной проблемой свинцово-цинковой отрасли является, с одной стороны, отсутствие резервных месторождений с рентабельными запасами в сфере деятельности старых горнорудных предприятий, с другой – необходимость строительства перерабатывающих комплексов в районах разведанных месторождений. Из-за отсутствия обогатительных фабрик сегодня не разрабатывается ряд месторождений свинца и цинка в различных регионах Казахстана.

Обеспеченность запасами разрабатываемых месторождений не превышает 25 лет. В то же время перспективы открытия новых месторождений свинца и цинка с высокими содержаниями полезных компонентов имеются практически во всех регионах республики. Так, вовлечено в отработку выявленное в последние годы месторождение Шаймерден в Северном Казахстане с уникально высокими содержаниями цинка.

Основные сокровища полиметаллических руд находятся в Восточном и Южном Казахстане. На территории Центрального Казахстана известно около 1700 месторождений и рудопроявлений меди, 650 – свинца и цинка. В горах Джунгарского и Заилийского Алатау известно 110 месторождений и рудопроявлений полиметаллических руд, а на Алтае – около 900.

Медная промышленность Казахстана представлена такими уникальными не только по запасам, но и по качеству руды месторождениями, как Джекказганское, Коунрадское, Саянское, Бошекульское, Орловское, Николаевское, Чатыркульское, обеспечена запасами на длительный срок. Экономически выгодно и целесообразно развивать также действующие предприятия полиметаллических руд и осваивать такие месторождения как Карагандинское, Каскайыр – Актальское, Узунжальское, Алайское и др.

Основу минерально-сырьевой базы свинцово-цинковой промышленности составляют колчеданно-полиметаллические месторождения Рудного

Алтая, разрабатываемые предприятием АО «КазЦинк». Высокая эффективность разработки полиметаллических месторождений достигается благодаря комплексному использованию руд, с извлечением свинца, цинка, меди, золота, платиноидов и редких элементов [5].

Акжалское месторождение было открыто в 1880 году, добыча руды началась в 1935 г. Для обогащения забалансовых руд в 2001 году построена установка обогащения методом сепарации в тяжелых средах. Месторождение представлено Центральным и Восточным карьерами, в настоящее время ведется разработка открытым способом только Центрального карьера. На обогатительной фабрике перерабатываются свинцово-цинковые руды Акжалского месторождения по селективной схеме флотации. Конечной продукцией обогатительной фабрики являются свинцовый и цинковый концентраты, которые выпускаются в соответствии с требованиями технических условий ТУ-48-6-116-90 и ТУ-48-6-117-90. Доминирующую роль в выпускаемой продукции занимает цинковый концентрат, объем выпуска которого более чем в семь раз превышает объем выпуска свинцового концентрата [6].

#### **1.4 Технологии обогащения полиметаллических руд**

В современном мире существует два способа добычи полиметаллических руд: подземный; открытый. Подземный метод добычи предполагает извлечение минерального сырья из недр Земли, при котором происходит минимальное нарушение целостности её поверхности. При таком способе выделяется три стадии: вскрытие поверхности; проведение подготовительных работ; выемка полезных ископаемых.

Наиболее широкое применение при обогащении полезных ископаемых нашли процессы разделения в тяжелых суспензиях и отсадка, концентрация на столах, винтовые сепараторы, струйные концентраторы и другие методы и аппараты гравитационного обогащения. Процесс разделения в тяжелых суспензиях используют в основном для предварительного обогащения (предконцентрации) исходной руды или горной массы после крупного или среднего дробления и обогащения коксующихся углей. К настоящему времени созданы установки для тяжелосреднего обогащения материала крупностью  $-150 + 6$  мм с сепаратором барабанного типа и различные конусные тяжелосредные сепараторы для обогащения материала крупностью  $-100 + (6-8)$  мм. Создаются сепараторы колесного типа производительностью 600-700 т/ч, сепараторы с внутренней регенерацией тяжелой суспензии и турбоциклоны, ведутся работы по созданию крупных автоматизированных установок, обеспечивающих стабильную плотность суспензии и высокую эффективность работы, надежных в работе грохотав и специальных насосов, предназначенных для перекачивания суспензий [7].

Полиметаллические золотосодержащие руды являются весьма сложным объектом обогащения, помимо основных металлов они содержат

золото, серебро и другие элементы, существенно повышающие товарную стоимость руды. Поэтому основной задачей обогащения является максимальное извлечение всех ценных компонентов, входящих в состав руд. Технология извлечения золота из полиметаллических руд осложняется тем, что условия, оптимальные для извлечения минералов цветных металлов, не всегда бывают благоприятными для извлечения золота. Например, необходимое для полного раскрытия ценных компонентов более тонкое измельчение руды или продуктов обогащения приводит к значительным потерям свободного золота с отвальными хвостами и технологическими продуктами вследствие его переизмельчения.

Решение задач обогащения полиметаллических руд также затрудняется широким диапазоном колебаний содержания полезных компонентов в рудах, неравномерной и тонкой вкрапленностью ценных компонентов, наличием в рудах большого количества глины и первичных шламов. При этом золото трудно извлекается традиционными гравитационными методами с использованием центробежных концентраторов, отсадочных машин, винтовых сепараторов и короткокonusных гидроциклонов. В этих условиях разработка и усовершенствование технологий и аппаратов для выделения гравитационно извлекаемого золота из комплексных полиметаллических руд является одной из актуальных задач [8].

С целью выделения золота и серебра в гравитационный концентрат преимущественно осуществляется с использованием центробежной концентрации. Для извлечения мелкого золота разработано множество центробежных концентраторов, имеющих вращающуюся конусную чашу с рифлями. При вращении чаши центробежная сила прижимает тяжелые частицы (в том числе золото) к стенкам чаши, и они оседают между рифлями. Центробежные концентраторы (их также называли центрифугами) начали применяться в золотодобыче в начале прошлого века, однако широкое распространение получили только в последние 20 лет, благодаря усилиям и изобретениям, которые сделал Байрон Нельсон (Byron Knelson) [9,10].

Наиболее легко обогащаются флотацией безмедистые свинцово-цинковые руды с небольшим количеством пирита, не подвергшиеся окислению, содержащие в породе преимущественно кварц и силикаты [11]. При обогащения полиметаллических руд применяется два вида схем: коллективно-селективная и селективная флотация.

Схемы с предварительной коллективной флотацией всех извлекаемых ценных компонентов наиболее перспективны для бедных крупновкрапленных руд и руд с агрегатной вкрапленностью, при обогащении которых уже при грубом измельчении можно удалить в хвосты основную массу породы. Процесс коллективной флотации является в этих условиях предконцентрацией руд с минимальными затратами на измельчение и флотацию. Последующее разделение коллективного концентрата может быть осуществлено после доизмельчения его и раскрытия сростков методами селективной флотации.

Комбинированный гравитационно-флотационный процесс обогащения применяется для руд с крупной вкрапленностью галенита, основная масса которого выделяется в начале процесса с помощью тяжелых суспензий или отсадки.

Комбинированный процесс применяется не только для чисто свинцовых, но и свинцово-цинковых и полиметаллических руд.

Основное условие успеха селективной флотации — это ведение процесса без всякого избытка реагентов или на так называемой «голодной норме». Флотация сульфидных минералов чаще всего проводят в щелочной среде. Для создания щелочной среды обычно применяют известь. В виду подавляющего действия извести на свинцовые минералы, золото, серебро рациональнее применять соду. В качестве собирателя при флотации руд, содержащих золото используют амиловый ксантогенат [12].

Известно, что наиболее интенсивно амиловый ксантогенат адсорбируется на поверхности галенита при  $\text{pH} < 9$ . Резкое падение адсорбции собирателя и подавление флотации золота и свинцовых минералов происходит при доведении  $\text{pH}$  среды известью до 9,5, содой — до  $\text{pH} = 10,5$ , едким натром — до  $\text{pH} = 11,8$ .

Наиболее распространенными собирателями для флотации свинцово-цинковых золотосодержащих руд являются ксантогенаты — бутиловый, амиловый.

На практике селективную флотацию свинцово-цинковых руд почти всегда проводят с добавлением цинкового купороса в щелочной среде. Для депрессии сфалерита используют также цианид, сульфит натрия, сернистый натрий, сернистый газ.

Известны различные способы депрессии цинковых минералов без использования цианида. Так, например, способ депрессии цинка смесью сернистого натрия + цинкового купороса; цинковый купорос в сочетании с содой; смесь цинкового купороса и гидроксида натрия (цинкат).

На практике цианид редко применяют без цинкового купороса. Для депрессии цинковой обманки используют сочетание цинкового купороса с цианидом в соотношении, определяющемся по стехиометрическим расчетам для получения  $\text{Zn}(\text{CN})_2$  или комплекса  $\text{Zn}(\text{CN})^{-2}_4$ . В практике флотации отделение цинковой обманки от пирита ведут в щелочной известковой среде.

В щелочной среде сфалерит флотируется с ксантогенатами после активации поверхности минерала солями, содержащими катион  $\text{Cu}^{2+}$ ,  $\text{Pb}^{2+}$ ,  $\text{Cd}^{2+}$  и др. Основным активатором, который всегда используется в практике флотации, является катион  $\text{Cu}^{2+}$ .

Активация сфалерита солями меди зависит от  $\text{pH}$  среды. Максимум адсорбции катиона меди на поверхности цинковой обманки происходит при  $\text{pH} = 11,0$ , минимум при  $\text{pH} \sim 9,0$  [13,14].

## 1.5 Анализ литературного обзора и постановка задач исследований

Проведенный анализ литературного обзора позволил сделать следующие выводы:

Для переработки полиметаллических руд применяются следующие процессы: при агрегативной и крупной вкрапленности свинца в стадии рудоподготовки возможно применение процессов предобогащения в тяжелых суспензиях и радиометрических сепараторах, в случае наличия свободного золота в цикле измельчения применяют гравитационные процессы, свинец и цинк извлекаются селективной флотацией.

На основании вышеизложенного, целью магистерской диссертации является исследование сульфидной руды месторождения «Гагаринское» и разработка оптимальной технологии переработки с использованием процессов центробежной сепарации и флотации.

Для достижения поставленной цели необходимо было решить следующие задачи:

- изучить минералогический и химический состав, физико-механические свойства исходной руды, рациональный анализ на золото и серебро;
- исследовать гранулометрический состав и характер распределения металлов по классам крупности;
- провести отработку условий и реагентного режима флотации с использованием математических методов планирования экспериментов;
- на отработанном режиме флотации выполнить опыты по флотационному обогащению в замкнутом цикле;
- исследовать процесс сепарации в центробежном поле сил с целью выделения самородного золота;
- разработать оптимальную схему флотационного обогащения руды месторождения Гагаринское.

## **2 Методика исследований**

### **2.1 Мокрый ситовой анализ руды**

Для определения гранулометрического состава руды использовался набор сит КСМ (ГОСТ 9758-86) с размерами отверстий, мм: 2,0, 1,0, 0,5, 0,25, 0,10, 0,071 и 0,044. Промывка дробленой руды осуществлялась путем перемешивания навески пробы руды с водой в соотношении Ж:Т = 4:1, в цилиндрической емкости с последующим рассевом и промывкой на ситах [10,11].

### **2.2 Выполнение химических анализов**

Выполнение химических анализов осуществлялось в специализированной и аттестованной химико-аналитической лаборатории им. Г.П.Штреккера, аттестат аккредитации зарегистрирован в реестре субъектов аккредитации № KZ.T.02.0108 от 29.12.2017 г., действителен до 29.12 2022г. пробирный анализ осуществлялось в лабораторий благородных металлов Филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр».

Выполнение минералогического, рентгенодифрактометрического, атомно-эмиссионного и рентгенофлуоресцентного анализов исходной руды осуществлялось в ТОО «Институт геологических наук им. К.И. Сатпаева».

### **2.3 Методы определение физико-механических свойств руды**

Физико-механические свойства руды относятся: плотность, насыпной вес, пористость, влажность, крепость по шкале Протодьяконова, угол естественного откоса.

#### **2.3.1 Определение плотности**

Для определения истинной плотности используют пикнометрический метод [14,15]. Он распространяется на минеральные руды, концентраты, окатыши, продукты их переработки и шихтовые материалы.

Пикнометрический метод основан на измерении массы пикнометра, наполненного жидкостью, при замене части этой жидкости навеской определенного материала.

Плотность определяется по формуле (2.1):

$$\delta = \frac{(A - B) \cdot \rho_{жс}}{(C - A) - (D - B)}, \quad (2.1)$$

где  $\delta$  - плотность, г/см<sup>3</sup>;

$A$  - масса пикнометра с навеской, г;

$B$  - масса пустого пикнометра, г;

$C$  - масса пикнометра с водой, г;

$D$  - масса пикнометра с водой и навеской, г;

$\rho_{ж}$  - плотность воды = 1 г/см<sup>3</sup>.

### 2.3.2 Определение насыпного веса и пористости

Для определения объемного (насыпного) веса берут любой тарированный сосуд, объемом  $A$  и весом  $P_0$ . Сосуд наполняется материалом с удельным весом  $\sigma$  до краев при встряхивании сосуда (постукиванием дном о стол). Избыток удаляется сверху линейкой или стеклянной палочкой [14,15].

Насыпной вес определяется по формуле (2.2):

$$\Delta = \frac{P_1 - P_0}{A}, \quad (2.2)$$

где  $\Delta$  - насыпной вес, г/см<sup>3</sup>;

$P_0$  - вес сосуда, г;

$P_1$  - вес сосуда с рудой, г;

$A$  - объем сосуда, см<sup>3</sup>.

Пористость определяют по формуле (2.3):

$$П = \frac{\delta - \Delta}{\delta}, \quad (2.3)$$

где  $П$  - пористость, %;

$\delta$  - плотность, г/см<sup>3</sup>;

$\Delta$  - насыпной вес, г/см<sup>3</sup>.

### 2.3.3 Определение влажности

Массовую долю влаги в минеральном сырье обычно определяют высушиванием пробы в сушильном шкафу при температуре  $(105 \pm 5)^\circ\text{C}$  до постоянной массы [14,15]. Пробу считают высушенной до постоянной массы, если относительное расхождение между двумя последующими взвешиваниями составляет не более 0,05 %.

Массовую долю влаги определяют по формуле (2.4):

$$W = 100 \frac{m_1 - m_2}{m_1 - m}, \quad (2.4)$$

где  $m_1$  и  $m_2$  - масса сосуда с навеской соответственно до и после высушивания, г;  
 $m$  - масса сосуда, г;  
 $W$  - влажность, %.

### 2.3.4 Определение крепости

Отобранную пробу раскалывают молотком на твердом основании на мелкие кусочки размером 20-40 мм. На одну навеску подготавливают 6-10 кусочков из расчета, чтоб они разместились на дне испытательного стакана в один слой. Число кусочков должно быть достаточным для 5 навесок.

На дно стального стакана укладывают приготовленные для испытания кусочки в воздушно-сухом состоянии. Затем стакан с навеской устанавливают на металлическую плиту. Дробят навеску, сбрасывая гирию весом 1200 г с высоты 0,5 м. Число сбрасываний может быть различным в зависимости от крепости сырья, чтобы объем мелочи образовавшейся в результате дробления составлял около 20% навески. После дробления каждую навеску просеивают через сито. Объем образовавшейся мелочи измеряют с помощью объемомера [16].

Коэффициент крепости минерального сырья определяется по формуле (2.5):

$$f = \frac{A}{V}, \quad (2.5)$$

где  $f$  - коэффициент крепости;  
 $A$  - затраченная на дробление работа, Дж;  
 $V$  - объем образовавшейся мелочи, см<sup>3</sup>.

Затраченная на дробление работа равна (2.6):

$$A = 5 \cdot H \cdot m \cdot n, \quad (2.6)$$

где 5 - число навесок;  
 $H$  - высота сбрасывания, м;  
 $m$  - масса гири, кг;  
 $n$  - число сбрасываний.

### 2.3.5 Угол естественного откоса

Угол естественного откоса – это наибольший угол, образованный свободной поверхностью сыпучего материала с горизонтальной плоскостью при насыпании сырья без толчков и динамических воздействия [15].

На горизонтальную поверхность устанавливают металлический цилиндр без дна, заполняют отобранной пробой. Цилиндр медленно поднимают до полного высыпания пробы.

Угол естественного откоса руды равен (2.7):

$$\operatorname{tg}\theta = \frac{2H}{D}, \quad (2.7)$$

где  $H$  - высота, образовавшегося конуса, м;  
 $D$  - диаметр конуса, м.

### 2.4 Гравитационное обогащения

Гравитационное выделение золота проводили с помощью центробежной сепарации. Сепарацию проводили при расходе флюидизационной воды 4 л/мин при величине центробежного ускорения 60g, сепарации подвергали руду массой 10 кг.

### 2.5 Лабораторные исследования

Лабораторные исследования проводились с применением следующего лабораторного оборудования:

- измельчение руды осуществлялось в шаровой мельнице с поворотной осью типа МЛ-40 при соотношении Т:Ж:Ш = 1: 0,5: 9;
- флотация осуществлялась во флотомашинах объемом камер, дм<sup>3</sup>: 3,0; 1,0; 0,75; 0,5;
- щелочность пульпы контролировалась иономером ИТ рН-150МИ.

### 3 Экспериментальная часть

#### 3.1 Объект исследований

Исследованиям подвергнута технологическая проба сульфидной свинцово-цинково-золотосодержащей руды месторождения Гагаринское. Исследуемая руда была подвергнута проборазделки с отбором представительных проб для проведения технологических исследований.

Химический состав и пробирный анализ исходной руды приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический, пробирный анализы пробы руды

Элементы и соединения	Содержания, %	Элементы и соединения	Содержания, %
Золото, г/т	3,65-3,88	Мышьяк	0,30
Серебро, г/т	22,00-25,00	Диоксид кремния	63,46
Свинец	0,40-0,50	Оксид магния	1,63
Цинк	0,63-0,70	Оксид кальция	2,45
Железо <sub>общее</sub>	5,50	Оксид алюминия	10,65
Медь	0,0501	Фосфор	0,03
Сера <sub>общая</sub>	2,23	Окись натрия	0,62
Сера <sub>сульфидная</sub>	2,17	Окись калия	2,61
Сера <sub>сульфатная</sub>	0,056	ППП	4,89

Из таблицы 1 следует, что основными ценными компонентами пробы являются золото, серебро, свинец, цинк, содержание которых составляет: золота 3,65-3,88 г/т, серебра 22,00-25,00 г/т, свинца 0,40-0,50%, цинка 0,63-0,70%.

Также в пробе содержится сера<sub>общ.</sub> 2,23%, в том числе серы<sub>сульфидной</sub> 2,17%, серы<sub>сульфатной</sub> 0,056%, железо<sub>общ.</sub> 5,50%, диоксид кремния 63,46%, триоксид алюминия 10,65%, оксид магния 1,63%, оксид кальция 2,45%, оксид натрия 0,62%, оксид калия 2,61%, фосфор 0,03%. Вредной примесью в пробе является мышьяк 0,30%.

Для определения форм нахождения минералов свинца и цинка был проведен фазовый анализ исследуемой пробы руды. Результаты фазового анализа приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Фазовый анализ пробы руды

Минералы	Соединения	Содержания, %	
		абс.	отн.
Свинцовые	Сульфидный	0,39	77,54
	Окисленный	0,072	14,31
	Рърозит	0,041	8,15
	Итого	0,503	100,0

Продолжение таблицы 2

Минералы	Соединения	Содержания, %	
		абс.	отн.
Цинковые	Сульфидный	0,55	80,41
	Окисленный	0,03	4,39
	Силикатный	0,04	5,85
	Цинк в остатке	0,064	9,35
	Итого	0,684	100,0

Из таблицы 2 следует, что в пробе минералы представлены:

- свинцовые: сульфидными - на 77,54%, окисленными - на 14,31%, Рварозитами - на 8,15%;

- цинковые: сульфидными - на 80,41%, окисленными - на 4,39%, силикатными - на 5,85%, цинк в остатке – на 9,35%.

Цинк в остатке может быть представлен: сульфидами, алюмосиликатами, цинксодержащими ярозитами, глинами [17].

Рациональный анализ заключается в последовательном извлечении золота, серебра: амальгамацией, цианированием, цианированием остатка солянокислотной обработки и выщелачиванием царской водкой.

Последующее определение золота и серебра в твердом остатке позволяет количественно оценить следующие формы золота [18]:

- свободное и в сростках с сульфидами и породой (I цианирование);
- покрытое пленками гидроксидов железа;
- ассоциированное с сульфидами (II цианирование);
- тонковкрапленное в породу и в рудные минералы (не вскрытые при данной степени измельчения и недоступных растворяющему действию кислот).

В таблице 3 приведены результаты рационального анализа на золото и серебро.

Таблица 3 – Результаты рационального анализа золота и серебра

Формы ассоциации золота и серебра	Содержание, г/г		Распределение, %	
	Au	Ag	Au	Ag
Свободное и в открытых сростках, цианируемое	3,01	13,36	82,47	53,94
Покрытое пленками гидроксидов железа	0,12	4,99	3,29	20,14
Ассоциированное с сульфидами	0,456	1,68	12,49	6,78
В пустой породе	0,064	4,74	1,75	19,14
Итого	3,65	24,77	100,0	100,0

Из таблицы 3 следует, что:

- цианируемого золота составляет 82,47 %, серебра – 53,94 %;
- покрытого пленками гидроксидов железа - золото на 3,29%, серебро - 20,14%;

- ассоциированного с сульфидами - золото на 12,49%, серебро – 6,78 %;
- ассоциированного с породой - золото на 1,75%, серебро - 19,14%.

Таким образом, по результатам рационального анализа основное количество золота и серебра свободное и в открытых сростках.

## **3.2 Изучение вещественного состава**

### **3.2.1 Минералогическая характеристика пробы руды**

Месторождение Гагаринское приурочено к Умуртайской синклинали, сложенной амфиболитами гаитянской свиты среднего ордовика, прорванными Кокпактасским гранодиоритовым интрузивом верхнего ордовика. Контролируется Меридиональным разломом, в северо-западных оперениях которого размещается золотое оруденение.

Выделены три зоны золотополиметаллической минерализации, охватывающие амфиболиты и часть гранодиоритового массива. Зоны сложены продуктами окварцевания, серицитизации, хлоритизации с омарганцеванием и ожелезнением в приповерхностной части. Оруденение представлено брекчией кварц-серицит-хлорит-карбонат-сульфидного (с золотом и серебром) состава. Состав руд: золото, пирит, сфалерит, халькопирит, марказит, галенит, ковеллин. Содержание золота 1-5 г/т. Размер золотин от первых микрон до 0,1-0,2 мм. В пирите золото субмикроскопическое.

