

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургия и обогащение полезных ископаемых

УДК 622.765

На правах рукописи

Агибаева Дина Нургисаевна

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

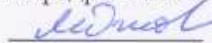
Название диссертации

Проведение исследований по
разработке технологии переработки
руды месторождения «Шокпар»
7М07223 – Металлургия и
обогащение полезных ископаемых

Направление подготовки

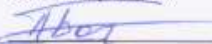
Научный руководитель:

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
«3» июня 2021 г.

Нормоконтроль:

доктор PhD, сениор-лектор
кафедры МиОПИ

 С. Б. Дюсенова
«10» сентября 2021 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

заведующая кафедрой МиОПИ,
кандидат технических наук

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

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургия и обогащение полезных ископаемых

7М07223 – «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой МиОПИ,
кандидат технических наук,

 М.Б. Барменшинова
« 1 » 02 2021 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Агибаевой Дине Нургисаевне

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

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

Срок сдачи законченной диссертации «10» июня 2021 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: сульфидная руда месторождения «Шокпар».

Перечень вопросов, подлежащих разработке в магистерской диссертации:

- а) - исследовать вещественный и минералогический состав руды;
- б) - изучить физико-механические свойства пробы руды;
- в) - исследовать гранулометрический состав и характер распределения металлов по классам крупности;
- г) - выполнить отработку режима измельчения и флотации свинцового и цинкового циклов;
- д) - разработать технологическую схему обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд.

Перечень графического материала: демонстрационный материал с результатами исследований не менее чем на 25 слайдах.

Рекомендуемая основная литература:

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

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

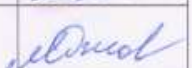
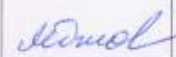
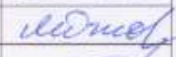
3 Справочник по обогащению руд, том 1. Под редакцией д.т.н.
Богданова О.С. – М.: Недра, 1972

4 Бергер Г.С. Флотируемость минералов. – М.: Госгортехиздат, 1962

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Введение	05.02.2021	выполнено
Аналитический обзор литературы	05.03.2021	выполнено
Основные методы анализа и исследований	05.04.2021	выполнено
Экспериментальная часть	05.05.2021	выполнено

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

Наименование разделов	Научный руководитель, консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Введение	И.Ю. Мотовилов Доктор PhD, ассистент – профессор	05.02.2021	
Аналитический обзор литературы		05.03.2021	
Основные методы анализа и исследований		05.04.2021	
Экспериментальная часть		05.05.2021	
Закключение		25.05.2021	
Нормоконтроль	С.Б. Дюсенова Доктор PhD, сениор-лектор		

Научный руководитель  Мотовилов И.Ю.

Задание принял к исполнению обучающиеся Агибаева Агибаева Д.Н.

Дата « 1 » 02 2021 г.

АНДАТПА

Жұмыста ТМД елдерінде және Қазақстан Республикасында қорғасын-мырыш кендерін қайта өңдеу технологияларына талдау жасалды.

Талдаудың заманауи әдістерін қолдана отырып, материалдық, минералды, фазалық, химиялық, рационалды композициялар зерттелді.

Зерттеулер флотациялық схема бойынша жүргізілді. Қорғасын және мырыш циклдерін ұнтақтау және флотациялау режимдері пысықталды.

Алынған зерттеулер нәтижелерінің негізінде аттас қорғасын, мырыш концентраттарын және құрамында күміс-алтын концентратын алуды қамтамасыз ететін байытудың флотациялық технологиялық схемасы әзірленді.

Диссертациялық жұмыс тапсырмадан, кіріспеден, 3 тараудан, қорытындыдан, әдебиеттер тізімінен тұрады. Диссертациялық жұмыс 69 беттен, 26 сурет, 30 кестеден тұрады.

АННОТАЦИЯ

В работе выполнен анализ технологий переработки свинцово-цинковых руд в странах СНГ и Республике Казахстан.

С использованием современных методов анализа изучен вещественный, минеральный, фазовый, химический, рациональный составы.

Исследования проводили по флотационной схеме. Отработаны режимы измельчения и флотации свинцового и цинкового циклов.

На основании полученных результатов исследований разработана флотационная технологическая схема обогащения обеспечивающая получение одноименных концентратов свинца, цинка и золото-серебросодержащего концентрата.

Диссертационная работа состоит из задания, введения, 3 глав, заключения, списка литературы. Диссертационная работа изложена на 69 страницах, содержит 26 рисунка, 30 таблиц.

ABSTRACT

The paper analyzes the processing technologies of lead-zinc ores in the CIS countries and the Republic of Kazakhstan.

Using modern methods of analysis, the material, mineral, phase, chemical, and rational compositions were studied.

The studies were carried out according to the flotation scheme. The modes of grinding and flotation of lead and zinc cycles have been worked out.

On the basis of the obtained research results, a flotation technological scheme of enrichment was developed, which provides the production of the same name concentrates of lead, zinc and gold-silver-containing concentrate.

The dissertation work consists of a task, an introduction, 3 chapters, a conclusion, and a list of references. The dissertation work is presented on 69 pages, contains 26 figures, 30 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	15
1.4	Технологии обогащения полиметаллических руд	20
1.5	Анализ литературного обзора и постановка задач исследований	24
2	Методика исследований	26
2.1	Определение физико-механических свойств	26
2.1.1	Определение плотности	26
2.1.2	Определение насыпного веса	26
2.1.3	Определение пористости	27
2.1.4	Определение влажности	27
2.1.5	Определение крепости	27
2.1.6	Угол естественного откоса	28
2.1.7	Определение рабочего индекса измельчаемости пробы руды по методике Бонда	28
2.2	Мокрый ситовой анализ руды	29
2.3	Выполнение минералогических анализов	30
2.4	Выполнение химических анализов	30
3	Экспериментальная часть	31
3.1	Изучение вещественного состава	31
3.1.1	Характеристика основных промышленно-ценных и сопутствующих минералов	31
3.1.2	Рентгенодифрактометрический анализ пробы руды	34
3.1.3	Выводы по вещественному составу	36
3.2	Изучение физико-механических свойств пробы руды	37
3.3	Химический, пробирный, фазовый, рациональный, гранулометрический анализы пробы руды	37
3.4	Подбор степени измельчения	40
3.5	Отработка режима свинцового цикла флотации	43
3.5.1	Подбор оптимального значения рН	44
3.5.2	Подбор оптимального значения цинкового купороса	45
3.5.3	Подбор оптимального значения собирателя	45
3.5.4	Подбор оптимального расхода цианида	46
3.5.5	Подбор оптимального расхода жидкого стекла	47
3.5.6	Исследование кинетики флотации свинцового цикла	48
3.6	Отработка режима цинкового цикла флотации	50
3.6.1	Подбор оптимального значения рН	50

3.6.2	Подбор оптимального расхода медного купороса	51
3.6.3	Подбор оптимального значения собирателя	52
3.6.4	Исследование кинетики флотации цинкового цикла	53
3.7	Проведение замкнутых опытов	55
3.7.1	Проведение замкнутого опыта без снятия углистого вещества	55
3.7.2	Проведение замкнутого опыта со снятием углистого вещества	58
3.7.3	Проведение замкнутого опыта с депрессией углистого вещества	61
3.7.4	Сравнительный анализ замкнутых опытов	61
3.9	Требования к конечным продуктам обогащения	63
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	65
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	68
	ПРИЛОЖЕНИЯ А	70

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность. Одним из важных экономических показателей любой современной страны является производство и потребление цветных металлов, таких как медь, свинец, цинк, алюминий и никель.

Сырьевой базой свинцовой и цинковой промышленности в основном являются комплексные полиметаллические свинцово-цинковые руды, как правило, содержащие и другие полезные компоненты, такие как медь, серебро, золото. Руды, содержащие цинк, добываются и перерабатываются в цинковый концентрат в 42 странах мира, но основное горнорудное производство (51,6 %) сконцентрировано в Китае, Перу и Австралии. Свинцовый концентрат производится в 37 странах мира, пять из которых: Китай, Австралия, США, Перу и Мексика обеспечивают 77,8 % мирового производства [1].

Казахстан занимает одно из лидирующих мест в мире (2 место) по запасам свинца и цинка, составляющих соответственно 13 и 15 % от мировых, а по содержанию металлов в рудах соответственно 51 и 53 места. В республике разведано 83 месторождения свинцово-цинковых руд [3-7].

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. Почти вся свинцово-цинковая продукция Казахстана направляется на внешний рынок. Большим спросом она пользуется в США, Испании, Италии, Германии, Канаде. 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.

Обогащение свинцово-цинковых руд осуществляют прямой селективной флотацией, которая предусматривает последовательное выделение минералов в самостоятельные концентраты по порядку их

флотуемости. Применение таких схем обуславливает большие материальные и энергетические затраты, так как весь поток исходной руды вынужден проходить через всю технологическую схему. Следовательно, схема характеризуется большим фронтом флотационных машин, повышенным расходом реагентов и необходимостью установки большого количества измельчительного оборудования, а также невозможностью полного водооборота. Все это вызывает снижение технико-экономических показателей действующих предприятий, о чем свидетельствуют значительные потери металлов с разноименными концентратами и отвальными хвостами.

В связи с выше изложенным, важной **актуальной** задачей является разработка оптимальной флотационной технологии переработки сульфидной руды месторождения «Шокпар».

На основании выше изложенного, **целью магистерской диссертации** является исследование обогатимости сульфидных руд и разработка оптимальной технологии их переработки.

Объектом исследования является сульфидная руда месторождения Шокпар.

Предмет исследования – разработка флотационной технологии обогащения сульфидной свинцово-цинковой руды с получением одноименных свинцовых и цинковых концентратов.

Для достижения поставленной цели необходимо было решить следующие задачи:

- исследовать физико-механические свойства пробы руды;
- исследовать вещественный и минералогический состав руды;
- исследовать гранулометрический состав и характер распределения металлов по классам крупности;
- выполнить отработку режима измельчения и флотации свинцового и цинкового циклов;
- 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 в виде хвостов перефлотации.

Практическая значимость полученных результатов использовались для утверждения запасов. Решением Госкомиссии по запасам РК в 2019 году утверждены запасы месторождения Шокпар по категориям C1+C2 утверждены в количестве 1554,1 тыс. тонн руды, золота – 10 952,9 кг со средним содержанием 7,05 г/т; серебра – 51,5 тонны со средним содержанием 33,14 г/т.

1 Аналитический обзор литературы

1.1 Общие сведения о свинцово-цинковом сырье

Свинцово-цинковые руды, как правило, содержат два основных полезных компонента — цинк и свинец. Руды с преобладающим содержанием свинца встречаются реже. К основным компонентам на многих месторождениях свинца и цинка относится также сульфидная сера, служащая одним из важных источников получения серной кислоты (при этом используется и тепловая энергия, выделяемая при переработке концентратов), а на некоторых и барит, используемый в основном в качестве утяжелителя буровых растворов.

Свинец и цинк принадлежат к группе халькофильных элементов, среднее содержание в земной коре (кларк) свинца составляет 0,0016 %, цинка – 0,0083 %. В природе известно более 300 минералов, содержащих свинец, и более 140 – цинк. Главнейшими минералами свинца и цинка являются сульфиды, сульфосоли и карбонаты (табл. 1).

Таблица 1 – Главные минералы свинца и цинка

Минерал	Химический состав (формула)	Содержание элемента, %	Плотность, г/см ³
Свинец			
Галенит	PbS	86,6	7,57
Буланжерит	Pb ₅ Sb ₄ S ₁₁	55,4	6,21
Бурнонит	PbCuSbS ₃	42,5	5,93
Церуссит	PbCO ₃	77,5	6,55
Англезит	PbSO ₄	68,3	6,56
Пироморфит	Pb ₅ (PO ₄) ₃ Cl	76,1	7,04
Ванадинит	Pb ₅ (VO ₄) ₃ Cl	73,1	6,88
Вульфенит	PbMoO ₄	51,5	6,57
Плюмбоярозит	PbFe ₆ (SO ₄) ₄ (OH) ₁₂	19,22	3,67
Цинк			
Сфалерит	ZnS	67,0	4,08
Цинкит	ZnO	80,2	5,68
Вюртцит	ZnS	67,0	3,98–4,09
Смитсонит	ZnCO ₃	51,9	4,43
Каламин	Zn ₄ (Si ₂ O ₇)(OH) ₂ · H ₂ O	52,6	3,3–3,35
Гидроцинкит	Zn ₅ (OH) ₆ (CO ₃) ₂	59,3	4
Виллемит	Zn ₂ SiO ₄	58,4	4,20

Свинец и цинк обычно в природе встречаются совместно, вследствие чего месторождения этих металлов часто называют полиметаллическими.

На долю главных минералов свинца (галенита) и цинка (сфалерита) приходится свыше 90 и 95 % запасов и добычи соответственно.

По содержанию основных компонентов свинцово-цинковые руды подразделяются на: богатые руды с содержанием свинца и цинка выше 4% или с суммарным содержанием свинца и цинка выше 7%; бедные руды с содержанием свинца 1,2-2% или суммарного свинца и цинка 2-4%. Промышленностью иногда используются руды и с более низким содержанием свинца и цинка, если целесообразность их переработки обоснована соответствующими технико-экономическими расчетами.

По степени окисления руды полиметаллических месторождений подразделяются на три типа: сульфидный, смешанный и окисленный. Критерием для отнесения руд к тому или иному типу служит процентное содержание свинца и цинка в оксидной форме (табл. 2).

Таблица 2 – Типы свинцово-цинковых руд

Типы руд	Содержание оксидов, %	
	Свинца	Цинка
Сульфидный	15	10
Смешанный	16-50	11-50
Окисленный	50	50

Все свинцово-цинковые руды являются комплексными и содержат значительное количество попутных компонентов, которые повышают ценность руд. Благородные металлы находятся в рудах в различной форме: золото в основном связано с халькопиритом и пиритом, но встречается и в свободном состоянии; серебро содержится в галените и блеклых рудах, а также присутствует в виде сульфосолей серебра и теллуридов; кадмий концентрируется преимущественно в сфалерите в виде тончайшей механической или изоморфной примеси; висмут самородный или в составе сульфосолей тесно ассоциирует с галенитом; сурьма связана с блеклыми рудами и сульфосолями свинца; ртуть присутствует в виде киновари; индий, таллий и галлий содержатся в сфалерите, галените, халькопирите, пирите и других сульфидах; селен и теллур присутствуют в качестве примеси в сульфидных минералах, теллур- иногда в виде самостоятельных минералов; германий, как правило, рассеян в силикатах, но в ряде случаев связан со сфалеритом и сульфидами меди [1].