Вещественный состав пробы изначально изучался внешне по отобранному характерным образцам керна и изготовленным из них прозрачным и полированным шлифам (аншлифам). Сыпучий материал средней пробы и продуктов ее гравитационного обогащения изучался в иммерсионных средах и полированных искусственных брикетах.

Отобранный штучной материал представлен метасоматитами и гранитоидами следующего состава:

- 1 Серые породы, брекчированные, окварцованные и оруденелые;
- 2 Серая хлорит-мусковит-кварцевая оруденелая брекчия;
- 3 Темно-серая брекчированная порода хлорит-серицит-кварцевого состава с равномерной сульфидной вкрапленностью;
- 4 Кварц-карбонатная брекчия;
- 5 Серые крупно-среднезернистые гранодиориты.

*Ниже приведено описание пород под микроскопом.*

Брекчия существенно кварцевого состава. Кварц разнозернистого сложения – от тонкозернистого до более крупного, который образует гнездообразные обособления и выполняет прожилки. Часто имеет гребенчатое строение. Редкие зерна и скопления хлорита. Редкие зерна апатита. Кварц загрязнен пелитоморфными частицами. Как видно, в аншлифах рудная минерализация в одних образцах представлена исключительно пиритом, составляющим в них порядка 20-25%, в других –

вкрапленностью и гнездами сфалерита размером до 0,5x0,5 см. Сфалерит насыщен включениями мелких (тысячные и сотые доли мм) зерен галенита, а также содержит редкие более крупные включения последнего. Локально в сфалерите проявлена тончайшая эмульсия халькопирита, в единичных случаях присутствуют включения халькопирита размером от сотых до 0,1мм, иногда в сфалерите встречены пятна и цепочки мелкозернистого ковеллина. Возможно, порода образована в результате интенсивного дробления и окварцевания гранитоида.

Брекчированная метасоматически измененная оруденелая хлорит-мусковит-серицит-кварцевая порода с различными соотношениями минералов в поле зрения разных шлифов. Кварц в основном крупнозернистый.

Серицит, мусковит и хлорит присутствуют в виде гнезд и скоплений среди зерен кварца. В породах обилен крупнозернистый пирит (1-3 мм), иногда присутствуют гнезда трещиноватого пирита крупностью 1x1см. В одном из аншлифов наряду с пиритом обнаружено вкрапление халькопирита размером 0,05мм и цепочка из трех зерен сфалерита размером около 0,1мм. В других аншлифах в зонах окварцевания присутствует вкрапленность крупных зерен пирита (1-3 мм) и мелкие вкрапления халькопирита, сфалерита и галенита, а также иногда более крупные (до 0,5-1,0 мм) выделения каждого из этих минералов.

В сфалерите обычная эмульсия халькопирита и включения кристалликов пирита, в халькопирите – редкие мелкие зерна (тысячные доли мм) блеклой руды.

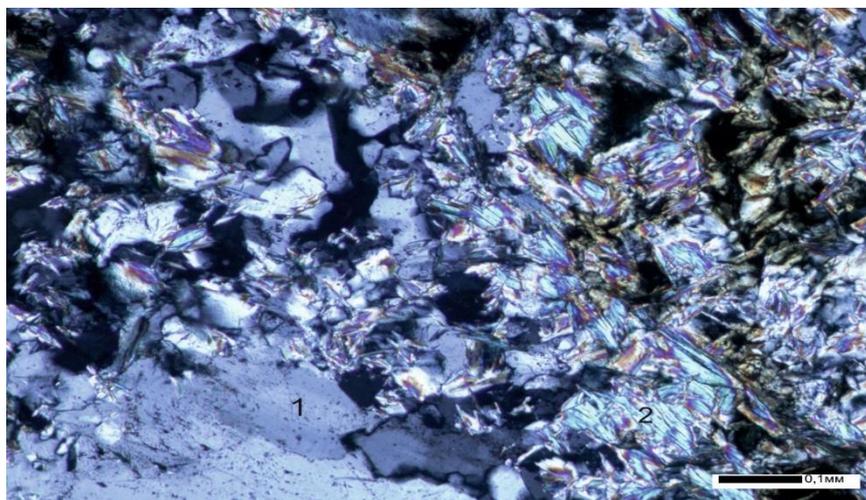


Рисунок 1 – Кварц (1)-мусковитовая (2) порода. Прозрачный шлиф, увел. 100, ник. +

Брекчированная хлорит-серицит-кварцевая оруденелая порода, образованная по граниту. Преобладающим минералом является серицит, образующий иногда выделения таблитчатой формы, как псевдоморфозы по плагиоклазам. Кварц слагает около 25-30% объема породы. В сериците

присутствуют гнезда хлорита с лейкоксеном, иногда со сфеном – псевдоморфозы по темноцветному минералу - биотиту. Хлорит составляет около 10% объема породы. Идиоморфные зерна апатита. Равномерная вкрапленность пирита, составляющая 5-7%. Размер зерен в пределах 0,1-1,0 мм. Огранка зерен кубическая. В аншлифе два вкрапленника сфалерита с эмульсией галенита.

Внешне порода неравномернoзернистая с выделениями почти белых минеральных обособлений. Под микроскопом основными минералами являются разнoзернистый кварц и высокорельефный магнезиально-железистый карбонат. В незначительном количестве присутствует серицит в виде скоплений тонкозернистого до средне- и крупнозернистого. Карбонат присутствует в виде скоплений, гнезд, иногда сильно раздроблен.

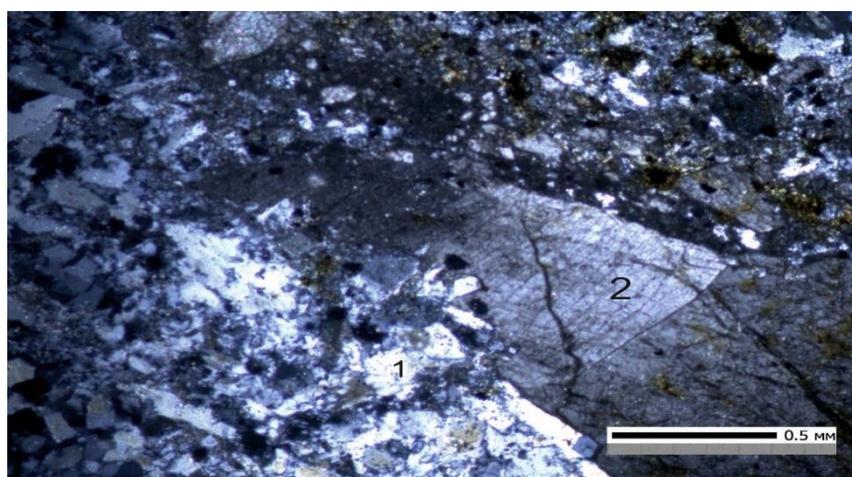


Рисунок 2 - Кварц (1)-карбонатная (2) порода. Прозрачный шлиф, увел. 40, ник.

Гранитоид розовато-серый, интенсивно серицитизированный, хлоритизированный и окварцованный. В породе сохранена структура гранитов. Основной составляющей породы являются полевые шпаты. Они в основном полуразложены, альбитизированы и серицитизированы. Кварц ксеноморфный и находится в интерстициях плагиоклаза. Часть его является вторичным. В породе кварца 15-20%, количество темноцветных минералов не превышает 10%. Темноцветные минералы (биотит и амфибол) замещены хлоритом. Акцессорные минералы представлены апатитом. Серицит (гидрослюда) образует в плагиоклазе сеть прожилков, в ячейках которой развиваются разрозненные чешуйки серицита. Иногда вместе с серицитом развивается карбонат. Из вторичных минералов отмечается также эпидот. В некоторых шлифах плагиоклаз нацело замещен серицитовым агрегатом, а темноцветные минералы хлоритом.

В относительно свежих разностях, внешне имеющих светло-серую окраску, плагиоклаз является основным минералом породы. Он относительно свежий, слабо зональный, с двойникованным и по составу является

олигоклаз-андезином. Калишпат редок, иногда с рисунком «еврейского камня». Темноцветные минералы – амфибол и биотит разложены и замещены хлоритом и карбонатом. Вторичный минерал – эпидот в виде отдельных зерен в плагиоклазе. Порода диагностируется как *гранодиорит* или кварцевый диорит, так как в породе низкое содержание калишпата.

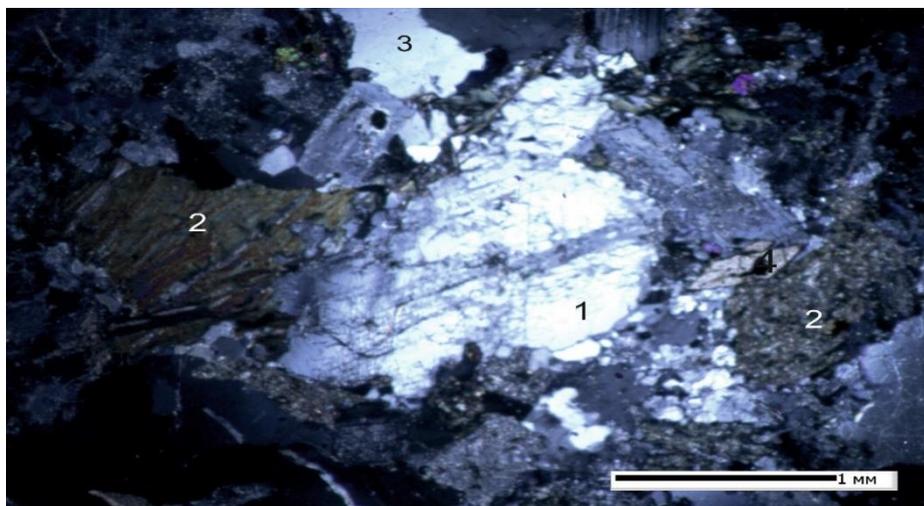


Рисунок 3 – Амфиболовый гранодиорит. 1 - плагиоклаз, 2- амфибол, 3- кварц, 4 - сфен. Прозрачный шлиф, увел. 25, ник. +

Сульфидная минерализация представлена жильными образованиями мощностью до 0,5 мм. В них основным минералом является крупнозернистый пирит, с которым в одних случаях ассоциируют мелкие включения галенита и сфалерита, в других – арсенопирита с галенитом, местами с халькопиритом. Состав арсенопирита проверен на микрозонде и близок к стандартному, а именно (%): As – 43,19, Fe – 33,84, S – 21,98.

В одном из аншлифов, где зафиксирован галенит-сфалеритовый прожилок мощностью 2 мм, присутствует самородное золото. В прожилке преобладает сфалерит.

Галенит представлен цепочкой довольно крупных (0,3-1-1,5 мм) зерен в сфалерите. Последний густо насыщен мельчайшими кристалликами и неправильными зернами пирита, размеры которых не превышают сотые доли мм и эмульсия пирротина, рассеянная равномерно или ориентированная по спайности сфалерита. На границе сфалерита с одним из включений галенита встречено золото размером около 0,05 мм. По окраске и данным микрозондового анализа оно высокопробное и имеет следующий состав (%): Au – 85,31, Ag – 14,69 (рисунок 4).

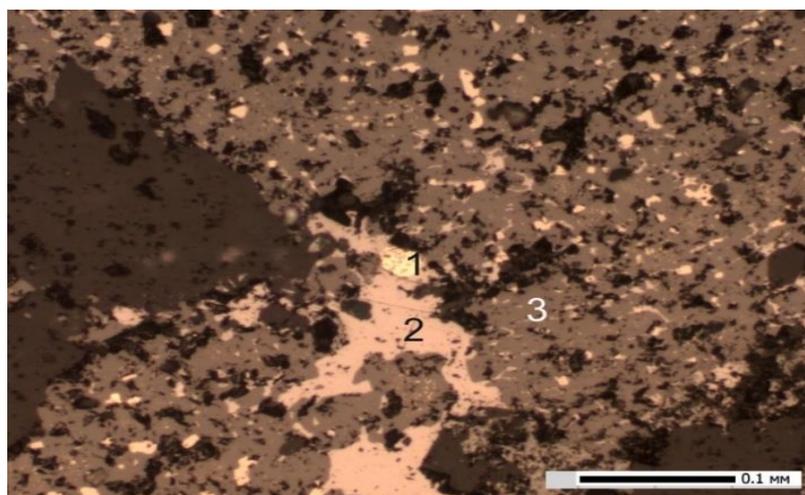


Рисунок 4 – Золото (1) по границе галенита (2) со сфалеритом (3).  
Аншлиф, увел. 200

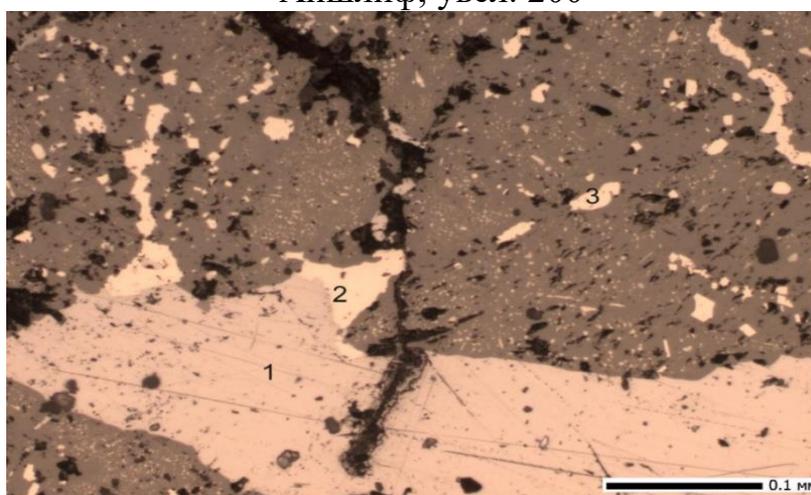


Рисунок 5 – Галенит-сфалеритовая минеральная ассоциация. Сросток сфалерита (1) с галенитом (2). Сфалерит насыщен мельчайшей эмульсионной вкрапленностью пирротина, местами халькопирита и пирита (3). Аншлиф, увел. 200

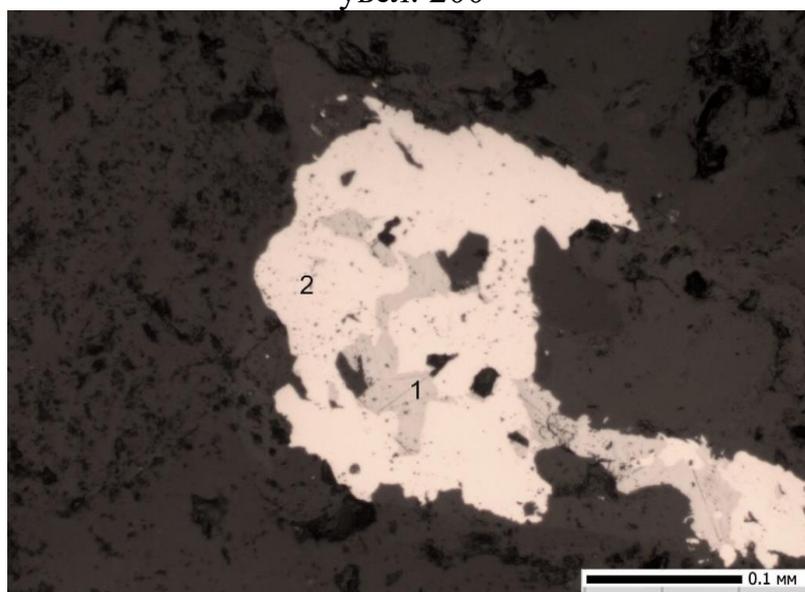


Рисунок 6 – Характерный тип сростков арсенопирита (1) с галенитом (2).  
Аншлиф, увел. 200

В таблице 4 приведены результаты полуколичественного атомно-эмиссионного спектрального анализа средней пробы руды.

Таблица 4 – Результаты полуколичественного атомно-эмиссионного спектрального анализа средней пробы руды

Элементы	Содержание элементов, %	Элементы	Содержание элементов, %	Элементы	Содержание элементов, %
Золото	<0,0002	Ванадий	0,015	Литий	<0,002
Кремний	>>1,0	Циркон	0,015	Ниобий	0,001
Алюминий	>>1,0	Хром	0,01	Бериллий	0,0002
Медь	0,07	Серебро	0,003	Тантал	<0,01
Никель	0,0007	Кальций	>1,0	Цинк	≤1,0
Свинец	>0,3	Кобальт	0,001	Барий	0,05
Мышьяк	0,30	Молибден	0,007	Иттербий	0,0003
Марганец	>1,0	Сурьма	0,004	Иттрий	0,004
Титан	0,3	Кадмий	0,01	Таллий	<0,0005
Кальций	>1,0	Висмут	0,003	Лантан	0,03
Олово	0,0005	Стронций	<0,01	Ртуть	<0,0003
Калий	>1,0	Вольфрам	<0,002	Церий	0,05
Магний	>1,0	Галлий	0,0015	Германий	<0,0002
Натрий	>1,0	Скандий	0,0025	Теллур	<0,002
Железо	>>1,0				

Из таблицы 4 следует, что ценными элементами в пробе являются золото, серебро, цинк.

### 3.2.2 Рентгенодифрактометрический анализ пробы руды

С целью определения качественного состава минералов в пробе проведен рентгенодифрактометрический анализ.

Рентгенодифрактометрический анализ средних проб выполнен на дифрактометре ДРОН-4 с  $\text{Cu}$  –излучением, графитовый монокроматор. Условия съемки дифрактограмм:  $U=35$  kV;  $I=20$  mA; шкала: 2000 имп; постоянная времени 2с; съемка  $2\theta$ – $2\theta$ ; детектор 2 град/мин.

Рентгенофазовый анализ на полуколичественной основе проводился по дифрактограммам порошковых проб с применением метода равных навесок и искусственных смесей. Определялись количественные соотношения кристаллических фаз.

Интерпретации дифрактограмм проводилась с использованием картотеки ASTM Powder diffraction file и дифрактограммы чистых от примесей минералов. Для основных фаз проводился расчет содержаний. Возможные примеси, идентификация которых не может быть однозначной из-за малых содержаний и присутствия только 1-2 дифракционных рефлексов или плохой окристаллизованности.

Идентификация минеральных фаз по данным рентгенодифрактометрического анализа приведена на дифрактограмме рисунке 10.

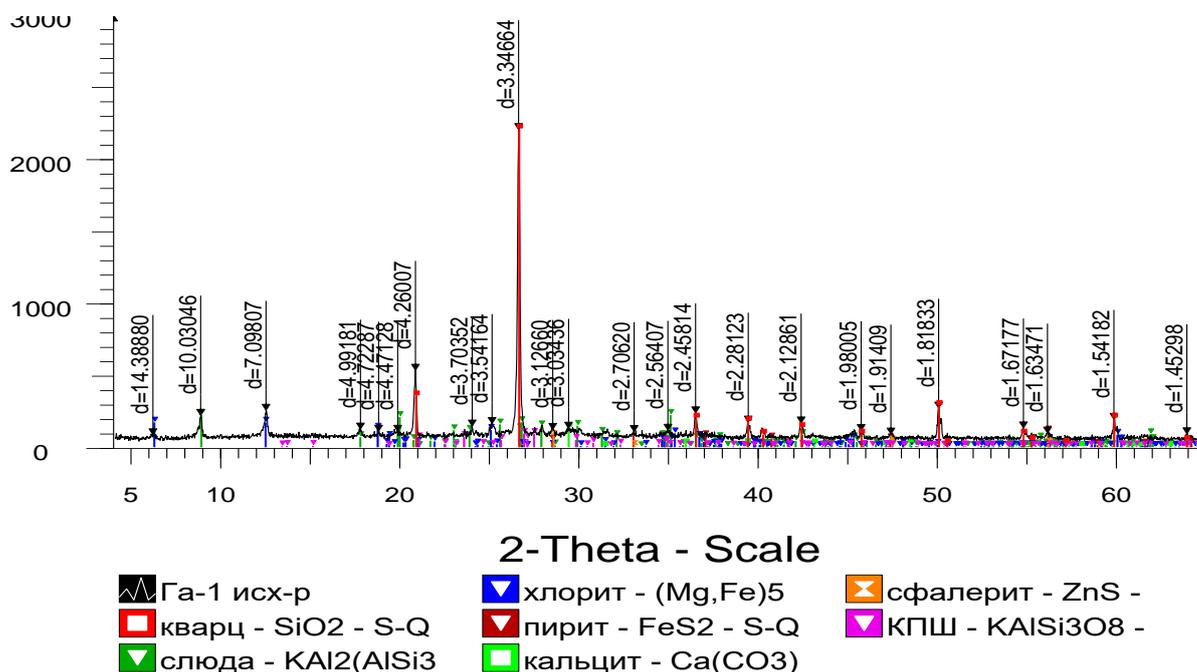


Рисунок 7 – Дифрактограмма пробы руды

Примечание: Все приведенные дифракционные пики принадлежат только указанным выше фазам.

Из материала средней пробы были изготовлены искусственные аншлифы (брикеты) с целью диагностики, описания и полуколичественной оценки рудных минералов. Породообразующие минералы изучались в проходящем свете в иммерсионных средах.

Из рисунка 7 следует, что породообразующие минералы в основном представлены кварцем, кальцитом, хлоритом, слюдой, КПШ. Рудные минералы представлены пиритом, сфалеритом.

Расчет количественных соотношений минералов выполнялся по минералогическим данным с привлечением результатов анализов всех вышеперечисленных методов, что нашло отражение в таблице 5.

По минералогическому описанию средней пробы, в ней содержание сульфидов составляют около 5,3-5,4%. Большую часть их приходится на долю пирита, в меньшем количестве присутствуют сфалерит, галенит и арсенопирит, в знаковых значениях отмечается минералы меди. Максимальный размер зерен рудных минералов 0,5-1,0 мм.

Пирит, в основном чистый, но иногда в нем встречаются извилистые включения галенита. Сфалерит обычно насыщен неравномерными включениями мельчайших кристалликов пирита и нередко каплевидными включениями галенита. Последний наряду с включениями в пирите и

сфалерите встречается в виде самостоятельных свободных зерен. Видимого золота в плоскости брикета не обнаружено.

Таблица 5 – Минеральный состав средней пробы руды месторождения «Гагаринское»

Название продукта	Минеральный состав, масс. %%													
	г/т		Рудные					Породообразующие						
	Золото	Серебро	Пирит	Арсенопирит	Сфалерит	Галенит	Минералы Cu, блеклая руда	Кварц	Кальцит, доломит	Слюда	Хлорит	Полевые шпаты	Амфибол	Всего
Средняя проба	3,0	22,0	3,0	0,7	1,1	0,5	Зн.	61,0	4,0	15,0	6,0	2,0	≤1,0	100,0
	-	-	-	-	-	-		-	-	-	-			
	4,0	24,0	3,4	0,8	1,2	0,6		62,0	5,0	17,0	7,0			

Из таблицы 5 видно, что основными промышленно-ценными минералами, наряду с золотом, серебром являются сфалерит и галенит, содержащиеся в средней пробе, соответственно, в количестве 1,1-1,2% и 0,5-0,6%. Сопутствующие минералы – пирит и арсенопирит, составляющие порядка 3,7-4,2%, в небольшом количестве отмечаются минералы меди (халькопирит, борнит, ковеллин), блеклая руда и гидроксиды железа.