1.2 Минерально-сырьевая база полиметаллических руд в мире

Свинцово-цинковые руды, природные минеральные образования, содержащие свинец и цинк в количествах, при которых экономически целесообразно их извлечение современными методами производства. Известно около 180 минералов свинца и 60 цинка. Основные промышленные значение имеют сульфиды, в меньшей степени сульфосоли и карбонаты

свинца и цинка. Главный сульфид свинца – галенит (86,6% Pb), цинка – сфалерит (67,1% Zn). Для зоны окисления характерны: церуссит (77,6% Pb), англезит (68,3% Pb), смитсонит (52% Zn), каламин $Zn_4[Si_2O_7](OH)_2 \cdot H_2O$ (53,7% Zn).

Все свинцово-цинковые руды – комплексные руды (содержат несколько ценных компонентов, в т. ч., помимо металлов, барит, флюорит, серу), большинство из них – полиметаллические руды (помимо главных, свинца и цинка, включают много других металлов). Количественные соотношения Pb и Zn в рудах различных месторождений колеблются в широких пределах, но почти во всех случаях цинк преобладает над свинцом. По суммарному содержанию свинца и цинка или содержанию свинца различают руды (%): богатые (св. 7 Pb+Zn, св. 4 Pb), рядовые (7–4 Pb+Zn, 4–2 Pb) и бедные (4–2 Pb+Zn, 2–1,2 Pb).

По запасам суммы свинца и цинка выделяют месторождения весьма крупные (св. 10 млн. т), крупные (10–5 млн. т), средние (5–2,5 млн. т) и мелкие (менее 2,5 млн. т) [1].

В настоящее время мировое производство рафинированного свинца достигло 11 млн т, а цинка – 12 млн т. Стремительный прогресс во всех сферах материального производства требует увеличения производства цветных металлов, в том числе свинца и цинка. Основными производителями свинца за рубежом являются: Китай (35–37 % от мировой добычи), США (10–12 %), Перу (9–10 %), Канада (3–4 %), Швеция (3–4 %), Австралия (16–18 %), Мексика (2–3 %). В этих странах сосредоточено 70–80 % мирового производства свинца.

Основные потребители свинца – США (29–31 %), Великобритания (8,5–9,5 %), Германия (8–9 %), Япония (около 8 %), Франция (6–7 %), Италия (5,5–6,5 %), Испания (3,5–4 %). Эти страны потребляют около 75 % производимого за рубежом свинца.

Разведанные и подтвержденные запасы цинка в мире составляют более 350 млн т. Месторождения цинка имеются в 70 странах мира, обеспеченность запасами с учетом роста потребности в нем составляет более 40 лет. Крупнейшие запасы цинковых руд находятся в России, Австралии, Казахстане, Канаде и Китае.

Крупнейшими производителями цинка являются: Китай, Канада, Австралия. Эти же страны – основные экспортеры цинка. Крупнейшие импортеры цинка – США, Тайвань, Германия.

Крупнейшими потребителями цинка являются (млн т в год): Китай (1,3–1,4); США (1,1–1,3); Япония (0,7–0,8); Германия (0,4); Великобритания (0,3); Франция (0,2–0,24); Бельгия, Канада, Италия, Австралия, Индия – по 0,1–0,17.

Мировые общие запасы свинца (2006, млн. т) 202,7 по 66 странам, подтверждённые 110,7; крупнейшие - в Австралии (23,1), Казахстане (11,5), России (9,0), Канаде (8,4), США (7,8), Индии (5,3), ЮАР (4,6), Китае (2,6). Мировые общие запасы цинка (2006, млн. т) 488,9 по 72 странам, подтверждённые

253,7; крупнейшие – в Австралии (40,4), Китае (29,0), Казахстане (24,2), США (17,0), Канаде (16,4), России (15,8), Индии (14,8), ЮАР (11,2) [2].

1.3 Минерально-сырьевая база полиметаллических руд в Казахстане

Казахстан занимает одно из лидирующих мест в мире (2 место) по запасам свинца и цинка, составляющих соответственно 13 и 15 % от мировых, а по содержанию металлов в рудах соответственно 51 и 53 места. В республике разведано 83 месторождения свинцово-цинковых руд [3-7].

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. Почти вся свинцово-цинковая продукция Казахстана направляется на внешний рынок. Большим спросом она пользуется в США, Испании, Италии, Германии, Канаде. 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 скопления свинца и цинка находятся в стратиформных свинцово-цинковых и колчеданно-полиметаллических месторождениях. Большая часть запасов свинца и цинка (75 и 85 %) заключена в полиметаллических месторождениях.

Распределение запасов цинка среди отдельных регионов Казахстана следующее, %: Восточный – 40,7; Центральный – 28,5; Южный – 23; Западный – 5,8; Северный – 2,0. Запасы свинца сосредоточены в трех регионах, %: Восточный – 24,1; Центральный – 57,4; Южный – 18,5. (19).

Разработанные учеными [8] обобщенные схематические промышленно-генетические модели свинцово-цинковых месторождений приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Промыленно-генетические типы месторождений свинца и цинка

Генетическая группа	Типы месторождений		Примеры месторождений	
	генетические разновидности	промышленные типы	зарубежные	казахстанские
Гидротермальная	Плутоногенно-гидротермальный	Метасоматические	Ледвилл, Тинтик, Парк-сити, Пиоче (США)	Акжал, Аксоран, Узунжал и др. (С.Прибалхашье)
		Жильные и жильно-штокверковые	Фрайберг (Германия), Пшибрам (Чехия) Кер-д-Ален, Ледвилл, Тинтик и др. (США), м-я Кармазарского рудного района (Ср. Азия) и др.	Кастек, Ислямбай, Кыржол и др. (Илеский Алатау)
	Порфировый		Бингем (Юта, США)	
	Вулканогенно-гидротермальный		Маджарово (Болгария), Злетово (Македония), Баия-Маре (Румыния), Касапалка, Морокоча (Перу), Кани-Мансур и др. (Таджикистан), Береговское, Беганьское (Украина)	Родниковое, Казкудук (Ю. Казахстан), Кузюк-Адыр, Жусабай (С-З. Прибалхашье)
Гидротермально-осадочный (вулканогенно-осадочный)	Колчеданный (колчеданно-полиметаллический)	Уральского типа	Медные м-я Ю. и Ср. Урала, Рудного Алтая (Россия)	Орловское, Николаевское и др. (Рудный Алтай)
		типа куроко	Учинотай, Шаканаи (Япония); м-я Пиритового пояса (Испания); Лоузаль и др. (Португалия); Хандиза (Узбекистан), Батерст (Канада) и др.	М-я Рудного Алтая: Риддер-Сокольное, Зыряновское, Тишинское и др.
		типа бесши (Раммельсбергский, Филизчайский, Кызылдеринский) и др. типы	М-ия сев. склона Б.Кавказа (Кызылдер), южного склона (Филизчайской группы); Мегген, Раммельсберг (Германия)	
		сульфидные руды океана	Красное море и др.	
Эксфильтрационные	Стратиформные		М-я долины рек Миссисипи-Миссури (США),	М-я хр. Б.Каратау