Из породообразующих минералов преобладают кварц 61,0-62,0%, карбонаты: доломит и кальцит 4,0-5,0%, слюды 15,0-17,0%, хлорит 6,0-7,0% полевые шпаты 2,0%, амфиболы около 1,0%.

Содержание по результатам пробирного анализа составляет золота 3,65-3,88 г/т и серебра 22,0-25,0 г/т.

### 3.2.3 Выводы по изучению вещественного состава

1 На определение вещественному составу характеризует сульфидную золотосодержащую свинцово-цинковую руду с содержанием золота 3,65-3,88 г/т, серебра 22,0-25,0 г/т. Видимое золота встречено только в одном из аншлифов. Золото находится в руде в виде дисперсных образований в основном в пирите.

Наряду с золотом, серебром промышленно-ценными минералами являются сфалерит и галенит. Содержание цинка составляет в средней пробе 0,63-0,70%, свинца – 0,40-0,50%.

Сопутствующими сульфидными минералами являются пирит, составляющий в средней пробе около 3,0-3,4% и арсенопирит 0,7-0,8%. В знаковых содержаниях присутствуют минералы меди, блеклая руда.

2 Вмещающие породы представлены брекчированными метасоматически измененными образованиями различного состава. Из

породообразующих минералов преобладают кварц 61,0-62,0%, карбонаты: доломит и кальцит 4,0-5,0%, слюды 15,0-17,0%, хлорит 6,0-7,0% полевые шпаты 2,0%, амфиболы около 1,0%.

### 3.3 Изучение физико-механических свойств пробы руды

Физико-механические свойства руды зависят от свойств рудовмещающих пород и степени их насыщенности рудной минерализацией.

На пробе руды были определены физико-механические свойства по методике.

Физико-механические свойства пробы приведены в таблице 6.

Таблица 6 – Физико-механические свойства пробы руды

Показатели	Единица измерения	Значения
Плотность	г/см <sup>3</sup>	2,89
Насыпной вес	г/см <sup>3</sup>	1,73
Пористость	%	40,14
Влажность	%	0,4 (керновая проба)
Угол естественного откоса	градус	31,3
Крепость по шкале Протоdjяконова	-	11,0

Из таблицы 6 следует, что определенные физико-механические свойства пробы сульфидной свинцово-цинковой руды составляют:

- плотность – 2,89 г/см<sup>3</sup>; сыпной вес – 1,73 г/см<sup>3</sup>;
- пористость – 40,14%;
- угол естественного откоса – 31,3°;
- влажность – 0,4% (проба керновая);
- крепость по Протоdjяконову 11,0 – относит руду к категории средней крепости [15].

### 3.4 Гранулометрический анализ пробы руды

На пробе руды изучено содержание и распределение основных ценных компонентов по классам крупности. Результаты гранулометрического анализа приведены в таблице 7.

Таблица 7 – Результаты гранулометрического анализа пробы руды

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание, %					Распределение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
- 2,0 + 1,0	37,29	0,35	0,645	5,38	3,76	23,06	26,08	33,48	36,48	36,34	34,89
- 1,0 + 0,5	21,12	0,415	0,65	5,76	3,46	21,68	17,51	19,12	22,12	18,94	18,58
- 0,5 + 0,2	20,77	0,53	0,725	5,64	4,34	25,72	22,00	20,96	21,29	23,37	21,67
- 0,2 + 0,1	3,95	0,645	0,81	5,34	2,84	15,00	5,10	4,45	3,83	2,91	2,40
- 0,1+ 0,074	3,15	0,715	0,835	5,15	5,10	27,56	4,50	3,66	2,95	4,17	3,52
- 0,074+0,044	4,11	0,80	0,995	5,39	4,00	31,36	6,57	5,69	4,03	4,26	5,23
- 0,044 + 0	9,61	0,95	0,945	5,32	4,02	35,16	18,24	12,64	9,30	10,01	13,71
Итого	100,0	0,50	0,72	5,50	3,86	24,65	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Из таблицы 7 следует, что с уменьшением крупности классов наблюдаются:

- повышение содержания свинца, цинка;
- неравномерная концентрация золота, серебра;
- равномерная концентрация железа по всем классам крупности;
- наибольшая концентрация свинца, серебра наблюдается в классе  $-0,044+0$  мм и составляет свинца 0,95%, серебра 35,16 г/т.

Распределение элементов происходит в соответствии с выходами классов.

Выход готового класса  $-0,074+0$  мм составляет 13,72%. Содержание в нем свинца 0,905%, цинка 0,96%, железа 5,34%, золота 4,01 г/т, серебра 34,02 г/т при распределении свинца 24,81%, цинка 18,33%, железа 13,33%, золота 14,27%, серебра 18,94%.

### 3.5 Отработка режима свинцового цикла флотации с использованием математических методов планирования экспериментов

Для отработки режима свинцового цикла флотации осуществляли подбор:

- степени измельчения;
- оптимального значения рН - расход соды;
- расход жидкого стекла;
- расход цианида;
- расход цинкового купороса;
- расход собирателя

Опыты по отработке режима свинцового цикла проводили по схеме, приведённой на рисунке 8.



Рисунок 8 – Схема открытых опытов по отработке режима свинцового цикла

При симплекс-планировании опытов необходимо выбрать основной уровень значений факторов  $x_j^0$  и единицу их варьирования  $S_j$  [19]. При исследовании  $m$  факторов необходимо первоначально поставить  $n = m + 1$  опыт. Значения факторов в каждом опыте исходного симплекса определяется по формуле (3.1):

$$x_{ij} = x_j^0 + r_{ij} S_j, \quad (3.1)$$

где  $i$  – номер опыта;  
 $j$  – номер фактора;  
 $x_j^0$  – основной уровень значения факторов;  
 $S_j$  – единица варьирования;  
 $r_{ij}$  – коэффициент, величина и значения которого определяются элементами матрицы исходного симплекса.

Исследованию подлежат шесть факторов. Результаты опытов оцениваются по извлечению  $\varepsilon$  свинца в свинцовый продукт. Принимается основной уровень изменения факторов  $x_j$  и интервал их варьирования  $S_j$ .

Для исследования  $m = 6$  факторов необходима поставить  $n = 6 + 1 = 7$  опытов, матрица исходного симплекса приведена в таблице 8.

Таблица 8 – Матрица значений  $r_{ij}$

№ опыта	№ фактора					
	1	2	3	4	5	6
1	0,5	0,289	0,204	0,158	0,129	0,109
2	-0,5	0,280	0,204	0,158	0,129	0,109
3	0	-0,577	0,204	0,158	0,129	0,109
4	0	0	-0,612	0,158	0,129	0,109
5	0	0	0	-0,632	0,129	0,109
6	0	0	0	0	-0,645	0,109
7	0	0	0	0	0	-0,654

После принятия основного уровня и интервала варьирования факторов по формуле 1 определяются уровни факторов в опытах, полученные значения заносятся в рабочую таблицу экспериментов, по ней ставятся опыты и определяется извлечение свинца. Далее определяются худший опыт, который отбрасывается и по формуле 2 проводится корректировка значений факторов в процессе исследований. Скорректированное значение фактора для нового опыта определяется по значениям фактора, которые остались в рабочей таблице после отбрасывания худшего опыта, по формуле (3.2):

$$x_i^{\text{нов}} = \frac{2 \sum_{i=1}^{n-1} x_{ij}}{n-1} - x_j^{\text{отбр}}; \quad i \neq A \quad (3.2)$$

где  $x_j^{\text{отбр}}$  – значение  $j$ -того фактора в отбрасываемом опыте;  
 $x_j^{\text{нов}}$  – значение  $j$ -того фактора для нового опыта;

A – номер отбрасываемого опыта.

Уровень изменения факторов и интервал их варьирования приведен в таблице 9.

Таблица 9 – Уровень изменения факторов и интервал их варьирования

	Основной уровень $x_j$	Единица варьирования $S_j$
Степень измельчения класс -0,074 мм, %... $x_1$	75	10
Расход, г/т:		
соды..... $x_2$	500	50
жидкого стекла..... $x_3$	150	100
цианида ..... $x_4$	20	5
цинкового купороса..... $x_5$	300	100
собирателя PAX..... $x_6$	30	10

По рассчитанным уровням факторов проведены опыты по флотационному обогащению (рисунок 8). Полученные результаты занесены в рабочую таблицу экспериментов симплекс-планирования, таблица 10.

Таблица 10 – Рабочая таблица экспериментов симплекс – планирования

№ опыта	Фактор						$\epsilon_{рв}$ , %	Исходный симплекс	Какой опыт отброшен
	$x_1$	$x_2$	$x_3$	$x_4$	$x_5$	$x_6$			
1	80	514,5	170,4	20,79	312,9	31,09	78,48	1-2-3-4-5-6-7	Исходный симплекс
2	70	514,5	170,4	20,79	312,9	31,09	75,46	1-2-3-4-5-6-7	
3	75	471,2	170,4	20,79	312,9	31,09	80,17	1-2-3-4-5-6-7	
4	75	500,0	88,8	20,79	312,9	31,09	80,15	1-2-3-4-5-6-7	
5	75	500,0	150,0	16,84	312,9	31,09	81,88	1-2-3-4-5-6-7	
6	75	500,0	150,0	20	235,5	31,09	83,42	1-2-3-4-5-6-7	
7	75	500,0	150,0	20	300	23,46	81,2	1-2-3-4-5-6-7	
8	82	481	123	19	283	29	79,1	1-3-4-5-6-7-8	2
9	72	470	107	18	273	28	78,6	3-4-5-6-7-8-9	1
10	76	489	134	19	290	29	83,95	3-4-5-6-7-8-9	Опыт поставлен в центре симплекса
11	76	489	134	19	290	29	84,05	3-4-5-6-7-8-9	

После постановки исходных семи опытов, нами определен наихудший опыт с минимальным извлечением свинца 75,46 %, опыт №2. Данный опыт был условно отброшен и далее по формуле 2 рассчитывались условия нового 8 опыта, извлечение свинца в который составило 79,1 %. Так как данный показатель извлечения свинца лучше, чем в опыте №2, опыт №2 был отброшен из рабочей таблицы.

Следующий худший опыт из оставшихся опыт №1, извлечение свинца в данный опыт составило 78,48 %, аналогичным образом данный опыт был

условно отброшен и определялись условия 9 опыта. Извлечение свинца в опыт №9 составило 78,6 %, что незначительно лучше, чем в опыте №1. Так как при изменении параметров факторов в опыте №9 не привело к улучшению результатов по извлечению свинца, из этого следует что мы находимся в области оптимума и нами была проведена проверка достижения почти стационарной области.

Для осуществления проверки достижения в центре симплекса поставлены опыты №10 и №11 извлечение свинца, в которые составило 83,95 % и 84,05 %, среднее 84,0 %. Среднее извлечение свинца по результатам оставшихся опытов в рабочей таблице составило 80,65 %. Ошибку опытов принимаем равной  $\sigma_y = 1 \% = 0,8065$  разность между средними значениями опытов в центре симплекса и оставшихся опытов в рабочей таблице составляет  $84,0 - 80,65 = 3,35$ , что больше 0,8065. Следовательно, мы достигли почти стационарной области и дальнейшее движение к оптимуму методом симплекс планирования нецелесообразно.

Поставлен контрольный опыт при величинах основного уровня факторов, результаты показаны в таблице 11.

Таблица 11 – Флотационный опыт при величинах основного уровня факторов

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
Итого Pb продукта	6,14	6,923	4,384	17,41	85,88	38,08	19,31
Хвосты Pb флотации	93,86	0,074	0,466	4,76	14,12	61,92	80,69
Руда	100,0	0,495	0,707	5,54	100,0	100,0	100,0

При величинах основного уровня факторов, принятых из практики переработки аналогичных руд извлечение свинца составило 85,88 %, следовательно, принятый основной уровень является оптимальным для селективной флотации свинца.

С использованием метода симплекс-планирования отработан режим свинцовый флотации.

Отработанный режим флотации:

- степень измельчения руды 75 % класса менее 0,074 мм;
- оптимального значения pH - расход соды – 500 г/т;
- расход жидкого стекла – 150 г/т;
- расход цианида – 20 г/т;
- расход цинкового купороса – 300 г/т;
- расход собирателя – 30 г/т.

При использовании данного режима флотации получены следующие показатели свинцовый продукт с содержанием свинца 6,923 %, цинка 4,38 %, железа 17,41 % при извлечении свинца 85,88 %, железа 19,31 %. Выход свинцового продукта составил 6,14 %.

### 3.5.1 Исследование кинетики флотации свинцового цикла

После подбора оптимальных расходов реагентов в свинцовом цикле флотации уточнялось время основной и контрольной флотации. Пену снимали фракционно по времени: в основной флотации через каждую минуту; время контрольной флотации – через каждые две минуты.

Опыты по уточнению времени флотации проводили по схеме, приведенной на рисунке 8. Результаты опыта по фракционному съему приведены в таблице 12.

Таблица 12 – Результаты фракционного съема пены свинцового цикла флотации

Фракции	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
Основной свинцовый продукт							
1 фракция – 2 мин	1,84	15,8	7,79	18,38	58,86	20,27	6,11
2 фракция – 2 мин	0,94	7,63	4,10	14,90	14,50	5,45	2,53
3 фракция – 1 мин	0,28	3,42	3,65	13,41	1,94	1,44	0,68
4 фракция – 1 мин	0,23	2,37	3,50	12,91	1,11	1,15	0,54
5 фракция – 1 мин	0,21	2,24	3,45	12,66	0,95	1,02	0,48
Итого основной продукт	3,50	10,5	5,926	16,35	77,36	29,33	10,34
Контрольный свинцовый продукт							
1 фракция – 2 мин	1,21	1,65	2,60	22,87	4,0	4,20	4,34
2 фракция – 2 мин	0,81	1,28	2,30	22,35	2,10	2,63	2,68
3 фракция – 2 мин	0,62	0,46	2,20	17,38	0,59	1,92	1,95
4 фракция – 2 мин	0,52	0,47	2,05	16,39	0,49	1,51	1,51
5 фракция – 2 мин	0,47	0,43	1,95	15,89	0,40	1,30	1,35
Итого контрольного продукта	3,63	1,04	2,25	18,05	7,62	11,56	11,83
Итого свинцового продукта	7,13	5,89	4,055	17,21	84,98	40,89	22,17
Хвосты свинцовой флотации	92,87	0,08	0,45	4,64	15,02	59,11	77,83
Руда	100,0	0,50	0,707	5,54	100,0	100,0	100,0

В таблице 13 приведены сводные результаты фракционного анализа.

Таблица 13 – Сводные результаты фракционного анализа

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
$t_{\text{осн.флот.}} - 7 \text{ минут}; t_{\text{контр.флот.}} - 10 \text{ минут}; K_{\text{Pb}} = 0,359$							
Основной Pb продукт	3,50	10,5	5,926	16,17	77,36	29,33	10,34
Контрольный продукт	3,63	1,04	2,248	18,74	7,62	11,56	11,83
Итого Pb продукта	7,13	5,89	4,05	17,18	84,98	40,89	22,17
Хвосты Pb флотации	92,87	0,08	0,45	4,64	15,02	59,11	77,83
Руда	100,0	0,49	0,707	5,54	100,0	100,0	100,0

Продолжение таблицы 13

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
$t_{\text{осн.флот.}} - 5 \text{ минут}; t_{\text{контр.флот.}} - 8 \text{ минут}; K_{\text{Pb}} = 0,395$							
Основной Pb продукт	3,06	12,2	6,275	16,86	75,30	27,16	9,32
Контрольный продукт	3,08	1,41	2,506	17,96	8,79	10,92	9,99
Итого Pb продукта	6,14	6,77	4,384	17,41	84,09	38,08	19,31
Хвосты Pb флотации	93,86	0,08	0,466	4,76	15,91	61,92	80,69
Руда	100,0	0,49	0,707	5,54	100,0	100,0	100,0

На основании критерий эффективности флотации  $K_{\text{Pb}}$  равно 0,395 устанавливаем время основной свинцовой флотации 5 и время контрольной флотации 8 минуты.

На рисунке 9 приведен график зависимости содержания и извлечения свинца и цинка от времени флотации основного свинцового продукта.

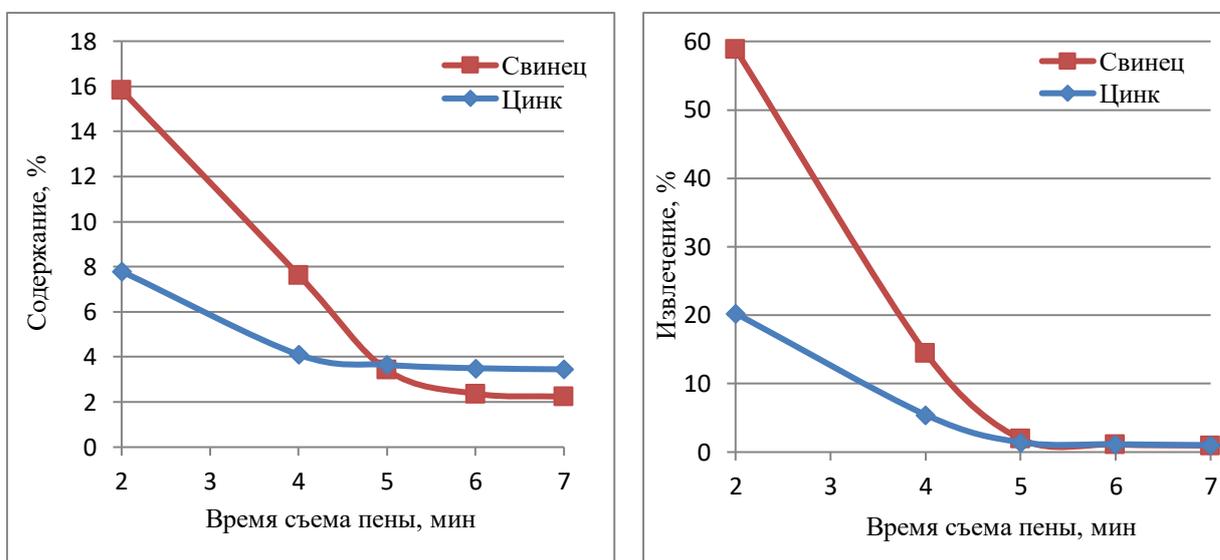


Рисунок 9 – График зависимости содержания и извлечения свинца и цинка от времени флотации основного свинцового продукта.

На рисунке 10 приведен график зависимости содержания и извлечения свинца и цинка от времени флотации контрольного свинцового продукта.

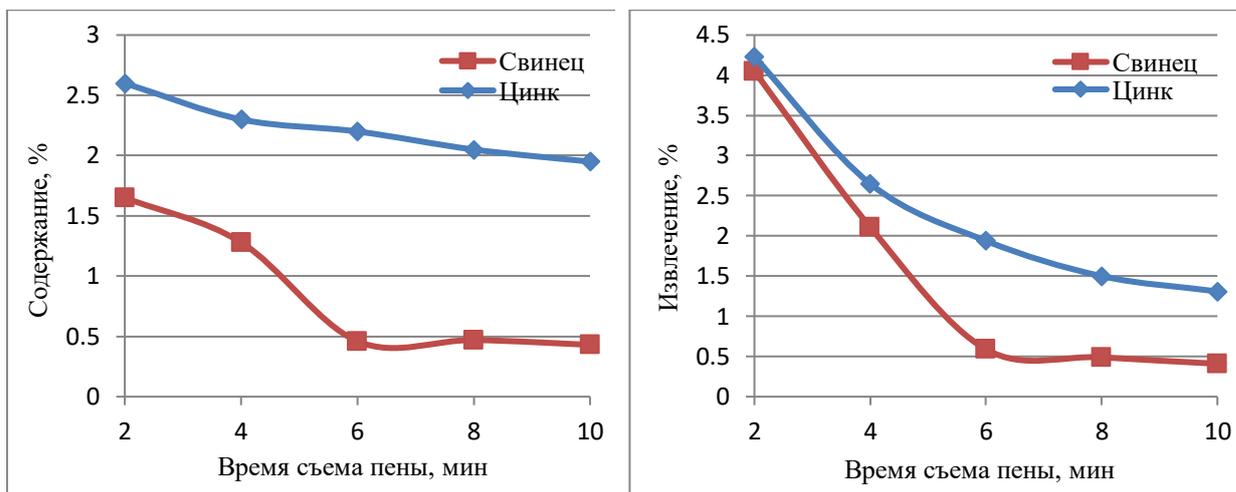


Рисунок 10 – График зависимости содержания и извлечения свинца и цинка от времени флотации контрольного свинцового продукта

Из рисунков 9, 10 видно, что основное количество свинца и цинка извлекается в первые минуты.

### 3.6 Оработка режимов цинкового цикла флотации

Подбор реагентов в цинковом цикле флотации проводили по схеме, приведенной на рисунке 11. В цинковом цикле флотации подбирали:

- оптимальное значение pH;
- расход медного купороса;
- расход собирателя.

В таблице 14 приведены результаты опытов по подбору оптимального значения pH.

Таблица 14 – Результаты опытов по подбору оптимального значения pH

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход, г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	6,25	6,85	4,20	17,72	84,82	38,12	20,13	pH = 9,05
Zn продукт	5,01	0,39	7,00	17,24	3,92	50,93	15,69	
Хвосты	88,74	0,064	0,085	3,98	11,26	10,95	64,18	
Руда	100,0	0,505	0,69	5,503	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	6,31	6,88	4,30	18,72	85,67	38,87	21,25	pH = 10,3
Zn продукт	4,88	0,38	7,40	17,26	3,69	50,56	15,15	
Хвосты	88,81	0,06	0,085	3,98	10,64	10,57	63,60	
Руда	100,0	0,501	0,714	5,56	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	6,27	6,85	4,25	17,37	85,62	38,61	19,79	pH = 11,1
Zn продукт	5,89	0,33	6,00	15,91	3,87	51,20	17,02	
Хвосты	87,84	0,06	0,08	3,96	10,51	10,19	63,19	
Руда	100,0	0,502	0,69	5,51	100,0	100,0	100,0	

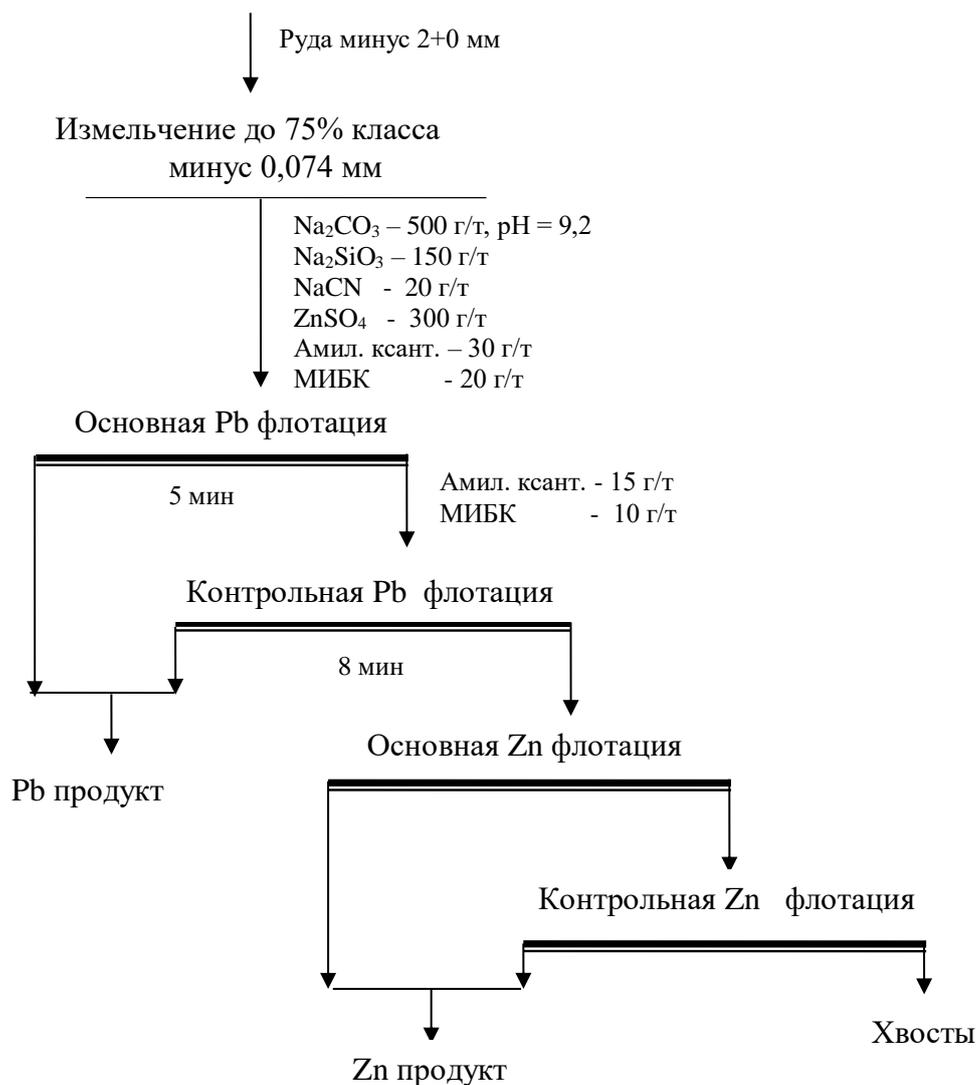


Рисунок 11 – Схема открытых опытов по подбору реагентного режима в цинковом цикле флотации

Из таблицы 14 следует, что с различными значениями рН получены:

- при рН = 9,05 цинковый продукт с содержанием цинка 7,00%, железа 17,24% при извлечении цинка 50,93%. Выход цинкового продукта составляет 5,01%;
- при рН = 10,3 цинковый продукт с содержанием цинка 7,40%, железа 17,26% при извлечении цинка 50,56%. Выход цинкового продукта составляет 4,88%;
- при рН = 11,1 цинковый продукт с содержанием цинка 6,00%, железа 15,91% при извлечении цинка 51,20%. Выход цинкового продукта составляет 5,89%.

Таким образом, с повышением рН от 9,05 до 11,1 наблюдается в цинковом продукте снижение содержания железа на 1,33% (с 17,24% до 15,91%).

Рекомендуется проводить цинковую флотацию в известковой среде при рН = 11,0.

Результаты опытов по подбору оптимального расхода медного купороса приведены в таблице 15.

Таблица 15 – Результаты опытов по подбору оптимального расхода медного купороса

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход CuSO <sub>4</sub> , г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	6,27	6,85	4,25	17,37	85,62	38,61	19,79	150 K <sub>Zn</sub> = 0,52
Zn продукт	5,89	0,33	6,00	15,91	3,87	51,20	17,02	
Хвосты	87,84	0,06	0,08	3,96	10,51	10,19	63,19	
Руда	100,0	0,502	0,69	5,51	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	6,17	7,06	4,30	17,87	85,51	38,09	19,99	200 K <sub>Zn</sub> = 0,54
Zn продукт	5,82	0,36	6,20	14,90	4,12	51,80	15,72	
Хвосты	88,01	0,06	0,08	4,03	10,37	10,11	64,29	
Руда	100,0	0,51	0,696	5,52	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	6,01	6,97	4,35	18,87	85,25	38,75	20,62	250 K <sub>Zn</sub> = 0,49
Zn продукт	5,96	0,33	5,75	14,90	4,01	50,81	16,15	
Хвосты	88,03	0,06	0,08	3,95	10,74	10,44	63,23	
Руда	100,0	0,49	0,675	5,50	100,0	100,0	100,0	

Из таблицы 15 следует, что с различными расходами медного купороса получены:

- при 150 г/т цинковый продукт с содержанием цинка 6,00%, железа 15,91% при извлечении цинка 51,20%. Выход цинкового продукта составляет 5,89%, K<sub>Zn</sub> равно 0,52;

- при 200 г/т цинковый продукт с содержанием цинка 6,20%, железа 14,90% при извлечении цинка 51,80%. Выход цинкового продукта составляет 5,82%, K<sub>Zn</sub> равно 0,54;

- при 250 г/т цинковый продукт с содержанием цинка 5,75%, железа 14,90% при извлечении цинка 50,81%. Выход цинкового продукта составляет 5,96 %, K<sub>Zn</sub> равно 0,49.

На основании результатов опытов и критерий эффективности флотации принимаем расход медного купороса 200 г/т.

Результаты открытых опытов по подбору оптимального расхода собирателя приведены в таблице 16.

Таблица 16 – Результаты открытых опытов по подбору оптимального расхода собирателя

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход собирателя, г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	6,24	6,83	4,30	17,02	85,38	38,36	19,02	20 $K_{Zn} = 0,53$
Zn продукт	5,45	0,33	6,50	14,93	3,58	50,66	14,57	
Хвосты	88,31	0,063	0,087	4,20	11,04	10,98	66,41	
Руда	100,0	0,503	0,70	5,59	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	6,17	7,06	4,30	17,87	85,51	38,09	19,99	30 $K_{Zn} = 0,54$
Zn продукт	5,82	0,36	6,20	14,90	4,12	51,80	15,72	
Хвосты	88,01	0,06	0,08	4,03	10,37	10,11	64,29	
Руда	100,0	0,51	0,696	5,52	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	6,12	7,04	4,28	16,92	85,39	37,93	18,26	40 $K_{Zn} = 0,52$
Zn продукт	5,97	0,35	6,00	16,55	4,14	51,88	17,42	
Хвосты	87,91	0,06	0,08	4,15	10,47	10,19	64,32	
Руда	100,0	0,505	0,69	5,67	100,0	100,0	100,0	

Из таблицы 16 следует, что с различными расходами собирателя получены:

- при 20 г/т цинковый продукт с содержанием цинка 6,50%, железа 14,93% при извлечении цинка 50,66%. Выход цинкового продукта составляет 5,45%,  $K_{Zn}$  равно 0,53;

- при 30 г/т цинковый продукт с содержанием цинка 6,20%, железа 14,90% при извлечении цинка 51,80%. Выход цинкового продукта составляет 5,82%,  $K_{Zn}$  равно 0,54;

- при 40 г/т цинковый продукт с содержанием цинка 6,00%, железа 16,55% при извлечении цинка 51,88%. Выход цинкового продукта составляет 5,97 %,  $K_{Zn}$  равно 0,52.

На основании результатов опытов и критерий эффективности флотации принимаем расход собирателя 30 г/т.

### 3.6.1 Исследование кинетики флотации цинкового цикла

После подбора оптимальных расходов реагентов в цинковом цикле флотации уточнялось время основной и контрольной флотации. Пену снимали фракционно по времени: в основной и контрольной флотации через каждые две и одну минуты при следующих расходах реагентов:

- в свинцовом цикле флотации - основная флотация: сода – 500 г/т, жидкое стекло – 150 г/т, цианид – 20 г/т, цинковый купорос – 300 г/т, PAX – 30 г/т, МИБК – 20 г/т; контрольная флотация: PAX – 20 г/т, МИБК – 10 г/т;

- в цинковом цикле флотации - основная флотация: CaO – pH = 11,0-11,1, медный купорос – 200 г/т, PAX – 30 г/т, МИБК – 15 г/т; контрольная флотация: медный купорос - 50 г/т, PAX – 20 г/т, МИБК – 10 г/т.

Опыты по уточнению времени флотации в цинковом цикле проводили по схеме, приведенной на рисунке 12.

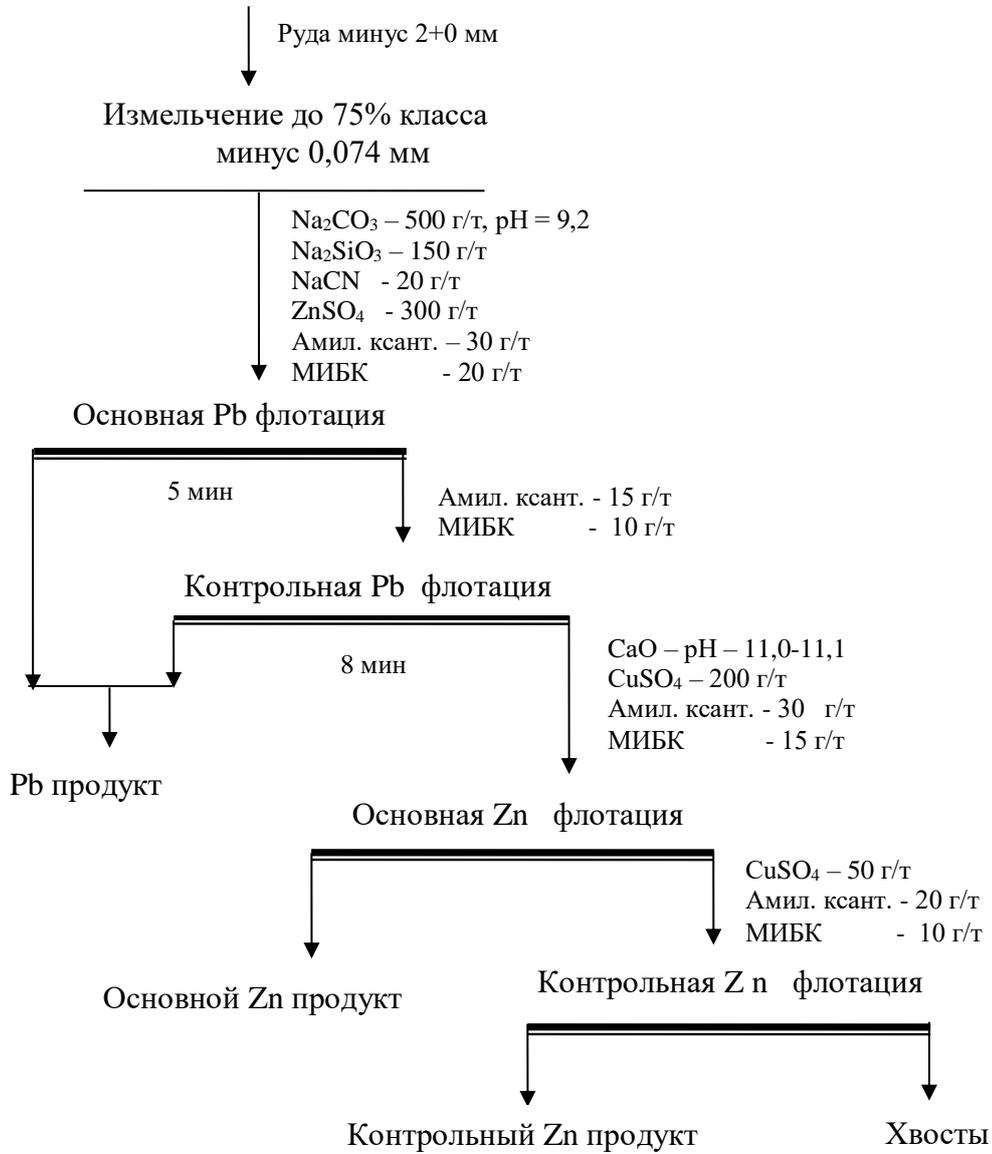


Рисунок 12 – Схема проведения опыта по кинетике цинкового цикла флотации

Результаты опытов по фракционному съему пены приведены в таблице 20.

Таблица 17 – Результаты фракционного съема пены

Фракции	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
Свинцовый продукт	6,32	6,75	4,30	17,88	85,06	38,80	20,48
Основной цинковый продукт							
1 фракция – 2 мин	1,87	0,46	16,39	24,84	1,71	43,75	8,43
2 фракция – 2 мин	0,66	0,44	3,50	21,36	0,58	3,30	2,56
3 фракция – 1 мин	0,65	0,43	1,50	17,88	0,56	1,40	2,11
4 фракция – 1 мин	0,32	0,39	0,97	15,90	0,24	0,44	0,92
Итого основной продукт	3,50	0,443	9,786	22,07	3,09	48,89	14,02
Контрольный цинковый продукт							
1 фракция – 2 мин	0,89	0,33	0,91	13,16	0,58	1,16	2,13
2 фракция – 2 мин	0,63	0,27	0,64	10,43	0,34	0,57	1,19
3 фракция – 2 мин	0,51	0,24	0,43	9,94	0,24	0,31	0,92
4 фракция – 1 мин	0,21	0,25	0,40	9,69	0,10	0,11	0,37
5 фракция – 1 мин	0,22	0,23	0,40	9,44	0,10	0,13	0,38
Итого контрольного продукта	2,46	0,276	0,65	11,16	1,36	2,28	4,99
Итого цинкового продукта	5,96	0,374	6,01	17,54	4,45	51,17	19,01
Хвосты цинковой флотации	87,72	0,06	0,08	3,80	10,49	10,03	60,51
Руда	100,0	0,50	0,70	5,51	100,0	100,0	100,0

В таблице 18 приведены сводные результаты фракционного анализа.

Таблица 18 - Сводные результаты фракционного анализа

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Время флотации
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	6,32	6,75	4,30	17,88	85,06	38,80	20,48	t <sub>осн.флот.</sub> - 6 мин t <sub>контр.флот.</sub> - 8 мин
Основной Zn продукт	3,50	0,443	9,786	22,07	3,09	48,89	14,02	
Контрольный Zn продукт	2,46	0,276	0,65	11,16	1,36	2,28	4,99	
Итого Zn продукт	5,96	0,374	6,015	17,57	4,45	51,17	19,01	
Хвосты	87,72	0,06	0,08	3,80	10,49	10,03	60,51	
Руда	100,0	0,502	0,70	5,51	100,0	100,0	100,0	t <sub>осн.флот.</sub> - 5 мин t <sub>контр.флот.</sub> - 7 мин
Pb продукт	6,32	6,75	4,30	17,88	85,06	38,80	20,48	
Основной Zn продукт	3,18	0,45	10,67	22,69	2,85	48,45	13,10	
Контрольный Zn продукт	2,35	0,30	0,74	12,10	1,40	2,48	5,16	
Итого Zn продукт	5,83	0,365	6,12	17,26	4,25	50,93	18,26	
Хвосты	88,15	0,061	0,081	3,83	10,69	10,27	61,26	
Руда	100,0	0,502	0,70	5,51	100,0	100,0	100,0	

Продолжения таблицы 18

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Время флотации
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	6,32	6,75	4,30	17,88	85,06	38,80	20,48	t <sub>осн.флот.</sub> - 4 МИН t <sub>контр.флот.</sub> - 6 МИН
Основной Zn продукт	2,53	0,455	13,03	23,93	2,29	47,05	10,99	
Контрольный Zn продукт	2,49	0,345	1,004	14,05	1,72	3,57	6,35	
Итого Zn продукт	5,02	0,40	7,07	19,03	4,01	50,62	17,34	
Хвосты	88,66	0,062	0,083	3,863	10,93	10,58	62,18	
Руда	100,0	0,502	0,70	5,51	100,0	100,0	100,0	

Из таблицы 18 следует, что при фракционном съеме пены уменьшение времени основной и контрольной цинковой флотации приводит к:

- повышению содержания цинка в цинковом продукте с 6,01% до 7,07% при снижении извлечения с 51,17% до 50,62%;
- увеличению потери с хвостами цинка с 10,03% до 10,58%.

Устанавливаем время флотации основной 6 и контрольной 7 минуты.

На рисунках 13, 14 приведены графики зависимости содержания и извлечения цинка от фракционного съема пены.

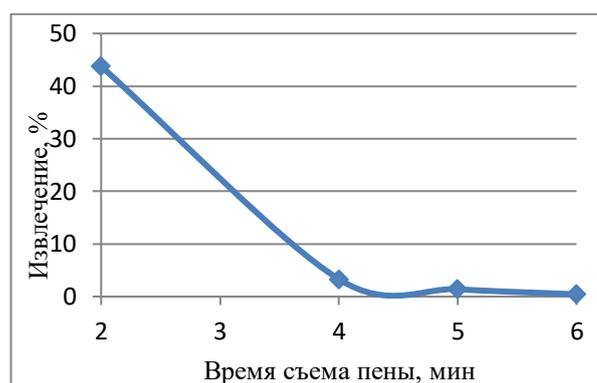
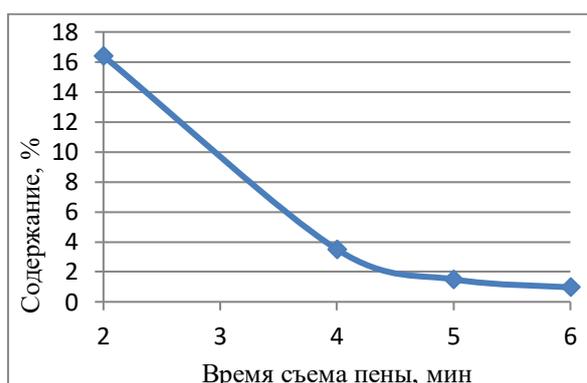


Рисунок 13 – Графики зависимости содержания и извлечения цинка в основной цинковый продукт от фракционного съема пены

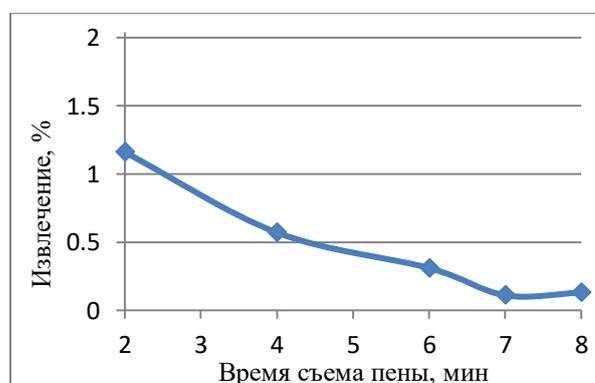
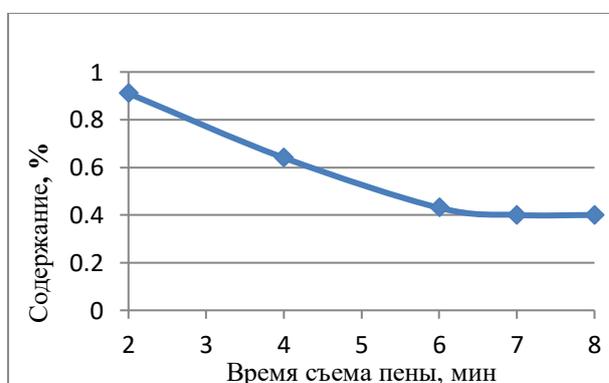


Рисунок 14 – Графики зависимости содержания и извлечения цинка в контрольный цинковый продукт от фракционного съема пены

Из приведенных графиков (рисунки 13, 14) видно, что основное количество цинка извлекается в основной флотации в течение 5 минут, в контрольной – 7 минут.

### 3.7 Проведение замкнутого опыта

На основании проведенных открытых опытов установлены следующие параметры измельчения и флотации:

- измельчение руды до крупности 75% класса минус 0,074 мм;
- свинцовый цикл флотации:
  - в основную флотацию:  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  – 500 г/т,  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  – 150 г/т,  $\text{NaCN}$  – 20 г/т,  $\text{ZnSO}_4$  – 300 г/т,  $\text{PAX}$  – 30 г/т,  $\text{МИБК}$  – 20 г/т;
  - в контрольную флотацию:  $\text{NaCN}$  - 10 г/т,  $\text{PAX}$  – 20 г/т,  $\text{МИБК}$  – 10 г/т;
  - в I перечистку:  $\text{ZnSO}_4$  - 150 г/т,  $\text{NaCN}$  – 10 г/т;
  - во II перечистку:  $\text{ZnSO}_4$  - 75 г/т,  $\text{NaCN}$  - 5 г/т;
  - в III перечистку:  $\text{ZnSO}_4$  - 50 г/т;
- цинковый цикл флотации:
  - в основную флотацию:  $\text{CaO}$  – рН = 11,0-11,1;  $\text{CuSO}_4$ – 200 г/т,  $\text{PAX}$  – 30 г/т,  $\text{МИБК}$  – 15 г/т;
  - в контрольную флотацию:  $\text{CaO}$  – рН = 11,0-11,1;  $\text{CuSO}_4$ – 50 г/т,  $\text{PAX}$  – 20 г/т,  $\text{МИБК}$  – 10 г/т;
  - доизмельчение грубого цинкового концентрата до крупности 95% класса минус 0,044 мм;
  - в I перечистку:  $\text{CaO}$  – рН = 11,0-11,5,  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  – 100 г/т;
  - во II перечистку:  $\text{CaO}$  – рН = 11,0-11,5,  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  – 100 г/т;
  - в III перечистку:  $\text{CaO}$  – рН = 11,0-11,5;
  - в IV перечистку:  $\text{CaO}$  – рН = 11,0-11,5;
  - в контрольную I перечистную флотацию:  $\text{CaO}$  – рН = 11,0-11,1,  $\text{Na}_2\text{SiO}_3$  – 50 г/т,  $\text{PAX}$  – 5 г/т.

Схема замкнутых опытов приведена на рисунке 15.