е и гидротермально-фильтрационные	месторождения карбонатных формаций		Пайн-пойнт (Канада), Наван, Тайнаг (Ирландия), Лайсвалль (Швеция), Сардана (Верхоянский хребет, СВ России), Учкулач (Узбекистан)	(Миргалимсай, Шалкия и др.); Жайрем, Ушкатын и др. (Атасуский р-н); м-я Успенской, Аксоран-Акжальская зоны
	Карстовый		Райбл (Италия), Лайсвалль (Швеция)	Шаймерден и Жана-Аркалык (Торгай); Хантаги, Карасай, Ащисай (Б.Каратау)
Метаморфо-генные	Древние метаморфизованные месторождения в терригенных формациях		Брокен-Хилл (Австралия), Салливан (Канада), Маунт-Айза и др. (С.Австралия), Холоднинское (С.Прибайкалье), Горевское (Ангара) и Озерное (р-н Еравных озер, Забайкалье, РФ)	Коргасын (Улытауский р-н), м-я западного обрамления Кокшетауского массива (Ефимовское и др.).
	Скарновый и скарноидный		М-я Дальнегорского р-на (Приморский край, РФ), Алтын-Топкан (Таджикистан)	Гульшад, Кызыл-Еспе, Каратас-3 и др. (С.-З. Прибалхашье)

На современной стадии изученности свинцово-цинковых месторождений в Казахстане выделяются следующие геолого-промышленные типы: колчеданные, стратиформные, минерализованных зон, карстовые и скарноидные.

Колчеданно-полиметаллические месторождения сосредоточены в Восточном Казахстане, где они образуют Лениногорский, Зыряновский и Прииртышский рудные районы. Основная масса месторождений в регионе находится в Рудном Алтае.

Единичные объекты этого типа выделены в Чингизе. Практически все месторождения находятся на средне-верхнедевонском стратиграфическом уровне с максимумом в эйфеле. По происхождению многие исследователи связывают оруденение с вулканизмом, выделяя руды синхронные с осадконакоплением и эпигенетические гидротермально-метасоматические, с которыми связано образование промышленных руд. Форма рудных тел пластообразная, линзовидная и лентообразная. Руды массивные, реже прожилково-вкрапленные. По вещественному составу полезных ископаемых среди колчеданных месторождений выделяются: медно-свинцово-цинковые, баритово-медно-свинцово-цинковые, золото-медно-свинцово-цинковые, баритово-золото-медно-свинцово-цинковые. К специфике вещественного состава руд следует отнести богатство их элементами-примесями (индий, селен, теллур и т.д.).

Атасуский промышленно-генетический тип - классический пример генетической ассоциации стратиформных месторождений свинца, цинка, барита, железа и марганца, связанных с тектонически активными зонами внутренней кольцевой геосутуры [7]. Данный тип представлен в Казахстане крупнейшими месторождениями цинка и свинца – Жайрем, Шалкия, Акжал, Узунжал, Карагайлы, Ашисай, Миргалимсай (Мергалисай); железа – Каражал, Кентобе; марганца – Каражал, Ушкатын; барита – Бестобе, Жайрем, Миргалимсай. Основная масса, особенно свинцово-цинковых месторождений, составляющих значительную часть государственных запасов, законсервирована в связи с низкими показателями качества руд и неудовлетворительной технологией.

В стратиграфическом разрезе рудоносные фаменские отложения согласно залегают на континентальных породах верхнефранской дайринской свиты (мощность 250-300 м) и живе-франской жаксыконской серии (мощность более 1500 м). В отличие от Жайльминского металлогенического подтипа в живе-франских красноватах Акжальского подтипа широко развиты риолиты и кислые туфы при практическом отсутствии базальтов.

Рудовмещающие фаменские отложения сложены, в основном, узловато-слоистыми глинисто-кремнистыми известняками мейстеровского и сульфидерового горизонтов. Первый охватывает отложения нижнего, второй – верхнего фамена.

Акжалский металлогенический подтип принадлежит к числу перспективных на выявление промышленных стратиформных месторождений свинцово-цинковых руд. В первую очередь это заключение распространяется на Аксоран-Акжалскую зону, в которой находится крупное Акжалское месторождение существенно цинковых руд.

В Акбастауском рифте известны крупные месторождения бедных свинцовых (Биринши, содержание свинца 1,21%) и баритово-свинцово-цинковых (Узынжал, свинец – 2,73; цинк – 1,25; барит – 9,57) руд. Увеличение запасов на этих месторождениях реально за счет разведки флангов и глубоких горизонтов.

Здесь следует обратить внимание на закономерную приуроченность промышленного оруденения в Акжалском металлогеническом типе к массивным фаменским известнякам, а в пределах последних – к термокарстам.

Каратауский рифт северо-западного, контролирующий оруденение одноименного металлогенического типа, по геологическим данным прослеживается (начиная от Тяньшанских структур) на 400-500 км, а по геофизическим данным – на 700-800 км (под мезозойским чехлом Торгая). С северо-востока он ограничен главным Каратауским, на юго-западе – Сырдарьинским разломами. Ширина тектонической зоны 30-45 км, по площади соответствует территории Большого Каратау. Из особенностей стратиграфического разреза, выделяющей Каратауский металлогенический подтип из других подтипов Атасуского типа, следует отметить полное отсутствие силурийских и нижнедевонских отложений.

Кызылеспинский промышленно-генетический тип. Районы развития – Северо-западное Прибалхашье и Южная Жонгария. Основная масса месторождений и рудопроявлений комплекса расположена в Северо-Западном Прибалхашье: это свинцово-цинковые месторождения Кокзабой, Гульшад, Кызылеспе, медно-цинковое – Акшагыл, железорудные – Бапы, Каратас.

В Южной Жонгарии известно одно свинцово-цинковое месторождение Биже и несколько мелких рудопроявлений. За исключением среднего (сумма свинца и цинка около 500 тыс. т) по масштабам свинцово-цинкового месторождения Кокзабой, все другие рудные объекты комплекса мелкие.

Оруденение комплекса закономерно приурочено к контактовой зоне силурийских отложений с нижележащими породами карбонатных свит. В этой зоне находятся марганцево-железорудное месторождение Уштобе, железорудное – Бапы, медно-цинковое – Акшагыл, свинцово-цинковые – Гульшад, Кызылеспе, Кокзабой и многие рудопроявления.

Рудовмещающей толщей на месторождении Абыз является свита нижнего девона – лавобрекчии, агломератовые и лавобрекчиевые туфы андезитов, лавы дацитов и андезит-базальтов, туфогенные конгломераты и песчаники. Структура месторождения – сундучная антиклиналь, осложненная разломами. Выявлено две залежи – Восточная и Западная,

включающие шесть линзовидных и линзовидно-пластовых тел. Средние содержания в рудах, %: свинца – 0,37; цинка – 5,37; меди – 2,33; золота – 6,6 г/т и серебра – 64,6 г/т. Руды массивные, прожилково-вкрапленные, вкрапленные, полосчатые, пятнисто-вкрапленные. Околорудные изменения – окварцевание, серицитизация, хлоритизация, карбонатизация, эпидотизация, альбитизация.