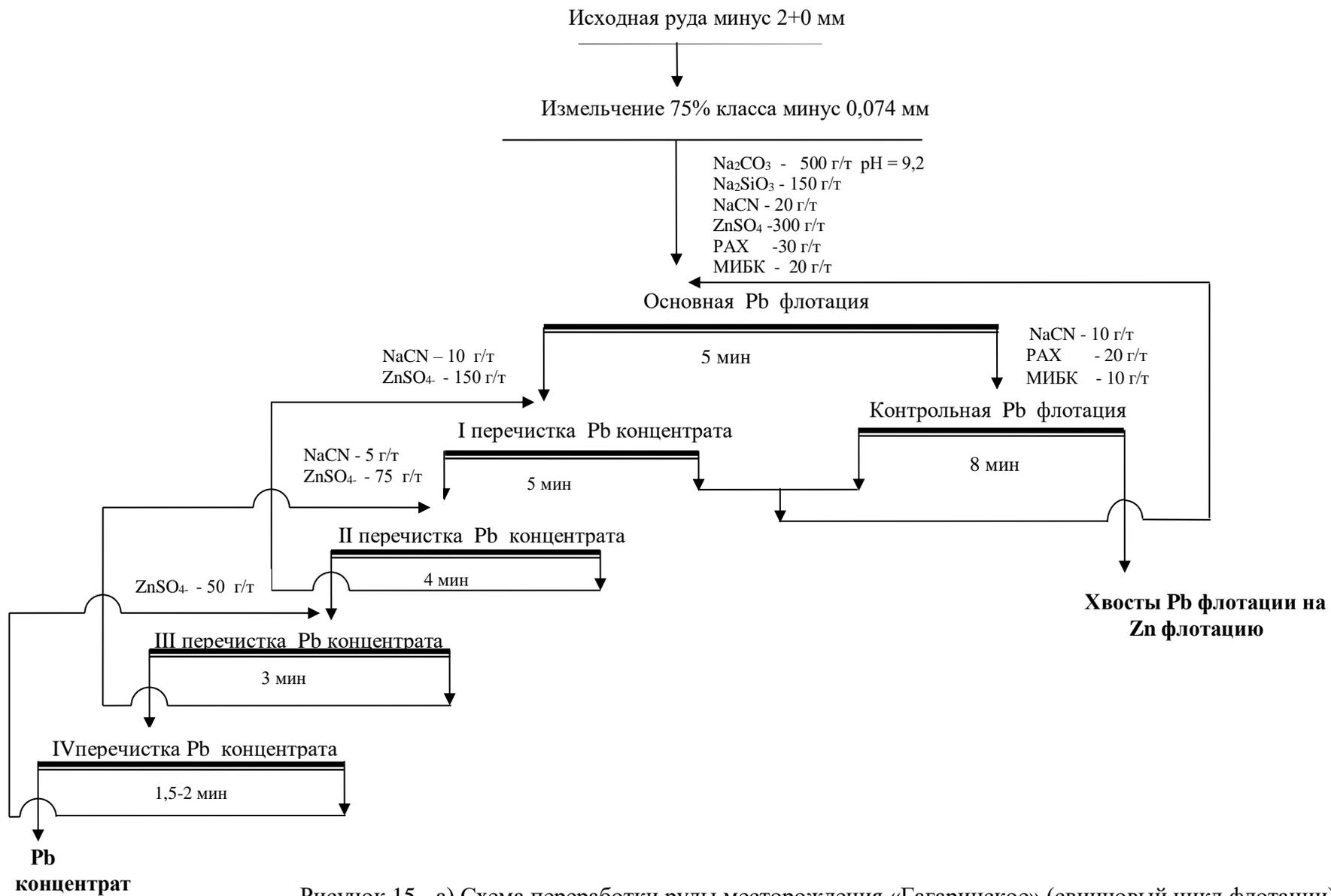


Рисунок 15 - а) Схема переработки руды месторождения «Гегаринское» (свинцовый цикл флотации)

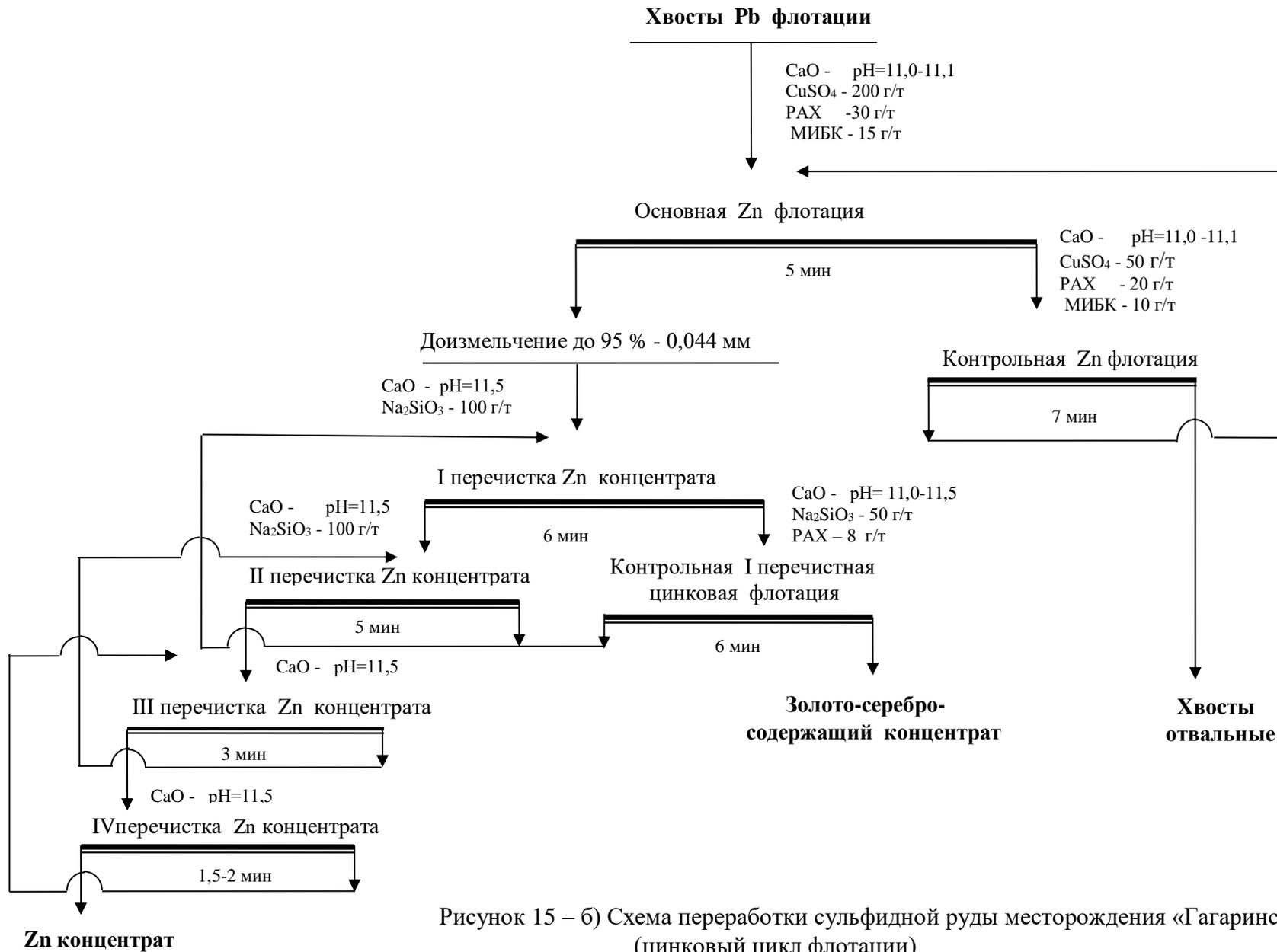


Рисунок 15 – б) Схема переработки сульфидной руды месторождения «Гагаринское» (цинковый цикл флотации)

В таблице 19 приведены результаты опыта в замкнутом цикле.

Таблица 19 – Результаты замкнутого опыта

Продукты	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Pb пр/пр	0,70	33,64	7,73	14,4	186,7	1523,0	58,39	7,90	1,83	36,90	46,34
Au-Ag конц.	6,70	1,07	1,93	25,1	20,30	98,00	17,78	18,88	30,55	38,40	28,54
Общий конц.	7,40	4,15	2,478	24,09	36,04	232,80	76,17	26,78	32,38	75,30	74,88
Zn конц.	0,83	2,74	47,15	9,43	34,60	227,60	5,63	57,14	1,42	8,11	8,21
Хвосты	91,77	0,08	0,12	3,97	0,64	4,24	18,20	16,08	66,20	16,59	16,91
Руда	100,0	0,40	0,685	5,504	3,54	23,01	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Из таблицы 19 следует, что в замкнутом цикле получены:

- свинцовый промпродукт с содержанием свинца 33,64%, цинка 7,73%, железа 14,40%, золота 186,7 г/т, серебра 1523,0 г/т, при извлечении свинца 58,39%, железа 1,83%, золота 36,90%, серебра 46,34%. Потери цинка в свинцовом промпродукте составляют 7,90% при выходе 0,70%;

- золото-серебросодержащий концентрат с содержанием золота 20,30 г/т, серебра 98,00 г/т, свинца 1,07%, цинка 1,93%, железа 25,10% при извлечении золота 38,40%, серебра 28,54%, свинца 17,78%, цинка 18,88%. Выход составляет 6,70%;

- общий концентрат (свинцовый промпродукт + золото-серебросодержащий концентрат) с содержанием золота 36,04 г/т, серебра 232,80 г/т, свинца 4,15%, цинка 2,478%, железа 24,09% при извлечении золота 75,30%, серебра 74,88%, свинца 76,17%, цинка 26,78%. Выход составляет 7,40%;

- цинковый концентрат с содержанием цинка 47,15%, свинца 2,74%, железа 9,43%, золота 34,60 г/т, серебра 227,60 г/т, при извлечении цинка 57,14%. Потери свинца в цинковом концентрате составляют 5,63%, золота 8,11%, серебра 8,21% при выходе 0,83%;

- хвосты отвальные с содержанием свинца 0,08%, цинка 0,12%, железа 3,97%, золота 0,64 г/т, серебра 4,24 г/т при выходе 91,77%. Потери составляют свинца 18,20%, цинка 16,08%, золота 16,59%, серебра 16,91%.

### 3.8 Гравитационное выделение золота

В пробе руды по результатам рационального анализа золота и серебра свободного и в открытых сростках составляет золота 82,47%, серебра – 53,94%.

С целью выделения золота и серебра в гравитационный концентрат были проведены исследования на 3-х дюймовом концентраторе «Knelson».

Схема опыта по гравитационному выделению золота приведена на рисунке 16.

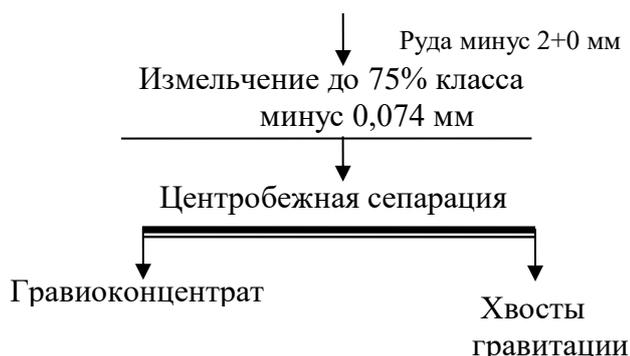


Рисунок 16 – Схема опытов по выделению гравитационного концентрата

Результаты опыта приведены в таблице 20.

Таблица 20 – Результаты опыта по сепарации

Продукты	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Гравиоконц.	1,00	7,37	4,53	23,34	119,5	273,3	18,21	7,2	4,2	32,8	12,4
Хвосты гравитации	99,00	0,33	0,59	5,62	2,47	19,50	81,79	92,8	95,8	67,2	87,6
Руда	100,0	0,40	0,63	5,50	3,64	22,04	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Из таблицы 20 следует, что при сепарации пробы руды массой 10 кг получены:

- гравиоконцентрат с содержанием золота 119,50 г/т, серебра 273,30 г/т, свинца 7,37%, цинка 4,53%, железа 23,34% при извлечении золота 32,8%, серебра 12,4%. Потери в гравиоконцентрате составляют свинца 18,21%, цинка 7,20%, железа 4,2%. Выход составляет 1,00%;

- хвосты гравитации с содержанием золота 2,47 г/т, серебра 19,50 г/т, свинца 0,33%, цинка 0,59%, железа 5,62% при выходе хвостов 99,00%. В хвостах распределяется золота 67,20%, серебра 87,60%, свинца 81,79%, цинка 92,80%, железа 95,8%.

### 3.9 Проведение опыта на хвостах гравитации по селективной схеме

В хвостах гравитации потери составляют золота 67,15%, серебра 87,60%, свинца 81,79%, цинка 92,80%, железа 95,76%. Для их доизвлечения хвосты гравитации подвергались обогащению по селективной схеме.

Селективная схема опыта на хвостах гравитации приведена на рисунке 17, а результаты опыта – в таблице 21.

Таблица 21 – Результаты замкнутого опыта на хвостах гравитации по селективной схеме

Продукты	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Гравиоконц.	1,00	7,37	4,53	23,34	119,5	273,3	18,21	7,20	4,24	32,85	12,40
Pb пр/пр	0,62	36,05	9,55	11,42	113,3	1237,9	55,21	9,40	1,29	19,31	34,83
Au-Ag конц.	4,82	0,81	2,25	23,84	20,50	108,9	9,63	17,23	20,89	27,16	23,82
Общ. конц.	6,44	5,22	3,30	22,57	44,81	243,2	83,05	33,83	26,42	79,32	71,05
Zn конц.	0,60	2,13	50,83	6,95	26,30	316,6	3,16	48,44	0,76	4,34	8,62
Хвосты	92,96	0,06	0,12	4,31	0,64	4,82	13,79	17,73	72,82	16,34	20,33
Руда	100,0	0,40	0,63	5,50	3,64	22,04	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Из таблицы 21 следует, что в замкнутом цикле на хвостах гравитации получены:

- гравиоконцентрат с содержанием свинца 7,37%, цинка 4,53%, железа 23,34%, золота 119,5 г/т, серебра 273,3 г/т при извлечении золота 32,85%, серебра 12,40%. Потери в гравиоконцентрате составляют свинца 18,21%, цинка 7,20%, железа 4,24% при выходе 1,00%;

- свинцовый промпродукт с содержанием свинца 36,05%, цинка 9,55%, железа 11,42%, золота 113,3 г/т, серебра 1237,9 г/т, соответствует марке ППС по ОСТу 48-92-75, при извлечении свинца 55,21%, железа 1,29%, золота 19,31%, серебра 34,83%. Потери цинка в свинцовом промпродукте составляют 9,40% при выходе 0,62%;

- золото-серебросодержащий концентрат с содержанием золота 20,50 г/т, серебра 108,90 г/т, соответствует Техническим требованиям к флотационным золотосодержащим концентратам ТУ 48-16-6-75, свинца 0,81%, цинка 2,25%, железа 23,84% при извлечении золота 27,16%, серебра 23,82%, свинца 9,63%, цинка 17,23%. Выход составляет 4,82%;

- общий концентрат (гравиоконцентрат + свинцовый промпродукт + золото-серебросодержащий концентрат) с содержанием золота 44,81 г/т, серебра 243,12 г/т соответствует Техническим требованиям к флотационным золотосодержащим концентратам ТУ 48-16-6-75, свинца 5,22%, цинка 3,307%, железа 22,567% при извлечении золота 79,32%, серебра 71,05%, свинца 83,05%, цинка 33,83%. Выход составляет 6,44%;

- цинковый концентрат с содержанием цинка 50,83%, свинца 2,13%, железа 6,95%, золота 26,30 г/т, серебра 316,60 г/т, соответствует марке КЦ-4 по ОСТу 48-31-81, при извлечении цинка 48,44%. Потери в цинковом концентрате составляют свинца 3,16%, золота 4,34%, серебра 8,62% при выходе 0,60%;

- хвосты отвальные с содержанием свинца 0,06%, цинка 0,12%, железа 4,31%, золота 0,64 г/т, серебра 4,82 г/т при выходе 92,96%. Потери составляют свинца 13,79%, цинка 17,73%, золота 16,34%, серебра 20,33%.

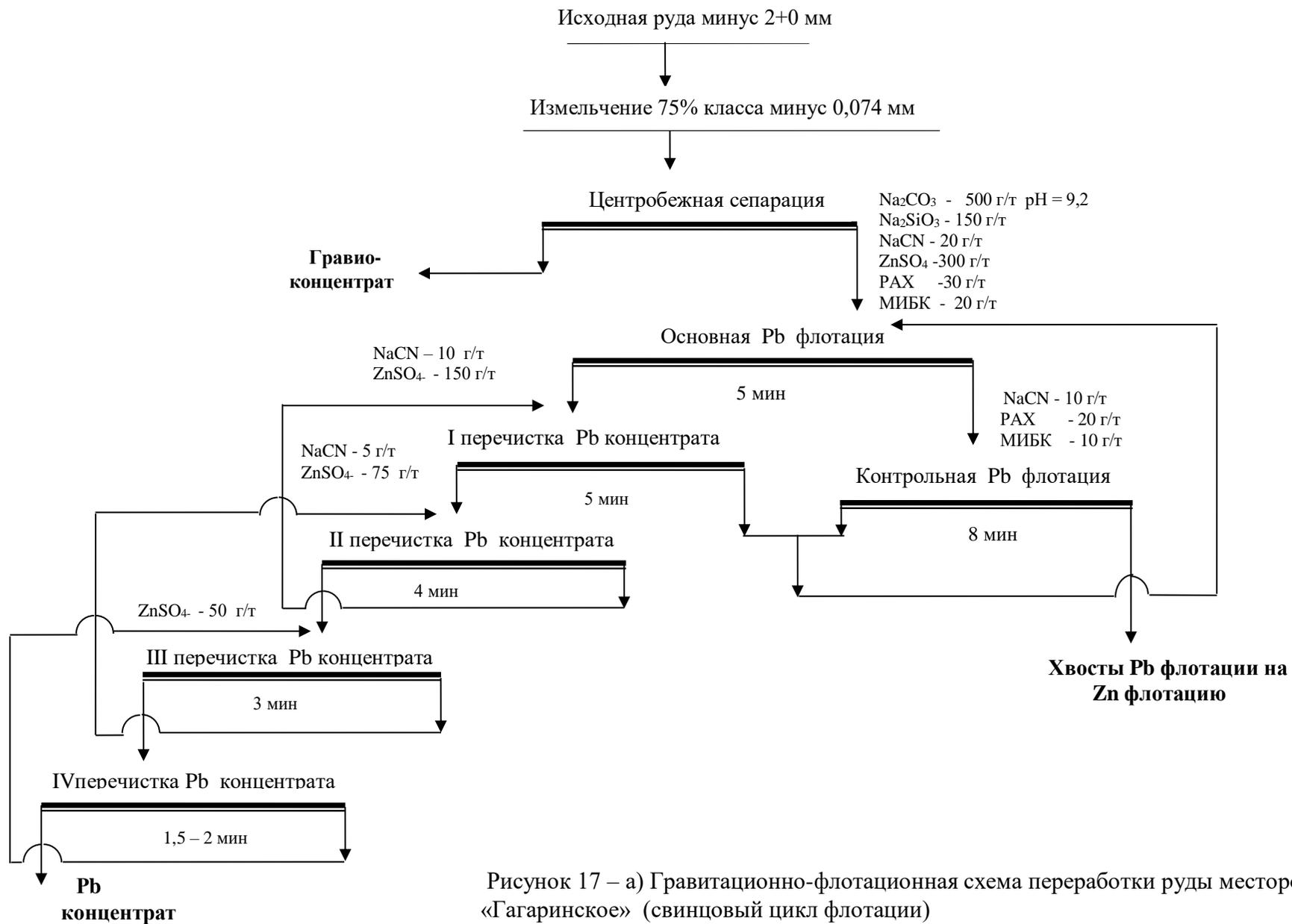


Рисунок 17 – а) Гравитационно-флотационная схема переработки руды месторождения «Гагаринское» (свинцовый цикл флотации)

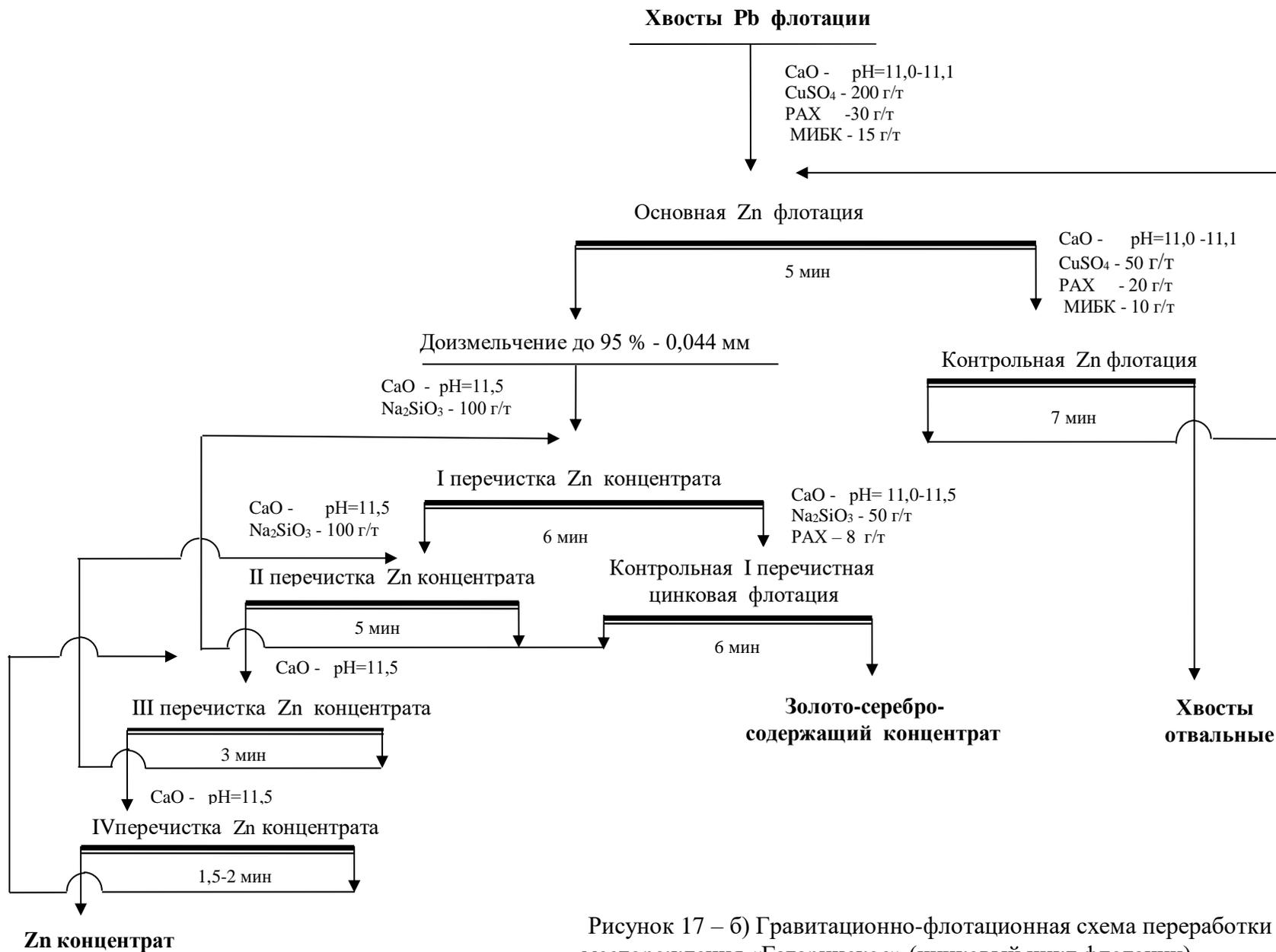


Рисунок 17 – б) Гравитационно-флотационная схема переработки руды месторождения «Гагаринское» (цинковый цикл флотации)

### 3.10 Сравнение схем замкнутого опыта на исходной руде и на хвостах гравитации

Для суждения об эффективности применения гравитации в цикле измельчения были проведены сравнения схем замкнутые опыты по флотационному обогащению на исходной руде без гравитации и на хвостах гравитационного обогащения. В таблице 22 приведены результаты замкнутого опыта на исходной руде и на хвостах гравитации по селективной схеме.

Таблица 22 – Результаты замкнутого опыта на исходной руде и на хвостах гравитации по селективной схеме

Продукты	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Технологические показатели без гравитации											
Pb пром-продукт	0,70	33,64	7,73	14,4	186,7	1523,0	58,39	7,90	1,83	36,90	46,34
Au-Ag конц.	6,70	1,07	1,93	25,1	20,30	98,00	17,78	18,88	30,55	38,40	28,54
Общий конц.	7,40	4,15	2,478	24,09	36,04	232,80	76,17	26,78	32,38	75,30	74,88
Zn конц.	0,83	2,74	47,15	9,43	34,60	227,60	5,63	57,14	1,42	8,11	8,21
Хвосты	91,77	0,08	0,12	3,97	0,64	4,24	18,20	16,08	66,20	16,59	16,91
Руда	100,0	0,40	0,685	5,504	3,54	23,01	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Технологические показатели с гравитацией в цикле измельчения											
Гравио-концентрат	1,00	7,37	4,53	23,34	119,5	273,3	18,21	7,20	4,24	32,85	12,40
Pb пром-продукт	0,62	36,05	9,55	11,42	113,3	1237,9	55,21	9,40	1,29	19,31	34,83
Au-Ag конц-т	4,82	0,81	2,25	23,84	20,50	108,90	9,63	17,23	20,89	27,16	23,82
Общий конц.	6,44	5,22	3,307	22,57	44,81	243,12	83,05	33,83	26,42	79,32	71,05
Zn конц.	0,60	2,13	50,83	6,95	26,30	316,60	3,16	48,44	0,76	4,34	8,62
Хвосты	92,96	0,06	0,12	4,31	0,64	4,82	13,79	17,73	72,82	16,34	20,33
Руда	100,0	0,40	0,63	5,50	3,64	22,04	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Из таблицы 22 следует, что по схеме с гравитацией в цикле измельчения извлечение золота в graviо и флото концентраты выше по сравнению с технологическими показателями, получаемыми по схеме без гравитации.

При использовании в цикле измельчения центробежной концентрации общее извлечение золота, выше на 4,02 % (с 75,30 % до 79,32%), также следует отметить повышении содержания на 8,77 г/т (с 36,04 г/т до 44,81 г/т) по сравнению со схемой прямой селективной флотации.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1 Изучен химический состав сульфидной свинцово-цинково-золотосодержащая руда месторождения «Гагаринское». Установлено, что полезные компоненты представлены минералами золотом, серебром, свинцом и цинком. Средневзвешенное содержание сфалерита 1,1-1,2 %, галенита 0,50-0,60 %, пирита и арсенопирита 3,7-4,2%. Содержание в пробе составляет свинца 0,40-0,50 %, цинка 0,63-0,70 %, золота 3,65-3,88 г/т, серебра 22,00-25,00 г/т.

Фазовым анализом установлено, что свинцовые минералы представлены сульфидами на 77,54 %, цинковые минералы сульфидами на 80,41%.

2 Гранулометрическим анализом установлено, что распределение элементов происходит в соответствии с выходами классов.

Выход готового класса минус 0,074+0 мм составляет 13,72 %. Содержание в нем свинца 0,905%, цинка 0,96%, железа 5,34%, золота 4,01 г/т, серебра 34,02 г/т при распределении свинца 24,81%, цинка 18,33%, железа 13,33%, золота 14,27%, серебра 18,94%.

3 Исследования проводили по флотационной схеме. Отработаны режимы измельчения и флотации свинцового цикла флотации с использованием математических методов планирования экспериментов и опытов цинкового цикла флотации в открытых циклах.

4 По результатам рационального анализа золота и серебра выявлено, что свободного и в открытых сростках составляет золота 82,47 %, серебра – 53,94 %. Для их извлечения, проба руды после измельчения до 75 % класса минус 0,074 мм подвергалась центробежной сепарации.

5 Проведены замкнутые опыты по флотационному обогащению на исходной руде без гравитации и на хвостах гравитационного обогащения. При использовании в цикле измельчения центробежной концентрации общее извлечение золота, выше на 4,02% (с 75,30 % до 79,32 %), также следует отметить повышении содержания на 8,77 г/т (с 36,04 г/т до 44,81 г/т) по сравнению со схемой прямой селективной флотации.

6 По результатам выполненных исследований можно сделать вывод, что для переработки сульфидной руды месторождения «Гагаринское» рекомендуется **гравитационно-флотационная** схема, по разработанной схеме получены концентраты:

- гравитационный, соответствующий марке Техническим требованиям к флотационным золотосодержащим концентратам ТУ 48-16-6-75, с содержанием золота 119,5 г/т, мышьяка 3,0%, триоксида алюминия 4,22%, сурьмы 0,0066%;

- свинцовый промпродукт, соответствующий марке КС-7 по ОСТу 48-92-75 с содержанием свинца 36,05%, цинка 9,55%;

- цинковый концентрат, соответствующий марке КЦ-4 по ОСТу 48-31-81 с содержанием цинка 50,83%, железа 6,95%, мышьяка 0,413%, двуокиси кремния 1,10%;

- золото-серебросодержащий концентрат, соответствующий Техническим требованиям к флотационным золотосодержащим концентратам ТУ 48-16-6-75 с содержанием золота 20,50 г/т, мышьяка 4,56%, триоксида алюминия 6,21%, сурьмы 0,0048%.

**Оценка полноты решений поставленных задач.** Все поставленные в работе задачи решены в полном объеме: исследован гранулометрический состав пробы руды; исследован процесс сепарации в центробежном поле сил с целью выделения самородного золота; поставлены все опыты по отработке условий и реагентного режима флотации с использованием математических методов планирования экспериментов; выполнен опыт на отработанном режиме флотации по флотационному обогащению в замкнутом цикле; на основании полученных результатов разработана оптимальная технологическая схема переработки сульфидной руды месторождения «Гагаринское».

**Разработка рекомендаций и исходных данных по конкретному использованию полученных результатов.** Результаты данной магистерской диссертации использованы для разработки технологического регламента на проект обогатительной фабрики.

В 2019 году решением госкомиссии по запасам РК утверждены запасы Месторождение Гагаринское по категории С1+С2 количестве 2257,4 тыс. тонн руды – 10104 кг золота (4,48 г/т), 84,23 т серебра (37,31 г/т).

**Оценка технико-экономической эффективности внедрения.** Ожидаемая технико-экономическая эффективность внедрения результатов, проведенных исследований, достаточно высока, так как планируется использовать центробежную концентрацию перед флотацией и введение дополнительной операции по перефлотации хвостов первой перечистки цинковой флотации с выводом золото-серебросодержащего концентрата. При использовании этих методов достигается довольно высокое извлечение золота в концентрат 79,32 %.

Обоснованные цифры по технико-экономической эффективности внедрения результатов исследований могут быть определены после использования данной технологической схемы в производстве.

**Оценка научно-технического уровня выполненной работы.** Научно-технический уровень выполненной научно-исследовательской работы сравним с лучшими достижениями в области переработки полиметаллического сырья, так как разработанная схема обогащения позволяют вовлекать в переработку золотосодержащие полиметаллические руды.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Марченко Н.В. Металлургия тяжелых цветных металлов. Учеб. Пособие.
- 2 <https://www.bibliofond.ru/view.aspx?id=794602>
- 3 <https://fb.ru/article/233457/polimetallicheskie-rudyi---chto-eto-osnovnyie-mestorojdeniya-dobyicha-i-obogaschenie-polimetallicheskih-rud>
- 4 Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. – Москва; МГТУ, 2008.
- 5 Журнал «Глобус: геология и бизнес» @ 2021.
- 6 <http://novazinc.kz/>.
- 7 А. А. Абрамов переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых, Технология обогащения полезных ископаемых. Москва, Издательство Московского государственного горного университета 2004.
- 8 Митрофанов С.И. Селективная флотация. – М.: Недра, 1967.
- 9 В.П. Мязина, С.А. Литвинцев, Забайкальский Повышение эффективности гравитационного извлечения золота из комплексных золотополиметаллических руд © государственный университет, 672039, Российская Федерация, г. Чита, ул. Александрo-Заводская, 30.
- 10 Студенцов В.В. Клец А. Вопросы теории и практики обогащения руд. /Кн. Горно-металлургический комплекс Республики Казахстан // Анализ, запасы, технологии. – Алматы: Информационно-аналитический центр геологии, экологии и природных ресурсов Республики Казахстан, 1997.
- 11 Кавчик Б.К. Центробежные концентраторы для извлечения мелкого золота (обзор) // Золотодобыча, ОАО «Иргиредмет».
- 12 Концентратор Knelson серии «Квант» QS — последнее поколение концентраторов Knelson // [Золотодобыча](#), №151, Июнь, 2011.
- 13 Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотационные методы обогащения. – М.: Недра, 1981.
- 14 Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самыгин В.Д. Исследования руд на обогатимость. – М.: Недра, 1974.
- 15 Справочник. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования. Под редакцией д.т.н. Остапенко П.Е. – М.: Недра, 1990.
- 16 ГОСТ 21153.1 -75 Горные породы. Метод определения коэффициента крепости по Протодьяконову М.М. М.: 1975.
- 17 Абрамов А.А. Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. – М.: Недра, 1986.
- 18 Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. – М.: Недра, 1978.
- 19 Учебное пособие, Организация и математическое планирование эксперимента: учебное пособие / Бабин А.В., Ракипов Д.Ф. 112 с. Екатеринбург, 2019.

## ПРИЛОЖЕНИЕ А

Список опубликованных работ по теме магистерской диссертации:

1 Б.Х. Янгитилавова, И.Ю. Мотовилов, Э.М. Ли «Выделение золотосодержащего концентрата из полиметаллической руды с использованием центробежного концентратора фирмы «Knelson» // «Труды сатпаевских чтений» КазННТУ – Алматы, 2021. – Том I стр. 1041 – 1045.

2 Б.Х. Янгитилавова, И.Ю. Мотовилов, Э.М. Ли «Отработка режима свинцового цикла флотации полиметаллической руды с помощью метода симплекс-планирования» // «Горный журнал Казахстана» – Алматы, 2021. – №4 стр. 47 – 52.

**"САТПАЕВ ОҚУЛАРЫ - 2021"**

**СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫНЫҢ**

**ЕҢБЕКТЕРІ**

**I Том**

**ТРУДЫ**

**САТПАЕВСКИХ ЧТЕНИЙ**

**"САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ - 2021"**

**Том I**

**PROCEEDINGS**

**SATPAYEV'S READINGS**

**"SATPAYEV READINGS - 2021"**

**I volume**

**Алматы 2021 Almaty**

Янгитилялова Б.Х., Мотовилов И.Ю., Ли Э.М. Выделение золотосодержащего концентрата из полиметаллической руды с использованием центробежного концентратора фирмы «Knelson»	1041
Юсупова Ж.А., Молдабаева Г.Ж. Переработка упорных золотосодержащих концентратов Казахстана по технологии «Альбион»	1045
Е. Жанатұлы, И.Ю. Мотовилов. Изучение вещественного состава и физико-механических свойств руды месторождения Коктасжал	1049
Himanshu Tanvar, Brajendra Mishra. Acid Washing of Bauxite Residue to Produce Materials for Industrial Applications	1050
M. Tokarewicz, M. Gradzka-Dahlke. Effect of heat treatment on the structure of the $Al_{0.5}CrCoFeNi$ high entropy alloy	1056
<i>Секция «Фундаментальные науки - как теоретическая и экспериментальная база генерации и трансфера высоких технологий»</i>	
Ө. Айдар, Е.М. Хайруллин. Двухмерная граничная задача тепло-и массообмена с нормальными производными третьего порядка в граничном условии.	1062
З. Мажит, А.Т. Темиралиев. Исследование процессов в кварк-глюонной плазме	1066
М.Д. Тунгушбаева, Р. Е. Бейсенов, А. У. Толенова, Е. А. Кожамсутиров. Технология получения чистой «пищевой соли NaCl» с применением сорбционных технологий по аналогии с «урановым производством».	1070
Д.Е. Ниятхан, А. Б. Лесбаев. Механикалық балқыту әдісі туралы	1074
A.A. Imash, S.K. Kunakov. Chemical kinetics of monosilane plasma $SiH_4 : H_2$ in an electric discharge and the electron energy distribution on the plasma enhanced chemical vapor deposition of amorphous silicon	1078
<i>Секция «Перспективы и инновации в материаловедении и нанотехнологии»</i>	
А. Өбдік, Ө. Күзембай, А. Серикпаева, М.Ш. Исмагулова, Х.Р. Майшина, А.В. Паничкин	1082
Удельное электрическое сопротивление равновесных твердых растворов водорода в ниобии и тантале	
Н. Бахытулы, Д.У. Смагулов, А.К. Кенжегулов. Получения углеродных нанотрубок методом облучения микроволнами	1087
А.Б. Қамбарова. Синтез наночастиц магнетита заданных размеров методом химического осаждения	1091
Е.Ю. Кедрук, М.Б. Айтжанов, Ж.У. Палтушева, Л.В. Гриценко, Х.А. Абдуллин. Влияние термической обработки на фотокаталитические свойства наностержней оксида цинка	1094
Кудабаяева М.А., Рыгузов А.П., Бахытулы Н. Исследование структуры и электронных свойств кремния, содержащего аморфные алмазоподобные углеродные пленки	1098
Ж.У. Палтушева, Л.В. Гриценко. Применение наноструктурированного оксида цинка в биосенсорных устройствах	1101
А.А. Кенжебаева. Получение эффективных фотокаталитических систем методом электроформования и их использование для разложения воды	1105
<i>Секция «Технологическое оборудование для горно-металлургической и нефтегазовой отраслей промышленности, транспорт и логистика»</i>	
С.Е. Абдусайтов, А.А. Каипова. Термомеханикалық өңдеу кезінде аз легірілген болаттардың жоғары беріктігін зерттеу	1109
А.Р. Ахымжанова, Б.С. Бейсенов. Исследование механических параметров литейных силиконов	1114
Ж.А.Амангелді, Б.С. Абиляханович. Технологиялық жабдықтарға техникалық қызмет көрсету және жөндеу үрдістерін жетілдіру	1118
Ұ.М. Ануарбек, Қ.А. Лайық. Ұсақтап-уату жабдығының сенімділігін бақылау жүйесін гидрокompенсация кондырғылары арқылы арттыру	1122
О.Ө. Ахметжан, Г. М. Омар, Б.А. Мырзахметов. Флотациялық машиналарды пайдалану және жоспарлы техникалық қызмет көрсету кезіндегі байпастық жүйенің негізгі артықшылықтары	1127
М.Е.Базаров, С.А. Заурбеков, Д.Махамбеталиев. Обустройство нефтяных месторождений оборудованием для насосной добычи с применением штанговых скважинных насосных установок	1131
Е.М.Балтаев, Т.С.Өуезов, К.Р. Ашпмович. Дискілі пышағы бар экскаваторды пайдалана отырып, ғимараттарды жинауда және бөлшектеудің технологиялық процесінде қауіп түрлерін зерттеу	1135
А.Е.Бейсенғазы, Б.З. Капиев. Кәсіпшілік жинау және дайындау жағдайларында төмендету үшін резервуарлардағы мұнайдың жеңіл фракцияларының шығындарын зерттеу	1140
Д.Г. Блалова, Г.С. Муханова. Цифровые инновации 2020 года	1144
А.И. Демеу, С.А. Бортебаев. Илемдеу орнақтарының жұмыс тиімділігін арттыру үшін илемдеу	1148

кен орындары мыс-порфирлі болып саналады және құрамдарының күрделілігімен және сульфидтердің жоғары құрамымен ерекшеленеді. Шикізаттың осы түрін игеруге тарту мәселелері, ең алдымен, төмен сұрыпты кендер мен концентраттарды рентабельді игеруге мүмкіндік беретін технологиялық проблемаларды шешумен байланысты. Мақалада Жезқазған кен орнының кедей мыс концентратынан мыс пен темірдің сілтісіздену дәрежесіне әртүрлі параметрлердің әсерін зерттеу бойынша зерттеулердің нәтижелері ұсынылған. Термодинамикалық талдау азот қышқылын қышқылсыз шаймалау үшін қолдануға болатындығын анықтайды. Жүргізілген тәжірибелер мыс пен темірдің шығарылу дәрежесіне қышқыл концентрациясы, сілтілену температурасы мен ұзақтығы әсер ететіндігін көрсетті.

**Түйінді сөздер:** шаймалау, кедей газартылмаған концентрат, ерітінді, азот қышқылы.

**Tulepbergenov Askar Karzhaubaevich, Mamyrbaeva Kulzira Kaldybekkyzy**

**Study of the leaching process of copper from poor concentrates**

**Abstract:** The copper industry of Kazakhstan plays an important role in the country's economy and occupies one of the leading places in terms of metal exports to the countries of the far and near abroad. However, many copper deposits of the republic are copper-porphyry and are characterized by complex compositions and a high content of sulfides. The issues of involving this type of raw material in mining are primarily related to solving technological problems that allow for the cost-effective development of low-grade ores and concentrates. The article presents the results of studies on the influence of various parameters on the degree of leaching of copper and iron from the poor copper concentrate of the Zhezkazgan deposit. Thermodynamic analysis has established that nitric acid can be used for non-oxidative leaching. Experiments have shown that the degree of extraction of copper and iron is affected by the concentration of acid, temperature and duration of leaching.

**Keywords:** leaching, low-grade copper concentrate, solution, nitric acid.

УДК 622.7

**\*Б.Х. Янгитилавова<sup>1,2</sup>, И.Ю. Мотовилов<sup>1</sup>, Э.М. Ли<sup>2</sup>**

*Научный руководитель - И.Ю. Мотовилов, доктор PhD, ассистент профессор*

*<sup>1</sup>Satbayev University (г. Алматы, Казахстан)*

*<sup>2</sup>Филиал Республиканского государственного предприятия «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казмеханобр»*

*(г. Алматы, Казахстан)*

*[bagila-x.88@mail.ru](mailto:bagila-x.88@mail.ru)*

## **ВЫДЕЛЕНИЕ ЗОЛОСОДЕРЖАЩЕГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЦЕНТРОБЕЖНОГО КОНЦЕНТРАТОРА ФИРМЫ «KNELSON»**

**Аннотация.** В данной работе приведены результаты лабораторных испытаний по выделению золотосодержащего концентрата из полиметаллической руды с использованием центробежного концентратора фирмы «Knelson». Данные испытания были проведены с целью достижения более высокого извлечения золота по комбинированной гравитационно-флотационной схеме обогащения полиметаллической руды.

Исследования проведены на кривой пробе, отобранной с различных выработок на различных интервалах крупностью 70-80 мм, характеризующей сульфидную руду месторождения «Гагаринское».

Из полученных результатов проведенных исследований следует, что при использовании в цикле измельчения центробежной концентрации общее извлечение золота, выше на 4,02 % (с 75,30 % до 79,32%), также следует отметить повышению содержания на 8,77 г/т (с 36,04 г/т до 44,81 г/т) по сравнению со схемой прямой селективной флотации.

**Ключевые слова:** гравитация, полиметаллическая руда, золото, серебро, галенит, сфалерит, выход, содержание, извлечение.

Сырьевая база золотодобывающей промышленности Казахстана в основном представлена мелкими (с запасами до 25 т) и средними от (25 т до 100 т) месторождениями, на которых в настоящее время добывается около 70 % всего производимого в республике золота. Остальное золото добывается при переработке полиметаллического сырья [1].

Благородные металлы характеризуются высокой плотностью, намного превышающей плотность минералов вмещающей породы. Поэтому для извлечения самородных благородных металлов из руд эффективны гравитационные процессы. В большинстве золотосодержащих руд содержится определенное количество крупного свободного золота (+0,1) мм, которое плохо извлекается не только флотационным обогащением, но и при гидрометаллургической переработке. Поэтому предварительное выделение его гравитационным обогащением в начале технологического процесса позволяет снизить потери золота с отвальными хвостами и выделить часть его в виде быстро реализуемого золотосодержащего концентрата.

На современном этапе гравитационное извлечение золота из руд и техногенных отходов преимущественно осуществляется с использованием центробежной концентрации. Для извлечения мелкого золота разработано множество центробежных концентраторов, имеющих вращающуюся конусную чашу с рифлями. При вращении чаши центробежная сила прижимает тяжелые частицы (в том числе золото) к стенкам чаши, и они оседают между рифлями. Центробежные концентраторы (их также называли центрифугами) начали применяться в золотодобыче в начале прошлого века, однако широкое распространение получили только в последние 20 лет, благодаря усилиям и изобретениям, которые сделал Байрон Нелсон ([Byron Knelson](#)) [2,3].

На основании вышесказанного авторами доклада проведены исследования по выделению золотосодержащего концентрата из полиметаллической руды с использованием центробежной концентрации.

Исследования проведены на керновой пробе, отобранной с различных выработок на различных интервалах крупностью 70-80 мм, характеризующей сульфидную руду месторождения «Гагаринское». Основные промышленно-ценные компоненты пробы представлены золотом, серебром, свинцом и цинком [4]. В таблице 1 приведены результаты химических и пробирных анализов пробы исходной руды.