Стратиформные месторождения представлены залежами стратифицированных свинцово-цинковых руд в существенно карбонатных формациях. Они имеют широкое развитие в Центральном (Жайрем, Металлометрическое, Биринши и др.) и Южном Казахстане (Шалкия, Миргалимсай, Текели и др.). Редкие объекты известны в Восточном Казахстане (Пневское, Никитинское). В геохронологическом положении стратиформные месторождения характерны для двух уровней: верхнедевонского и верхнеордовикского. По вещественному составу профилирующих полезных ископаемых выделяются свинцово-цинковые и баритово-свинцово-цинковые месторождения. Рудные залежи имеют согласную пластообразную и линзообразную формы и значительную протяженность как по простиранию, так и по падению. Наблюдаются также секущие жилообразные тела. Крупнейшими месторождениями этих металлов являются Жайрем и Шалкия. Вместе они вмещают 28 % республиканских запасов свинца и 33 % запасов цинка. Среднее содержание металлов в рудах относительно низкое: свинца – 1,39 %, цинка – 3,23 % [9-11].

1.4 Технологии обогащения полиметаллических руд

Дробление этих руд, как правило, осуществляется по трехстадиальным схемам, без предварительного грохочения в I стадии и в замкнутом цикле в последней стадии. Все более широко используется прогрессивная схема дробления с разделением операции предварительного и поверочного грохочения, при которой происходит снижение циркулирующей нагрузки в 1,5-2 раза за счет выделения готового по крупности продукта после II стадии.

На большинстве обогатительных фабрик I стадия измельчения осуществляется в стержневых мельницах, которые работают в открытом цикле, а II стадия – в шаровых мельницах с центральной разгрузкой, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами.

Обогащение свинцово-цинковых руд, несмотря на их разнообразие, ограничивается применением комбинированных гравитационно-флотационных схем.

Предварительное гравитационное обогащение этих руд обычно осуществляется в тяжелой суспензии и в последнее время получает все большее распространение [12].

В настоящее время на обогатительных фабриках используют в основном три варианта технологических схем: прямая селективная флотация,

предварительная коллективная флотация всех сульфидов с последующим разделением коллективного концентрата, коллективно-селективная флотация.

По схеме селективной флотации всю руду измельчают до необходимой крупности и осуществляют последовательную флотацию минералов меди, свинца, цинка, железа. Грубые концентраты подвергают доизмельчению и перемешиванию. При содержании в руде барита его извлекают из хвостов флотации.

Схема прямой селективной флотации не получила широкого распространения. Ее недостатки — повышенные затраты на измельчение и флотацию руды, большие потери золота в результате применения цианидов для депрессии сульфидов цинка, а при наличии в рудах барита — повышенные потери его в результате ошламования.

Более широко используют схему с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и последующим разделением коллективного концентрата (Ленинградская, Белоусовская, «Керджали», «Шаканаи», «Тсумб» и др.). Такая схема целесообразна для обогащения многих полиметаллических руд, особенно вкрапленных, характеризующихся крупным включением сульфидов в породе и тонким взаимопрорастанием их между собой. Грубое измельчение руды и получение отвальных хвостов в начале технологического процесса позволяет снизить удельный расход электроэнергии, воды, реагентов, шаров, футеровки; повысить производительность труда и технико-экономические показатели обогащения. Схема рекомендуется также при высокой окисляемости пирита и содержании окисленных минералов цветных металлов в рудах.

Недостатки коллективной схемы флотации — во-первых, трудность разделения коллективного концентрата без предварительной десорбции с его поверхности собирателя и, во-вторых, сложность аппаратного оформления узла десорбции и отмывки собирателя после десорбции его с поверхности коллективного концентрата сернистым натрием (по методу А. С. Конева). Кроме того, не всегда получают высококачественные концентраты и из-за грубого измельчения руды наблюдаются большие потери благородных металлов с хвостами коллективной флотации.

Часть этих недостатков позволяет устранить схема, использующая содержание в рудах разновидностей сфалерита с различной флотационной активностью (Белоусовская и Керджалийская фабрики). Коллективная флотация на этих фабриках ведется при малых расходах собирателя, что создает возможность получить коллективный концентрат, более благоприятный для последующей селекции. Оставшиеся в хвостах коллективной флотации неактивированный сфалерит и пирит дофлотируют после их активации в цикле цинковой флотации. Такая схема с максимальным использованием естественной флотируемости минералов позволяет упразднить десорбцию, улучшить процесс сгущения концентратов и снизить потери цинка и свинца в разноименных концентратах. Недостаток

схемы — повышенные потери металлов при значительных колебаниях качества руды, необходимость более точного контроля за ходом процесса.

Наиболее широко при обогащении свинцовых полиметаллических руд используют различные варианты коллективно-селективной схемы флотации. В большинстве случаев сначала проводят коллективную флотацию минералов свинца из исходной руды при депрессии сфалерита и пирита с последующим разделением свинцового концентрата, а затем из хвостов свинцового цикла извлекают сфалерит, а иногда и пирит. По таким схемам работает подавляющее большинство полиметаллических фабрик (Зыряновская, Золотушинская, Березовская, Мизурская, «Сан-Франциско», 1 «Пандора», «Болиден», «Виханти», «Бучанс», «Гарпенберг», «Раммельсберг» и др.).

Коллективно-селективные схемы позволяют уменьшить шламообразование, повысить селективность разделения и обеспечивают высокое извлечение металлов при высоком качестве концентратов. Их недостаток — необходимость измельчения до конечной крупности и флотация всей руды.

Предварительная концентрация руд в тяжелых суспензиях, позволяющая удалить из процесса до 30—50 % породы, и развитие стадийности схем измельчения и флотации значительно улучшают технико-экономические показатели работы фабрик.

Для измельчения руд перед флотацией до необходимой крупности, составляющей 55—92 % — 0,074 мм, применяют обычно двух, реже трехстадийную схему измельчения мелкодробленой руды в стержневых и шаровых мельницах с классификацией их объединенной разгрузки. Данная схема позволяет с наименьшими затратами энергии решить главную задачу передела измельчения — обеспечить наиболее полное раскрытие полезных минералов при минимальном их ошламовании.

Учитывая тонкую вкрапленность большинства полиметаллических руд и необходимость повышения качества одноименных концентратов путем снижения в них содержания других металлов, особое значение приобретают операции доизмельчения концентратов и промпродуктов. Отсутствие их в схеме или неудовлетворительная работа узлов доизмельчения часто является причиной высоких циркулирующих нагрузок во флотационных циклах, достигающих 200—500 % (Белоусовская, Лениногорская и другие фабрики). Применение для доизмельчения коллективных концентратов рудногалечного измельчения (например, на Лениногорской, Ахтальской и других фабриках) позволяет улучшить ситовую характеристику измельченного материала по содержанию в нем шламов, повысить показатели разделения и снизить расход реагентов.

Основные циклы состоят обычно из основной и контрольной флотации, проводимых, как правило, при высоком содержании твердого (40—50 %) в пульпе и двух-трех перечисток концентрата. Межцикловое сгущение является распространенной операцией в промпродуктовой флотации и перед

цинковым циклом, что уменьшает фронт флотации с одновременным снижением расхода свежей воды за счет использования оборотной.