Таблица 1 – Химический, пробирный анализы пробы руды

Элементы и соединения	Содержания, %	Элементы и соединения	Содержания, %
Золото, г/т	3,65-3,88	Сурьма	0,0038
Серебро, г/т	22,00-25,00	Мышьяк	0,30
Свинец	0,40-0,50	Диоксид кремния	63,46
Цинк	0,63-0,70	Оксид магния	1,63
Железо <sub>общ</sub>	5,50	Оксид кальция	2,45
Медь	0,0501	Оксид алюминия	10,65
Сера <sub>общ</sub>	2,23	Фосфор	0,03
Сера <sub>сульфидная</sub>	2,17	Окись натрия	0,62
Сера <sub>сульфатная</sub>	0,056	Окись калия	2,61
Никель	0,0007	ППП	4,89
Кобальт	0,001		

Из таблицы 1 следует, что основными ценными компонентами пробы являются золото, серебро, свинец, цинк, содержание которых составляет: золота 3,65-3,88 г/т, серебра 22,00-25,00 г/т, свинца 0,40-0,50 %, цинка 0,63-0,70 %.

Также в пробе содержится сера<sub>общ</sub> 2,23 %, в том числе серы<sub>сульфидной</sub> 2,17 %, серы<sub>сульфатной</sub> 0,056%, железо<sub>общ</sub> 5,50 %, диоксид кремния 63,46 %, триоксид алюминия 10,65 %, оксид магния 1,63 %, оксид кальция 2,45 %, оксид натрия 0,62 %, оксид калия 2,61 %, фосфор 0,03 %. Вредной примесью в пробе является мышьяк 0,30 %.

В таблице 2 приведены результаты рационального анализа на золото и серебро.

Таблица 2 – Результаты рационального анализа золота и серебра

Формы ассоциации золота и серебра	Содержание, г/т		Распределение, %	
	Au	Ag	Au	Ag
Свободное и в открытых сростках, цианируемое	3,01	13,36	82,47	53,94
Покрытое пленками гидроксидов железа	0,12	4,99	3,29	20,14
Ассоциированное с сульфидами (II цианирование)	0,456	1,68	12,49	6,78
В пустой породе (ассоциированные с породой и рудными минералами не вскрытые при данной степени измельчения и недоступных растворяющему действию кислот)	0,064	4,74	1,75	19,14
Итого	3,65	24,77	100,0	100,0

Из таблицы 2 следует, что:

- цианируемого золота составляет 82,47 %, серебра – 53,94 %;
- покрытого пленками гидроксидов железа - золото на 3,29%, серебро - 20,14%;
- ассоциированного с сульфидами - золото на 12,49%, серебро – 6,78 %;
- ассоциированного с породой - золото на 1,75%, серебро - 19,14%.

Таким образом, по результатам рационального анализа основное количество золота и серебра свободное и в открытых сростках.

#### Гравитационное выделение золота

С целью получения концентратов свинца и цинка на полиметаллической руде отработан режим селективной флотации, из которого следует, что оптимальная крупность измельчения составляет 75 % класса -0,074 мм. Данную крупность измельчения использовали в экспериментах по центробежной концентрации.

С целью выделения золота и серебра в гравитационный концентрат, были проведены исследования на 3-х дюймовом концентраторе «Knelson».

Сепарацию проводили при расходе флюидизационной воды 4 л/мин при величине центробежного ускорения 60g. С целью достижения концентрации золота и серебра в гравикоцентрате, сепарации подвергали руду массой 10 кг. Схема проведения опыта показана на рисунке, технологические показатели приведены в таблице 3.



Рисунок 1 – Схема опытов по выделению гравитационного концентрата

Таблица 3 – Результаты опыта по центробежной сепарации

Продукты	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Гравиоконцентрат	1,00	7,37	4,53	23,34	119,5	273,3	18,21	7,20	4,24	32,85	12,40
Хвосты гравитации	99,00	0,334	0,59	5,624	2,468	19,50	81,79	92,80	95,76	67,15	87,60
Руда	100,0	0,405	0,63	5,50	3,64	22,04	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

В результате центробежной концентрации на измельченной до 75 % класса -0,074 мм руде получен гравикоцентрат выходом 1,0 % с содержанием золота 119,5 г/т и серебра 273,3 г/т, при извлечении золота 32,85 % и серебра 12,40 %.

В хвосты гравитации извлекается золота 67,15 %, серебра 87,60 %, свинца 81,79 %, цинка 92,80 %, железа 95,76 %.

Для суждения об эффективности применения гравитации в цикле измельчения были проведены замкнутые опыты по флотационному обогащению на исходной руде без гравитации и на хвостах гравитационного обогащения. В таблице 4 приведены результаты замкнутого опыта на исходной руде и на хвостах гравитации по селективной схеме [4].

Таблица 4 – Результаты замкнутого опыта на исходной руде и на хвостах гравитации по селективной схеме

Продукты	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
<b>Технологические показатели без гравитации</b>											
Pb промпродукт	0,70	33,64	7,73	14,40	186,7	1523,0	58,39	7,90	1,83	36,90	46,34
Au-Ag конц-т	6,70	1,07	1,93	25,10	20,30	98,00	17,78	18,88	30,55	38,40	28,54
<b>Общий кон-т</b>	<b>7,40</b>	<b>4,15</b>	<b>2,478</b>	<b>24,09</b>	<b>36,04</b>	<b>232,80</b>	<b>76,17</b>	<b>26,78</b>	<b>32,38</b>	<b>75,30</b>	<b>74,88</b>
Zn концентрат	0,83	2,74	47,15	9,43	34,60	227,60	5,63	57,14	1,42	8,11	8,21
Хв. отвальные	91,77	0,08	0,12	3,97	0,64	4,24	18,20	16,08	66,20	16,59	16,91
<b>Руда</b>	<b>100,0</b>	<b>0,403</b>	<b>0,685</b>	<b>5,504</b>	<b>3,54</b>	<b>23,01</b>	<b>100,0</b>	<b>100,0</b>	<b>100,0</b>	<b>100,0</b>	<b>100,0</b>
<b>Технологические показатели с гравитацией в цикле измельчения</b>											
Гравиокон-т	1,00	7,37	4,53	23,34	119,5	273,3	18,21	7,20	4,24	32,85	12,40
Pb промпродукт	0,62	36,05	9,55	11,42	113,3	1237,9	55,21	9,40	1,29	19,31	34,83
Au-Ag конц-т	4,82	0,81	2,25	23,84	20,50	108,90	9,63	17,23	20,89	27,16	23,82
<b>Общий кон-т</b>	<b>6,44</b>	<b>5,22</b>	<b>3,307</b>	<b>22,57</b>	<b>44,81</b>	<b>243,12</b>	<b>83,05</b>	<b>33,83</b>	<b>26,42</b>	<b>79,32</b>	<b>71,05</b>
Zn концентрат	0,60	2,13	50,83	6,95	26,30	316,60	3,16	48,44	0,76	4,34	8,62
Хв. отвальные	92,96	0,06	0,12	4,31	0,64	4,82	13,79	17,73	72,82	16,34	20,33
<b>Руда</b>	<b>100,0</b>	<b>0,405</b>	<b>0,63</b>	<b>5,50</b>	<b>3,64</b>	<b>22,04</b>	<b>100,0</b>	<b>100,0</b>	<b>100,0</b>	<b>100,0</b>	<b>100,0</b>

Из таблицы 4 следует, что по схеме с гравитацией в цикле измельчения извлечение золота в гравии и флото концентраты выше по сравнению с технологическими показателями получаемыми по схеме без гравитации.

#### **Вывод:**

При использовании в цикле измельчения центробежной концентрации общее извлечение золота, выше на 4,02% (с 75,30 % до 79,32%), также следует отметить повышении содержания на 8,77 г/т (с 36,04 г/т до 44,81 г/т) по сравнению со схемой прямой селективной флотации.

#### **Литература**

1 Студенцов В.В. Клец А. Вопросы теории и практики обогащения руд. /Кн. Горно-металлургический комплекс Республики Казахстан // Анализ, запасы, технологии. – Алматы: Информационно-аналитический центр геологии, экологии и природных ресурсов Республики Казахстан, 1997.

2 Кавчик Б.К. Центробежные концентраторы для извлечения мелкого золота (обзор) // Золотодобыча, ОАО «Иргиредмет»

3 Концентратор Knelson серии «Квант» QS — последнее поколение концентраторов Knelson // Золотодобыча, №151, Июнь, 2011

4 Отчет Филиала РГП «НЦ КИМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр» о НИР «Проведение исследований и разработка технологии переработки руды месторождения «Гагаринское» (заключительный). Алматы, 2017. 88 с.

Б. Х. Янгитлавова, И. Ю. Мотовилов, Э. М. Ли

**Алтын құрамды концентратты полиметалл кенінен «Knelson» фирмасының ортадан тепкіш концентраторын пайдалана отырып бөлу алу**

**Аннотация.** Бұл жұмыста «Knelson» фирмасының ортадан тепкіш концентраторын пайдалана отырып, құрамында алтын бар концентратты полиметалл кенінен бөлу бойынша зертханалық сынақтардың нәтижелері келтірілген. Бұл зерттеулер полиметалл кенін байытудың біріктірілген гравитациялық-флотациялық схемасы бойынша алтынның жоғары алынуына қол жеткізу мақсатында жүргізілді. Зерттеулер "Гагарин" кен орнының сульфидті кенінде сипаттайтын, ірілігі 70-80 мм әр түрлі аралықтарда әр түрлі қазбалардан іріктелген кен сынамасында жүргізілді.

**Түйінді сөздер:** гравитация, полиметалл кені, алтын, күміс, галенит, сфалерит, шығым, бағалы зат үлесі, бөліп алу дәрежесі.

**B. Kh. Yangitlavova, I. Yu. Motovilov, E. M. Lee**

**Isolation of gold-containing concentrate from polymetallic ore using a centrifugal concentrator of the company «Knelson»**

**Annotation.** This paper presents the results of laboratory tests on the separation of gold-containing concentrate from polymetallic ore using a centrifugal concentrator of the company «Knelson». These studies were carried out in order to achieve a higher gold recovery using the combined gravity-flotation scheme of polymetallic ore dressing. The studies were carried out on a core sample taken from various workings at various intervals with a grain size of 70-80 mm, which characterizes the sulfide ore of the Gagarinskoye deposit.

**Keywords:** gravitation, polymetallic ore, gold, silver, galena, sphalerite, output, content, extraction.

УДК 669.21.213

**Ж.А. Юсупова, Г.Ж. Молдабаева**

*Satbayev University, Kazakhstan, g. Алматы*  
*zhanar.yussupova@yahoo.com, g.moldabaeva@bk.ru*

**ПЕРЕРАБОТКА УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ  
КАЗАХСТАНА ПО ТЕХНОЛОГИИ «АЛЬБИОН»**

**Аннотация.** Дана характеристика флотационного сульфидного концентрата, полученного из золотосодержащей руды месторождения Казахстана. Химический и фазовый составы концентрата показали преимущественное наличие в нем упорного, недоступного прямому цианированию золота (57,23 %). Для переработки такого упорного золотосодержащего концентрата предлагается применение технологии «Альбион», позволяющей достичь высоких показателей по извлечению золота (87,81%) за счет полного механического вскрытия минералов исходного золотосодержащего сырья, увеличения полноты и скорости выщелачивания.

**Ключевые слова:** вещественный состав, сульфиды, окисление, Альбион, упорные руды, концентрат, кислотный Альбион, нейтральный Альбион

Выбор технологии переработки конкретной руды зависит от таких факторов, как минералогия, содержание драгоценных металлов и форма нахождения золота в руде, соотношение золота к сере и наличие вредных примесей.

Золотосодержащая руда месторождения Казахстана была обогащена методом флотации, в процессе которого был получен флотационный сульфидный концентрат.

Химический состав пробы сульфидного концентрата на 20,9% представлен литофильными компонентами. Основным из них является кремнезем, на долю которого приходится 12,29%. Доля глинозема находится на уровне 1,93%. Суммарное количество щелочных и щелочноземельных металлов в концентрате составляет 6,54%. Среди них существенно преобладает оксид кальция.

Рудообразующие элементы в пробе сульфидного концентрата представлены железом, мышьяком и серой. Количество железа находится на уровне 21,1%, мышьяка – 34%. Массовая доля серы составляет 12,9%.

1045

№4 2021

научно-технический и производственный

# ГОРНЫЙ

ЖУРНАЛ КАЗАХСТАНА

Қазақстанның кен журналы

РИДДЕР  
МЕТАЛЛУРГИЯ  
КЕШЕНІНЕ  
55 ЖЫЛ

55 ЛЕТ  
РИДДЕРСКОМУ  
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ  
КОМПЛЕКСУ

- ☉ – статья на правах рекламы
- Ⓜ – информационное сообщение
- ✍ – статья публикуется в авторской редакции

3 Колонка главного редактора

4 Риддерский металлургический комплекс «Казцинк» отмечает 55-летний юбилей ☉

6 Новые технологии и тренды в автоматизации ☉

#### Развитие горнопромышленного комплекса

9 *Скляр В.Б.*  
Горнодобывающая промышленность Республики Казахстан: Павлодарская область

#### Геомеханика

16 *Казимов А.Н., Хамбергенов М.Р., Шангисова Н.М., Абдукодыров А.А.*  
Изучение трещиноватости горных пород при оценке устойчивости горных выработок

22 *Буллат А.Ф., Круковский А.П., Безручко К.А., Круковский В.В.*  
Развитие геомеханических процессов при эксплуатации газовых месторождений

#### Горные машины

29 *Povetkin K.T., Vokhuyeva A.Z., Narmukhanova A.Z., Tatybayev M.K.*  
Gasoline-air burners in the production of hard rock blocks

#### Обогащение полезных ископаемых

36 *Карабаев А.С., Тельное Ш.А., Амирхан А.А.*  
Исследование гравитационной обогатимости забалансовой свинцовой руды месторождения Родниковое

#### Металлургия

42 *Рысбеков К.Б., Бахматалдытова Г.Б.*  
Влияние взаимодействия раствора с дисперсными частицами при кучном выщелачивании

47 *Якутшилова Б.Х., Ли Э.М., Мотомизлов Н.Ю.*  
Отработка режима свинцового цикла флотации полиметаллической руды с помощью метода симплекс-планирования

54 Требования к оформлению статей

Код МРНТИ 53.01.77

Б.Х. Янгитиялова<sup>1,2</sup>, Э.М. Ли<sup>1</sup>, Н.Ю. Моговилов<sup>1</sup>

<sup>1</sup>Scabeyev University (г. Алматы, Казахстан),

<sup>2</sup>Физика Республиканского государственного предприятия «Национальный центр по комплексной переработке антрацитного сырья Республики Казахстан» Государственное научно-производственное объединение промышленной экологии «Казметалл» (г. Алматы, Казахстан)

## ОТРАБОТКА РЕЖИМА СВИНЦОВОГО ЦИКЛА ФЛОТАЦИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ С ПОМОЩЬЮ МЕТОДА СИМПЛЕКС-ПЛАНИРОВАНИЯ

**Аннотация.** В лабораторных условиях проведены испытания влияния различных факторов на селективную флотацию свинца из полиметаллической руды изотруднения Гагаринское. В исследуемой пробе руды основным промышленно-ценными компонентами являются золото, серебро, свинец и цинк. Основным методом обогащения полиметаллических руд является флотация. Отработка режима флотации уделяется особое внимание, так как правильно подобранный режим флотации является залогом успешной переработки полиметаллических руд. Отработку режима флотации осуществляют с использованием метода полиметаллического планирования экспериментов – «симплекс-планирование». Основная цель планирования эксперимента – минимизация количества опытов и достижение требуемой точности выполняемых измерений без потери статистической достоверности результатов. В результате статистико-планирования экспериментов установлено, что применяемый на практике режим переработки полиметаллических руд режим свинцовый флотации является оптимальным для флотации свинца из руды изотруднения Гагаринское.

**Ключевые слова:** экспериментальное исследование, полиметаллическая руда, лентина, сферитин, содержание, извлечение, сыпучий продукт, флотация, режим, симплекс-планирование.

### Симплекс-жоспарлау әдісінің қолдануы полиметалл кенін флотациялаудың қорғасын циклінің режимін оңдеу

**Аннотация.** Зерттеушілік жағдайларда Гагарин кені арқылы полиметалл кенінің қорғасындық селективті флотациялау әр түрлі факторлардың әсерін зерттеу жүргізілді. Зерттеушілік үлгіде негізгі өнеркәсіптік құнды компоненттері алтын, күміс, қорғасын және мысқа байып табылды. Флотация режимін таңдауға ерекше назар бөлінді, өйткені флотацияның дұрыс таңдалған режимі полиметалл кендерін сәтті өңдеудің негізгі болып табылды. Флотация режимін «симплекс-жоспарлау» эксперименттік полиметаллдық жоспарлау әдісі қолдану арқылы зерттеушілік экспериментті жоспарлаудың негізгі мақсаты – эксперименттер санын азайту және нәтижелердің статистикалық сенімділігін жоғалтпай орындалатын өлшеулерді қажетті дәлдікті алу. Зерттеушілік ұсынылған факторлар – ұсақтау мөлшері, ағыншар: сода, сульфид алымы, мысқан сульфаты, және ағыншары. Эксперименттерді жоспарлау симплекс-жоспарлау әдісі қолдану арқылы практикасында қолданылатын қорғасын флотациялаудың режимін Гагарин кені арқылы қорғасынды флотациялау үшін оптималь таңдау табылды.

**Түйінді сөздер:** эксперименттерді жоспарлау, полиметалл кені, лентина, сферитин, үлестік мөлшері, бөлік алу дәлдігі, қорғасын өнім, флотация, режим, симплекс-жоспарлау.

### Testing of the lead cycle of polymetallic ore flotation using the simplex planning method

**Abstract.** The influence of various factors on the selective flotation of lead from the polymetallic ore of the Gagarinskoye deposit was tested in the laboratory. In the studied ore sample of the Gagarinskoye deposit, the main industrially valuable components are gold, silver, lead and zinc. The main method of polymetallic ores dressing is flotation. Special attention is paid to the development of the flotation mode, since a properly selected flotation mode is the key to successful processing of polymetallic ores. The flotation mode was worked out using the method of mathematical planning of experiments – simplex planning. The main goal of experiment planning is to reduce the number of experiments and obtain the necessary accuracy of measurements performed without losing the statistical reliability of the results. Factors subjected to the study – the size of grinding, costs soda, liquid glass, cyanide, zinc sulfide, amine collector. As a result of simplex planning experiments, it was found that the lead flotation regime adapted from the practice of processing similar ores is optimal for flotation of Lead from the ore of the Gagarinskoye deposit.

**Key words:** experiment planning, polymetallic ore, galena, sphalerite, content, extraction, lead product, flotation, reagent, simplex planning

### Введение

Исследователю в повседневной работе приходится решать различные технические вопросы и задачи. Как правило, эти задачи имеют не единственное решение. Нужно развивать стиль исследовательской работы, основанный на использовании вычислительной техники, математики и кибернетики, т. е. на современном этапе вычислительная техника достигла высокого уровня развития. Имеется большой арсенал средств и методов, которые позволяют оптимизировать в той или иной мере большинство прикладных задач.

Для использования современных математических методов более важно правильно поставить, четко сформулировать и формализовать задачу, чем уметь вести кропотливые расчеты или применять решения по трафаретной схеме. Основой исследовательской и инженерной работы становится творческое мышление.

Основным методом обогащения полиметаллических руд является флотация<sup>1, 2</sup> [1-3]. Отработке режима флотации уделяется особое внимание, т. е. правильно подобранный режим флотации – залог успешной переработки полиметаллических руд<sup>4</sup> [3-5].

Отработку режима флотации можно проводить, используя традиционный подход к эксперименту, который требует отдельного исследования влияния каждого параметра, значимого для процесса. Применение традиционного подхода требует большого количества экспериментов, затраты времени и трудовых ресурсов. Для минимизации количества выполняемых экспериментов, возможно, использовать различные методы планирования эксперимента.

Планирование эксперимента – комплекс мероприятий, направленных на эффективное выполнение и постановку экспериментов (опытов, испытаний) [6].

<sup>1</sup>Абрамова А. А. Флотационные методы обогащения: учебник для вузов. – М.: МГТУ, Горный институт, Металлургический институт, 2005. – 710 с.

<sup>2</sup>Wang L.K. et al. (ed.). Flotation technology. – Toronto (New Jersey): Intermix press, 2010. – 650 с.

<sup>3</sup>Тлопов С.Н., Ветерков Ю.П. Теория и практика комплексной переработки полиметаллических в странах Азии, Африки и Латинской Америки: учебное пособие для вузов. – М.: Недра, 1988. – 300 с.

Матрица значений  $r_{ij}$

Матрица уровней  $r_{ij}$

Matrix of values  $r_{ij}$

№ опыта	№ фактора					
	1	2	3	4	5	6
1	0,5	0,289	0,204	0,158	0,129	0,109
2	-0,5	0,280	0,204	0,158	0,129	0,109
3	0	-0,577	0,204	0,158	0,129	0,109
4	0	0	-0,612	0,158	0,129	0,109
5	0	0	0	-0,632	0,129	0,109
6	0	0	0	0	-0,645	0,109
7	0	0	0	0	0	-0,654

Основная цель планирования эксперимента<sup>4, 5</sup> – минимизация количества опытов и достижение требуемой точности выполняемых измерений без потери статистической достоверности результатов.

В настоящее время существует большое количество методов планирования экспериментов, основными из которых являются следующие:

- полный факторный эксперимент;
- дробный факторный эксперимент;
- центральный композиционный план;
- симплекс-планирование.

Из всех существующих методов полный факторный эксперимент является наиболее простым и в большей степени учитывает всевозможные связи факторов, однако с увеличением количества факторов проведение данного метода становится практически невозможным, так как требуемое число опытов резко возрастает.

Метод симплексного планирования позволяет без предварительного изучения влияния факторов найти область оптимума. Последовательно чередуя расчет и выполнение экспериментов, исследователь достигает области экстремального значения параметра оптимизации (области оптимума). Основная идея симплексного метода состоит в следующем. Если во всех вершинах симплекса поставят опыты и измерить отклик, то по его величине можно судить, в каком направлении следует двигаться, чтобы приблизиться к экстремуму.

На основании изложенного авторами работы поставлена цель: с использованием метода симплекс-планирования эксперимента выполнить отработку режима селективной флотации свинцового цинка.

В качестве объекта исследования использована полиметаллическая руда месторождения Гагаринское<sup>6</sup>.

#### Методика и применяемые материалы

При симплекс-планировании опытов необходимо выбрать основной уровень значений факторов  $x_j^0$  и единицу их варьирования  $S_j$ . При исследовании

Таблица 1

Кесте 1

Table 1

$m$  факторов необходимо первоначально поставить  $n = m + 1$  опыт. Значения факторов в каждом опыте исходного симплекса определяется по формуле (1):

$$x_{ij} = x_j^0 + r_{ij} S_j \quad (1)$$

где  $i$  – номер опыта;

$j$  – номер фактора;

$x_j^0$  – основной уровень значения фактора;

$S_j$  – единица варьирования;

$r_{ij}$  – коэффициент, значения которого определяются элементами матрицы исходного симплекса.