С целью снижения ошламования раскрытых в процессе рудного измельчения ценных минералов и их своевременного вывода на некоторых фабриках применяют межцикловую флотацию с использованием флотационных монокамер. Для тонковкрапленных сплошных сульфидных полиметаллических руд с легко шламуемыми и окисляющимися сульфидами железа более эффективны схемы многостадийного измельчения и флотации с выделением тонких шламов в каждой стадии и флотацией шламов после сгущения в отдельном цикле с присоединением полученного концентрата от флотации шламов к общему грубому концентрату. Находят применение также схемы с отдельным обогащением Песковой и шламовой фракций и флотацией первичных шламов в отдельном цикле (Зыряновская фабрика и некоторые японские фабрики), что позволяет значительно улучшить селективность процессов флотации и повысить технологические показатели обогащения [13].

Основными собирателями при флотации свинцово-цинковых руд являются ксантогенаты (бутиловый, этиловый, изопропиловый) и различные дитиофосфаты.

Среди пенообразователей наибольшее распространение на зарубежных фабриках получил метилизобутилкарбинол (МИБК), с помощью которого в США перерабатывается 69% свинцово-цинковых руд.

Для регулирования щелочности пульпы используются как сода (до 1400 г/т), так и известь (до 1000 г/т), последняя применяется для руд с высоким содержанием пирита и пирротина. На большинстве обогатительных фабрик (около 50%) флотируют свинцово-цинковые руды при естественном значении pH, но иногда оно поднимается до 8,6 и даже 11 (фабрика «Анаконда», США).

До сих пор наиболее универсальным и распространенным методом подавления сфалерита является метод Шеридана и Гризволда – с помощью цианида и цинкового купороса. При этом расход цианида составляет 40-200 г/т, а цинкового купороса – 150-500 г/т. В некоторых случаях удовлетворительное подавление сфалерита происходит при использовании одного из этих реагентов. Недостатком такого метода является применение высокотоксичных цианистых солей, которые растворяют золото, присутствующее в руде, и подавляют сульфидные минералы, переходящее в цинковый концентрат и загрязняющие его.

Довольно широкое распространение для подавления сфалерита, особенно на фабриках Японии, получило применение сернистого газа, сернистой кислоты, сульфита и тиосульфата натрия (иногда в сочетании с железным купоросом) [14].

Одним из месторождений РК полиметаллических руд является месторождение Шокпар. Месторождение Шокпар расположено на территории Кордайского района Жамбылской области в 40 км от

месторождения Гагаринское и имеет благоприятные географические условия. Асфальтированная автодорога, выходящая на автомагистраль Алматы – Бишкек, проходит в 5 км от месторождения. По ней имеется выход к железнодорожным станциям Чу и Отар. В 10 км от месторождения проходит высоковольтная линия электропередачи с ответвлением к месторождению.

На месторождении Шокпар установлено четыре типа рудных образований: золото-сульфидно-кварцевый; медно-колчеданный; золото-полиметаллический на карбонат-кварцевой основе; серебряно-полиметаллический на барит-кварц-кальцитовый основе. Главным типом руд является золотосульфидный, создающий прожилково-вкрапленные и гнездовые образования в окварцованных, карбонатизированных, серицитизированных, хлоритизированных осадочных породах углеродистой формации.

Предварительно оцененные запасы месторождения Шокпар приведены в таблице – 4.

Таблица 4 - Запасы месторождения Шокпар

Наименование запасов	Ед. изм.	Категория запасов	
		балансовые C ₁ +C ₂	забалансовые.
Запасы руды	тыс.т.	1554,1	798,4
Запасы золота	кг	10 952,9	1858,0
Запасы серебра	т	51,5	9,9
Содержание золота	г/т	7,05	2,33
Содержание серебра	г/т	33,14	12,45

По категории C₂ до глубины 280 м составляют 2105 тыс. т руды, 15151,8 кг золота (7,2 г/т), 89,7 т серебра (42,6 г/т); прогнозные запасы по категории P₁ до 450 м составляют 2121,8 тыс. т руды, 15600 кг золота (7,4 г/т), 78,6 т – серебра (37,0 г/т) [15].

В соответствии с Протоколом ГКЗ РК №2091-19-У от 01.10.2019г. на Государственный баланс по промышленным категориям поставлены 10 952,9 кг золота и 51,5 тонн серебра.

1.5 Анализ литературного обзора и постановка задач исследований

Проведенный анализ литературного обзора позволил сделать следующие выводы:

Для переработки полиметаллических руд в основном применяют комбинированную гравитационно-флотационную схему, а также прямую

селективную флотацию, предварительную коллективную флотацию всех сульфидов с последующим разделением коллективного концентрата, коллективно-селективную флотацию. Если в рудах имеется благородные металлы применяют гравитацию.

На основании выше изложенного, целью магистерской диссертации является исследование обогатимости комплексных сульфидных свинцово-цинковых руд месторождения Шокпар и разработка оптимальной технологии их переработки.

Для достижения поставленной цели необходимо было решить следующие задачи:

- исследовать физико-механические свойства пробы руды;
- исследовать вещественный и минералогический состав руды;
- исследовать гранулометрический состав и характер распределения металлов по классам крупности;
- выполнить отработку режима измельчения и флотации свинцового и цинкового циклов;
- разработать технологическую схему обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд.

2 Методика исследований

2.1 Физико-механические свойства

2.1.1 Определение плотности

Основной прибор для определения истинной плотности – стеклянный пикнометр вместимостью 50 мл. Перед испытанием определяют вместимость пикнометра. Для этого предварительно отмытый и высушенный пикнометр заполняют дистиллированной водой до метки, вытирают насухо и определяют массу пикнометра с водой. От высушенной в сушильном шкафу до постоянной массы представительной пробы отбирают навеску массой примерно 10 г (объемом примерно 25 % объема пикнометра) крупностью минус 0,16 мм и снова взвешивают, после доливают примерно 2/3 объема дистиллированной водой. Переверачиванием и встряхиванием удаляют воздух из материала до прекращения выделения пузырьков. Если при встряхивании выделения пузырьков не наблюдается, его доливают водой до метки, вытирают насухо и еще раз взвешивают. Вычисляют среднее арифметическое результатов испытаний трех навесок.

Плотность определяется по формуле (2.1):

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

где δ - плотность, г/см³;

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/см³.

2.1.2 Определение насыпного веса

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

Насыпной вес определяется по формуле (2.2):

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

где Δ - насыпной вес, г/см³;

P_0 - вес сосуда, г;

P_1 - вес сосуда с рудой, г;
 A - объем сосуда, см³.

2.1.3 Определение пористости

Пористость определяют по формуле (2.3):

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

где Π - пористость, %;
 δ - плотность, г/см³;
 Δ - насыпной вес, г/см³.

2.1.4 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. 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, %.

2.1.5 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 с таким расчетом, чтобы дно было равномерно покрыто одним слоем испытуемой пробы. Затем стакан с навеской устанавливают на металлическую плиту. Дробят навеску, сбрасывая гирию 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.

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, см³.

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.

2.1.6 Угол естественного откоса

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.

2.1.7 Определение рабочего индекса измельчаемости пробы руды по методике Бонда

Исследования измельчаемости проводили на пробе руды, дробленной до крупности минус 2,0+0 мм в шаровой мельнице типа МЛ-40 объемом 9,0 дм³, общий вес шаровой загрузки составляет 9,83 кг, диаметры шаров от 16 до 40 мм. Отсев измельченного продукта проводили на сите с ячейками 0,074 × 0,074 мм, затем продукт + 0,074 мм сушили, взвешивали и по разности с первоначальной навеской определяли выход класса минус 0,074 мм. После этого к классу + 0,074 мм добавляли исходную руду по массе до принятой навески и воду по заданному для данного опыта отношению Т:Ж.

Приготовленное таким способом питание мельницы вводили в последующий цикл измельчения. Продолжительность измельчения измерялась количеством оборотов вращения барабана мельницы. Частота вращения барабана 70 мин⁻¹. Испытание в замкнутом цикле считается установившимся, если обеспечивается выход готового продукта по массе близкий к тому, который необходим для 250% циркулирующей нагрузки.

Расход энергии, потребляемой при измельчении, определяли с помощью трехфазного счетчика.

Полезная энергия, затрачиваемая на измельчение, определялась по разности показаний счетчика при работе мельницы под нагрузкой и без нее при вращении пустого барабана по формуле (2.8):

$$E = \frac{N - N_{x-x}}{Q}, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т} \quad (2.8)$$

где N – мощность, потребляемая при измельчении, кВт;

N_{x-x} – мощность холостого хода мельницы без измельчающей среды, кВт;

Q – производительность мельницы по исходному питанию, т/ч.

Производительность шаровой мельницы Q рассчитывалась по времени измельчения $t = 308,4$ сек и навеске руды $P = 1$ кг:

$$Q = \frac{P \times 3600}{t(1 + C)}, \text{ кг/час}; \quad (2.9)$$

Индекс чистой работы измельчения в шаровой мельнице по Бонду определялся по формуле:

$$W_{\text{ш.изм.}} = \frac{E \times \sqrt{F_{80}}}{10 \times \left(\sqrt{\frac{F_{80}}{P_{80}}} - 1 \right)}, \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}} \text{МКМ}^{0,5} \quad (2.10)$$

2.2 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, 0.2, 0.1, 0.074 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].

2.3 Выполнение минералогических анализов

Рентгенофазовый анализ выполнен сотрудником Института геологических наук им. К.И. Сатпаева кандидатом геолого-минералогических наук Слюсаревым А.П., электронно-зондовый микроанализ – сотрудниками института В.Л.Левиным и П. Е. Котельниковым, спектральный анализ кандидатом геолого-минералогических наук Озеровой Т. А. Минералого-петрографические исследования выполнены канд. геолого-минералогических наук Павловой З. Н. и Плеховой К. Р.

2.4 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».

3 Экспериментальная часть

3.1 Изучение вещественного состава

Месторождение Шокпар контролируется зоной разломов, секущих породы рудного поля. Размещается в экзоконтакте гранитного массива и находится среди карбонатно-терригенных пород нижнего-среднего ордовика. Оно приурочено к субширотной зоне брекчирования среди окварцованных песчаников.

Рудные тела представлены зонами золото-барит-полиметаллической сульфидной минерализации.

Состав руд: пирит, халькопирит, галенит, сфалерит, арсенопирит, блеклая руда, золото, серебро, барит, кварц, карбонаты.

3.1.1 Характеристика основных промышленно-ценных и сопутствующих минералов

Внешне темно-серые и серые до черных неоднородной окраски (пятнисто-полосчатые) тонкозернистые породы.

Под микроскопом *алевритовый песчаник* полимиктовый, текстура полосчатая (рисунок 1).

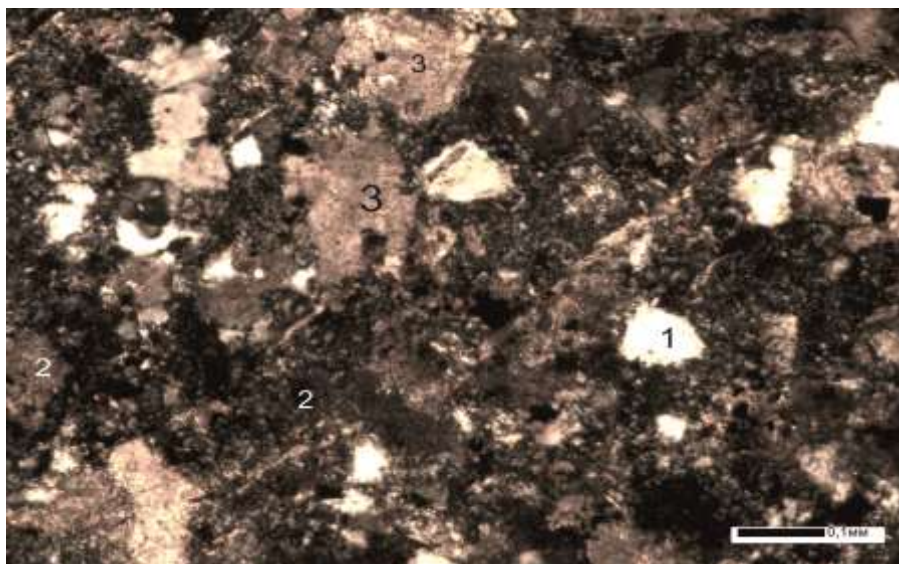


Рисунок 1 - Образец 241. Алевролит с обломками кварца (1) аргиллитов (2), карбонатизированный (3). Прозрачный шлиф, увел.100, ник +

В аншлифе 241 прожилок белого кварца с сульфидным оруденением, где основным минералом является пирит. Он представлен гнездообразными скоплениями в кварце размером 1-1,5 см, иногда более. В сростках с пиритом в виде самостоятельных вкраплений присутствуют галенит и сфалерит с

размером выделений галенита от 2х4 до 6х8 мм, а сфалерита – от 1х2 до 3х4 мм. Сфалерит обычно насыщен мелкими каплевидными включениями галенита, редко халькопирита. Наиболее поздний галенит иногда наблюдается в виде пленок по границам зерен пирита в его зернистых агрегатах, а также в виде тонких прожилочек в пирите.

Встречается сульфидное гнездо размером 2х2,5 мм сложено пиритом, галенитом и сфалеритом в равных количествах. В последнем микровключения галенита, ориентированные вдоль спайности сфалерита.

В аншлифе 262 14, характеризующем сульфидную руду этого интервала, отмечается равномерная сыпь микровключений пирита размерами тысячные и сотые доли мм, иногда образующие почти сплошные сгущения зерен. Иногда наблюдаются отдельные кристаллики пирита с размером 0,1-0,2 мм с четкой кристаллической пентагональной огранкой. В кварце встречаются вкрапления галенита и сфалерита размером не более 0,5 мм. В сплошном пирите, где он составляет около 80% от всей рудной массы, наряду с реликтовыми обломками пород, присутствует существенная примесь галенита и сфалерита в сростках размером от 0,1 до 1-1,5 мм. Иногда в сфалерите наблюдается мельчайшая эмульсионная вкрапленность пирротина (рисунок 3), ориентированного по спайности (структура распада пирротина в сфалерите).