Опыты по отработке режима свинцового цинка проводятся по схеме, приведенной на рис. 1.

Для отработки режима свинцового цинка флотации осуществлен подбор:

- степени измельчения;
- оптимального значения pH (расход соды);
- расход жидкого стекла;
- расход цинцида;
- расход цинкового кутурора;
- расход собирателя.

Исследованию подлежат шесть факторов. Результаты опытов оцениваются по извлечению  $\epsilon$  свинца и свинцовый продукт. Принимается основной уровень изменения факторов  $x_j$  и интервал их варьирования  $S_j$ .

Для исследования  $m = 6$  факторов необходимо поставить  $n = 6 + 1 = 7$  опытов, матрица исходного симплекса приведена в табл. 1.

После принятия основного уровня и интервала варьирования факторов по формуле (1) определяются уровни факторов в опытах; полученные значения заносятся в рабочую таблицу экспериментов,



Рис. 1. Схема открытых опытов по отработке режима свинцового цинка.

Сурет 1. Қорғасын циклінің режимін шығару бойынша ашық тақрибелер схемасы.

Figure 1. Scheme of open experiments on working out the lead cycle mode.

<sup>4</sup>Эксперимент С.В. Основы математического моделирования: учебное пособие. – Екатеринбург, 2019. – 112 с.

<sup>5</sup>Бабан А.В., Рахитов Д.Ф. Оптимизация и математическое планирование экспериментов: учебное пособие. – Екатеринбург, 2019. – 112 с.

<sup>6</sup>Отчет Физико-химического центра «ИИЦ КИМ» РК» ГНПОПЗ «Казиметалл» о НИР «Проведение исследований и разработка технологии переработки руды месторождения Гагаринское» (сводный отчет). – Алматы, 2017. – 58 с.

Таблица 2  
 Минеральный состав средней пробы руды месторождения Гагаринское  
 Кесте 2  
 Гагарин кен орны кенінің орташа сынамажының минералдық құрамы  
 Table 2  
 Mineral composition of the average ore sample of the Gagarynskoje deposit

Название продукта	Минеральный состав, масс. %													
	г/т		Рудные					Породообразующие						
	Золото	Серебро	Пирит	Арсенопирит	Сфалерит	Галенит	Минералы Св. блеская руда	Кварц	Кальцит, доломит	Слюда	Хлорит	Полевые шпаты	Амфибол	Всего
Средняя проба	3,0-4,0	22,0-24,0	3,0-3,4	0,7-0,8	1,1-1,2	0,5-0,6	зн.	61,0-62,0	4,0-5,0	15,0-17,0	6,0-7,0	2,0	≤1,0	100,0

Таблица 3  
 Химический, пробирный анализ пробы руды  
 Кесте 3  
 Кенің химиялық, сынамажқ талдаулары  
 Table 3  
 Chemical, assay analysis of the ore sample

Элементы и соединения	Содержание, %	Элементы и соединения	Содержание, %
Золото, г/т	3,65-3,88	Сульфид	0,0038
Серебро, г/т	22,00-25,00	Мышьяк	0,30
Свинец	0,40-0,50	Диоксид кремния	63,46
Цинк	0,63-0,70	Оксид магния	1,63
Железо <sub>общ</sub>	5,50	Оксид кальция	2,45
Медь	0,0501	Оксид алюминия	10,65
Сера <sub>общ</sub>	2,23	Фосфор	0,03
Сера <sub>сульфиды</sub>	2,17	Оксид натрия	0,62
Сера <sub>сульфаты</sub>	0,056	Оксид калия	2,61
Никель	0,0007	ППП	4,89
Кобальт	0,001		

по ней ставятся опыты и определяется значение свинца. Далее определяется худший опыт, который отбрасывается, и по (2) проводится корректировка значений факторов в процессе исследований. Скорректированное значение фактора для нового опыта определяется по значениям фактора, которые останутся в рабочей таблице после отбрасывания худшего опыта:

$$x_i^{нов} = [(2 \sum_{j=1}^i x_j) / (n - 1)] - x_j^{худ}; \quad i \neq A, \quad (2)$$

где  $x_j^{худ}$  – значение  $j$ -того фактора в отброшенном опыте;  
 $x_j^{нов}$  – значение  $j$ -того фактора для нового опыта,  
 $A$  – номер отброшенного опыта.

После постановки скорректированного нового опыта его результаты заносятся в рабочую таблицу, аналогичным образом проводится дальнейший поиск до достижения почти стационарной области.

Проверка условия достижения почти стационарной области следующая: в центре симплекса ставят несколько опытов и сравнивают полученный средний результат этих опытов со средним результатом опытов в рабочей таблице. Если полученная величина мала

по сравнению с ошибкой опытов, почти стационарная область не достигнута и поиск нужно продолжать.

**Результаты исследований и их обсуждение**

В исследуемой пробе руды месторождения Гагаринское основными промышленно ценными компонентами являются золото, серебро, свинец и цинк; пирит – сопутствующий рудный минерал, в значковых значениях присутствуют минералы меди, блеская руда. Вмещающие породы представлены брекчированными метасоматически измененными образованиями различного состава<sup>6</sup>. В табл. 2 приведен минеральный состав руд месторождения Гагаринское, а табл. 3 – результаты химического анализа.

Основными промышленно ценными минералами наряду с золотом и серебром являются сфалерит и галенит, содержащиеся в средней пробе, соответственно, в количестве 1,1-1,2% и 0,5-0,6%, сопутствующие минералы – пирит и арсенопирит, составляющие порядка 3,7-4,2%, в небольшом количестве отмечаются минералы меди (салькопирит, борнит, ковеллит), блеская руда



Флотационный опыт при величинах основного уровня факторов

Таблица 6

Факторлардың негізгі деңгейінің шамалары кезіндегі флотациялық тәжірибе

Кесте 6

Table 6

Flotation experience with the values of the main level of factors

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
Итого Pb продукта	6,14	6,923	4,384	17,41	85,88	38,08	19,31
Хвосты Pb флотации	93,86	0,074	0,466	4,76	14,12	61,92	80,69
Руда	100,0	0,495	0,707	5,54	100,0	100,0	100,0

извлечение свинца в которых составило 83,95% и 84,05%, среднее значение 84,0%. Среднее извлечение свинца по результатам оставшихся опытов в рабочей таблице составило 80,65%. Ошибку опытов принимаем равной  $\sigma_1 = 1\% = 0,8065$ , разность между средним значением опытов в центре симплекса и оставшихся опытов в рабочей таблице составляет  $84,0 - 80,65 = 3,35$ , что больше 0,8065. Следовательно, мы достигли почти стационарной области и дальнейшее движение к оптимальному методом симплекс-планирования нецелесообразно.

Также можно отметить, что полученные величины факторов при постановке опытов в центре симплекса близки к основному уровню факторов (табл. 4).

Поставлен контрольный опыт при величинах основного уровня факторов, результаты показаны в табл. 6.

При величинах основного уровня факторов, принятых из практики переработки аналогичных руд, извлечение свинца составило 85,88%, следовательно, принятый основной уровень является оптимальным

для селективной флотации свинца из полиметаллической руды месторождения Гагаринское.

**Выводы**

С использованием метода симплекс-планирования отработан режим свинцовой флотации полиметаллической руды месторождения Гагаринское с содержанием свинца 0,4-0,5%.

*Оптимизированный режим флотации:*

- степень измельчения руды 75% класса меньше 0,074 мм;
- оптимальное значение pH (расход соды) – 500 г/т;
- расход жидкого стекла – 150 г/т;
- расход цинвида – 20 г/т;
- расход цинкового купороса – 300 г/т;
- расход собирателя – 30 г/т.

При использовании данного режима флотации получены следующие показатели: свинцовый продукт с содержанием свинца – 6,923%, цинка – 4,38%, железа – 17,41% при извлечении свинца 85,88%, железа 19,31%. Выход свинцового продукта составил 6,14%

**СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ**

1. Askarova G., Shaipenov M., Nogaeva K. Флотационное обогащение стойких золотых руд. // E3S Web-конференции. – Печатьные науки. – 2020. – №168. – С. 00005. (на английском языке). <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016800005>
2. Prakash R., Majumder S. K., Singh A. Способ флотации: его механизмы и конструктивные параметры. // Химическое машиностроение и переработка – идентификация технологических процессов – 2018. – №127. – С. 249-270. (на английском языке). <https://doi.org/10.1016/j.cerp.2018.03.029>
3. Gharai Moukimi, Venugopal R. Моделирование процесса флотации – обзор различных подходов. // Обзор переработки полезных ископаемых и добывающей металлургии. – 2016. – №37.2. – С. 120-133. (на английском языке). <https://doi.org/10.1080/08827508.2015.1115991>
4. Лазич П., Станоев И., Микович Б. Прямое селективное флотирование минералов свинца, меди и цинка из полиметаллической руды месторождения Подгорица. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2010. – №6. – С. 116-120. (на русском языке)
5. Телков Ш.А., Мотовилов И.Ю., Барменишова М.Б., Нурманова А.Н. Обработка свинцового цинка селективной флотации свинцово-цинковой руды. // Горный журнал Казахстана. – Алматы, 2020. – №10. – С. 34-38. (на казахском языке)
6. Шендалева Е.В., Халимов Х.И. Планирование эксперимента при стендовых испытаниях топливорегулирующей аппаратуры. // Омский научный вестник. – 2019. – Т. 3. – №2. – С. 156-162. (на русском языке)

**ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ**

1. Askarova G., Shaipenov M., Nogaeva K. Турақты алтын кендерін флотациялық байыту. // E3S Web-конференциялар. – Баспа ғылымдары. – 2020. – №168. – С. 00005. (ағылшын тілінде). <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016800005>

2. Prakash R., Majumder S.K., Singh A. Флотация техникасы: оның механизмдері мен құрылымдық параметрлері. // *Химиялық машина жасау және технологиялық процестерді күшейту*. – 2018. – №127. – Б. 249-270. (ағылшын тілінде). <https://doi.org/10.1016/j.cer.2018.03.029>
3. Gharai Mousumi, Venugopal R. Флотация процесін модельдеу – әртүрлі тәсілдерге шолу. // *Пайдалы қазбаларды өңдеу және тау-кен металлургиясына шолу*. – 2016. – №37.2. – Б. 120-133. (ағылшын тілінде) <https://doi.org/10.1080/08827508.2015.1115991>
4. Лазич П., Станоев И., Микович Б. Подвиروی кен орманың полиметалл кендерінен қорғасын, мыс және мырыш минералдарын тікелей селективті флотациялау. // *Пайдалы қазбаларды игерудің физико-техникалық мәселелері*. – 2010. – №6. – Б.116-120. (орыс тілінде)
5. Қашқов Ш.А., Мотовилов И.Ю., Барменшинова М.Б., Нурманова А.Н. Қорғасын-мыс кенін селективті флотациялаудың циклын өңдеу. // *Қазақстанның кен журналы*. – 2020. – №10. – Б. 34-38 (қазақ тілінде)
6. Шендалева Е.В., Халимов Х.И. Отын басқару жабдықтарын стендтік сынақтарда экспериментті жоспарлау. // *Омбы ғылыми хабаршысы*. – 2019. – Т. 3. – №2. – Б. 156-162. (орыс тілінде)

## REFERENCES

1. Akkarova G., Shautenov M., Nogaeva K. Flotation enrichment of resistant gold ores. // *E3S Web of Conferences*. – EDP Sciences. – 2020. – №168. – P. 00005. (in English) <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202016800005>
2. Prakash R., Majumder S.K., Singh A. Flotation technique: Its mechanisms and design parameters. // *Chemical Engineering and Processing-Process Intensification*. – 2018. – №127. – P. 249-270. (in English) <https://doi.org/10.1016/j.cer.2018.03.029>
3. Gharai, Mousumi, Venugopal R. «Modeling of flotation process – an overview of different approaches. // *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. – 2016. – №37.2. – P. 120-133. (in English) <https://doi.org/10.1080/08827508.2015.1115991>
4. Lazich P., Stanoev I., Mikovitch B. Lazich P., Stanoev I., Mikovitch B. Prjamoe selektivnoe flotirovanie mineralov svince, medi i cinka iz polimetallicheskoj rudy mestorozhdenija Podvirovii [Direct selective flotation of lead, copper and zinc minerals from the polymetallic ore of the Podvirovii deposit]. // *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznyh iskopaemyh = Physical and technical problems of mineral development* – 2010. – №6. – P. 116-120. (in Russian)
5. Telkov Sh.A., Motosilov I.Yu., Barmankulova M.B., Nurnanova A.N. Korgasyn-mys kenin selektivti flotacijalaudyń ciklyn ɵńdeu [Development of the lead cycle of selective flotation of lead-zinc ore]. // *Gornyj zhurnal Kazahstana = Mining Journal of Kazakhstan*. – Almaty. – 2020. – №10. – P. 34-38. (in Kazakh)
6. Shendaleva E.V., Khalimov Kh.I. Planirovanie jeksperimenta pri stendovyh ispytaniyah toplivoreguliruyushhej apparatury [Planning an experiment in bench tests of fuel-regulating equipment]. // *Omskij nauchnyj vestnik. = Omsk Scientific Bulletin*. – 2019. – Vol. 3. – №2. – P. 156-162/ (in Russian)

## Сведения об авторах:

**Исмаилов Е.Х.**, магистрант кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых» Sathbayev University (г. Алматы, Казахстан), научный сотрудник отдела обогащения минерального сырья и полупромышленных технологий Государственного научно-производственного объединения промышленной экологии «Казнекенобир» – филиала Республиканского государственного предприятия «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» (г. Алматы, Казахстан), [ismailov@national-center.kaznekenobir.kz](mailto:ismailov@national-center.kaznekenobir.kz)

**Ли Э.М.**, магистрант отдела обогащения минерального сырья и полупромышленных технологий Государственного научно-производственного объединения промышленной экологии «Казнекенобир» – филиала Республиканского государственного предприятия «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан» (г. Алматы, Казахстан), [li@national.kz](mailto:li@national.kz)

**Мотовилов И.Ю.**, PhD, ассистент профессора кафедры «Металлургия и обогащение полезных ископаемых» Sathbayev University (г. Алматы, Казахстан), [motosilov@sbu.edu.kz](mailto:motosilov@sbu.edu.kz)

## Авторлар туралы мәліметтер:

**Исмаилов Е.Х.**, Sathbayev University, «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының магистранты (Алматы қ., Қазақстан), «Құрлықтан Республикасының министрлігі, шикізетті кендерді қайта өңдеу және/немесе ұлттық орталық» республикалық мемлекеттік қоспаның филиалы – «Казнекенобир» мемлекеттік өнеркәсіптік экология ғылыми-өнеркәсіптік бірлестігінің минералдық шикізетті байыту және жарғалай өнеркәсіптік сәулеті ғылыми институты (Алматы қ., Қазақстан)

**Ли Э.М.**, «Қазнекенобир» Республикасының минералдық шикізетті кендерді қайта өңдеу және/немесе ұлттық орталық» республикалық мемлекеттік қоспаның филиалы – «Казнекенобир» мемлекеттік өнеркәсіптік экология ғылыми-өнеркәсіптік бірлестігінің минералдық шикізетті байыту және жарғалай өнеркәсіптік сәулеті бөлімінің бастамы (Алматы қ., Қазақстан)

**Мотовилов И.Ю.**, PhD, Sathbayev University «Металлургия және пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасының профессор-ассистенті (Алматы қ., Қазақстан)

## Information about the authors:

**Ysmailov E.K.**, Master's Student at the Department of Metallurgy and Mineral Processing Sathbayev University (Almaty, Kazakhstan), researcher at the Department of Mineral Processing and Semi-industrial Processing of the State Scientific and Production Association of Industrial Ecology «Kaznekenobir» – a Branch of the Republican State Enterprise «National Center for Integrated Processing of Mineral Raw Materials of the Republic of Kazakhstan» (Almaty, Kazakhstan)

**Li E.M.**, Head at the Department of Mineral processing and Semi-industrial processing of the State Scientific and Production Association of Industrial Ecology «Kaznekenobir» – a Branch of the Republican State Enterprise «National Center for Integrated Processing of Mineral Raw Materials of the Republic of Kazakhstan» (Almaty, Kazakhstan)

**Motosilov I.Yu.**, PhD, Assistant-Professor at the Department of Metallurgy and Mineral Processing of the Sathbayev University (Almaty, Kazakhstan)

**ОТЗЫВ  
НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ**

на магистерскую диссертацию  
Янгитилавовой Багилы Холмурзаевны  
по специальности 7М07223 – Metallургия и обогащение полезных  
ископаемых  
на тему: Проведение исследований по разработке технологии переработки  
руды месторождения «Гагаринское»

В магистерской диссертации в достаточном объеме выполнен анализ существующих технологий переработки полиметаллических руд в странах ближнего и дальнего зарубежья. На основании литературного обзора выполнена грамотная постановка задач исследований.

В работе выполнено определение физико-механических свойств исследуемой руды в необходимом объеме исследован вещественный состав с применением минералогических, химических, пробирных фазовых и рациональных анализов. Основываясь на полученных данных по изучению вещественного состава проведены отработки режимов флотации свинцового и цинкового циклов. С целью извлечения самородного золота в цикле измельчения рассмотрен вариант применения центробежной концентрации в аппарате «Knelson».

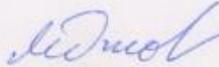
На всех рассмотренных вариантах флотации выполнены замкнутые циклы, проведен сравнительный анализ полученных технологических показателей и выдано обоснованное заключение об использовании гравитационно-флотационной схемы обогащения полиметаллической руды месторождения «Гагаринское».

Также можно отметить, что методики исследований, использованные в магистерской диссертации и в частности постановки опытов по изучению физико-механических свойств, центробежной концентрации и флотации, могут быть использованы в учебном процессе для развития навыков исследовательской работы у студентов.

Все вопросы, поставленные в магистерской диссертации, решены с достаточной полнотой и на основании этого магистерскую диссертацию можно считать законченной научно-исследовательской работой.

Основные результаты работы опубликованы в научных журналах.

Таким образом, по совокупности признаков магистерская диссертация магистранта Янгитилавовой Багилы Холмурзаевны соответствует предъявляемым требованиям, а автор заслуживает оценки «отлично» - 95 % и присуждения ей ученой степени магистра по специальности 7М07223 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых

Научный руководитель  
Доктор PhD, ассистент-профессор  И.Ю. Мотовилов  
«11» июня 2021 г.

## РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию  
Янгитилавовой Багилы Холмурзаевны

по специальности 7М07223– Металлургия и обогащение полезных  
ископаемых

на тему: «Проведение исследований по разработке технологии переработки  
руды месторождения «Гагаринское»

Выполнено:

- а) графическая часть на \_\_\_\_\_ слайдах
- б) пояснительная записка на \_\_\_\_\_ страницах

### ХАРАКТЕРИСТИКА ДИССЕРТАЦИИ:

В магистерской диссертации в достаточном объеме выполнен анализ существующих технологий переработки полиметаллических руд в странах ближнего и дальнего зарубежья. На основании проведенного литературного обзора выполнена грамотная постановка задач исследований.

В работе выполнено определение физико-механических свойств исследуемой руды, в необходимом объеме исследован вещественный состав с применением минералогических, химических, пробирных фазовых и рациональных анализов. Основываясь на полученных данных по изучению вещественного состава проведены отработки режимов флотации свинцового и цинкового циклов. С целью выделения содержащего в руде золота, в цикле измельчения рассмотрен вариант применения центробежной концентрации. На отработанных режимах флотации выполнены опыты в замкнутых циклах.

Достоинством магистерской диссертации заключаются в разработке гравитационно-флотационной технологии обогащения сульфидной свинцово-цинково-золотосодержащей руды с получением одноименных свинцовых, цинковых и золото-серебросодержащих концентратов.

По результатам магистерской диссертации написана одна статья в «Горном журнале Казахстана» №4, 2021 г., и один доклад на научно-практической конференции «труды Сатпаевских чтений «Современное развитие технологий в обогащении полезных ископаемых и металлургии» Алматы 2021».

Методики, использованные в рецензируемой магистерской диссертации и в частности постановки опытов по флотации и центробежной концентрации в аппарате «Knelson», могут быть использованы в учебном процессе для развития навыков исследовательской работы у студентов.



### Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

Заявляю, что я ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

**Автор:** Янгитилавова Багила Холмурзаевна

**Название:** Проведение исследований по разработке технологии переработки руды месторождения «Гагаринское»

**Координатор:** Игорь Мотовилов

**Коэффициент подобия 1:** 7.2

**Коэффициент подобия 2:** 3.8

**Замена букв:** 40

**Интервалы:** 0

**Микропробелы:** 1

**Белые знаки:** 0

**После анализа Отчета подобия констатирую следующее:**

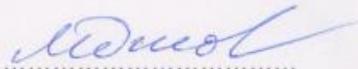
- обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, признаю работу самостоятельной и допускаю ее к защите;
- обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, не допускаю работу к защите.

Обоснование:

*заимствования добросовестные, допускаются к защите*

*10.08.2021*

Дата



Подпись Научного руководителя

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

Заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения заявляет, что ознакомился(-ась) с Полным отчетом подобия, который был сгенерирован Системой выявления и предотвращения плагиата в отношении работы:

**Автор:** Янгитилавова Багила Холмурзаевна

**Название:** Проведение исследований по разработке технологии переработки руды месторождения «Гагаринское»

**Координатор:** Игорь Мотовилов

**Коэффициент подобия 1:**7.2

**Коэффициент подобия 2:**3.8

**Замена букв:**40

**Интервалы:**0

**Микропробелы:**1

**Белые знаки:**0

После анализа отчета подобия заведующий кафедрой / начальник структурного подразделения констатирует следующее:

- обнаруженные в работе заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата. В связи с чем, работа признается самостоятельной и допускается к защите;
- обнаруженные в работе заимствования не обладают признаками плагиата, но их чрезмерное количество вызывает сомнения в отношении ценности работы по существу и отсутствием самостоятельности ее автора. В связи с чем, работа должна быть вновь отредактирована с целью ограничения заимствований;
- обнаруженные в работе заимствования являются недобросовестными и обладают признаками плагиата, или в ней содержатся преднамеренные искажения текста, указывающие на попытки сокрытия недобросовестных заимствований. В связи с чем, работа не допускается к защите.

Обоснование:

Работа выполнена добросовестно и не обладает признаками плагиата

Дата

Подпись заведующего кафедрой /  
начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Материал диссертации Якутцэвовой Б.Х. явл-ся  
самостоятельной работой. Материалы прилагаются отсут-ют  
Допуска к защите

Дата 11-06-2021

зв. к.ф. М.О.М. Барменшинов М.  
Подпись заведующего кафедрой /  
начальника структурного подразделения