Рисунок 2- Образцы минералов, отобранные из исходной пробы руды

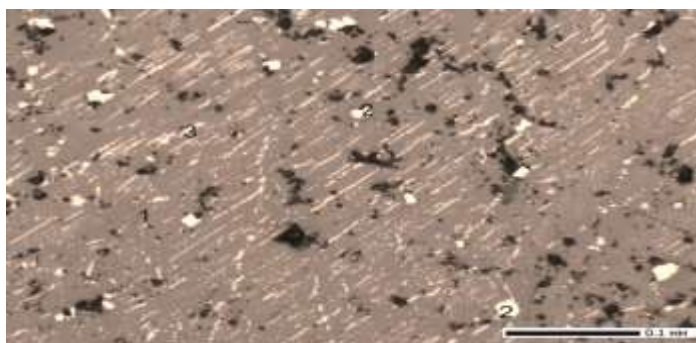


Рисунок 3 - Образец 262. Сфалерит (1) с включениями мелких кристалликов пирита (2) и пирротина (3) по спайности. Аншлиф, увел. 200

В сплошном сульфидном агрегате иногда наблюдается послойное строение, когда зонки сплошного пирит-арсенопиритового состава шириной около 1 см сменяются зонкой галенит-сфалерит-арсенопирит-пиритового состава шириной 1,3 см (рисунок 4) и далее зонкой сплошного сфалерита с примесью галенита, образующих сростки друг с другом, по образованию более поздние, чем пирит. Они заполняют межзерновые пространства в арсенопирит-пиритовом агрегате и иногда встречаются по трещинкам в них. В редких тонких жилках кварца вкрапления галенита и сфалерита, а также единичные зерна халькопирита и их включения в галените. Локально в галените встречаются овальные включения блеклой руды размером 0,05-0,1 мм.

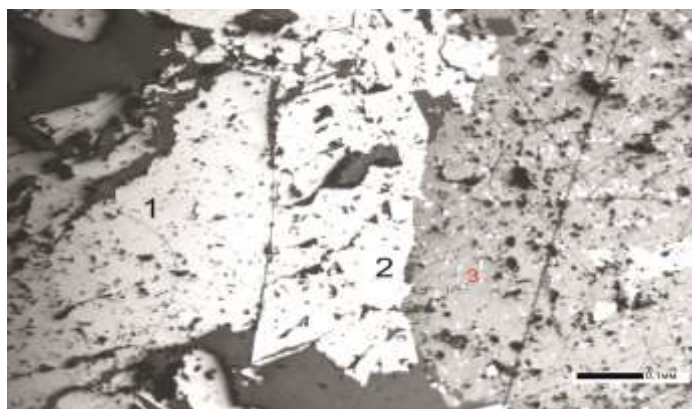


Рисунок 4 - Образец 262. Сросток пирита (1), арсенопирита (2) и сфалерита (3). Аншлиф, увел. 100.

Средняя проба изучалась под микроскопом разными методами. Выполнены также спектральный, рентгенофазовый и химический анализы средней пробы. Качественно-количественный минеральный состав рассчитан на основе результатов всех перечисленных методов исследования и анализов.

В таблице 5 приведены результаты полуколичественного атомно-эмиссионного спектрального анализа средней пробы руды месторождения «Шокпар».

Таблица 5 - Результаты полуколичественного атомно-эмиссионного спектрального анализа пробы руды месторождения «Шокпар»

Элементы	Содержание элементов, %	Элементы	Содержание элементов, %	Элементы	Содержание элементов, %
Золото	0,0005	Хром	0,01	Вольфрам	<0,002
Кремний	>>1,0	Иттрий	0,0015	Галлий	0,001
Алюминий	>>1,0	Магний	>1,0	Палладий	<0,0005
Медь	0,015	Лантан	0,005	Ниобий	0,001
Никель	0,007	Родий	<0,0005	Бериллий	0,0002

Продолжение таблицы 5

Элементы	Содержание элементов, %	Элементы	Содержание элементов, %	Элементы	Содержание элементов, %
Сурьма	0,01	Фосфор	0,07	Тантал	<0,01
Мышьяк	>0,50	Литий	0,003	Натрий	0,10
Марганец	0,10	Серебро	0,0045	Барий	0,10
Титан	0,30	Кальций	>1,00	Иттербий	0,0001
Цинк	>0,50	Свинец	>0,50	Церий	0,015
Олово	0,0005	Кобальт	0,0025	Калий	>1,00
Скандий	0,001	Молибден	0,0015	Платина	<0,001
Таллий	<0,0005	Железо	>1,00	Теллур	<0,003
Германий	<0,0002	Кадмий	0,003	Рутений	<0,001
Ванадий	0,015	Висмут	0,0015		
Циркон	0,01	Стронций	0,02		

Из таблицы 5 следует, что основными ценными компонентами пробы руды являются золото, серебро, свинец и цинк.

3.1.2 Рентгенодифрактометрический анализ пробы руды

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

Идентификация минеральных фаз по данным рентгенодифрактометрического анализа приведена на дифрактограмме рисунка 5.

Из рисунка 5 следует, что породообразующие минералы в основном представлены кварцем, доломитом, хлоритом, слюдой. Рудные минералы представлены пиритом, сфалеритом, галенитом, арсенопиритом.

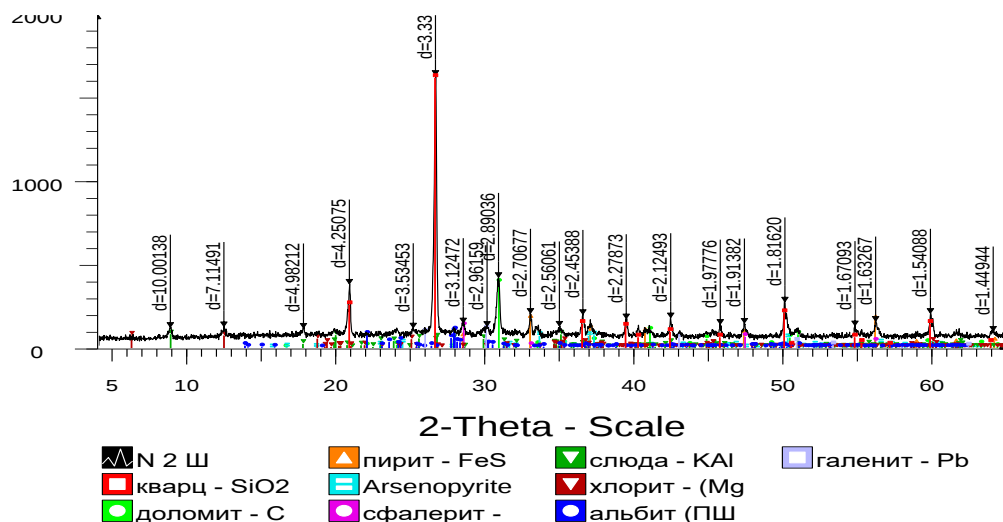


Рисунок 5 - Дифрактограмма пробы руды

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

Промышленно-ценные минералы – сфалерит и галенит. Они присутствуют в виде самостоятельных зерен размером до 1мм в кварце и образуют сростки и скопления друг с другом, пиритом. В этой ассоциации встречен борнит. Сфалерит маложелезистый следующего состава (%): Zn – 55,78, S – 35,35, Fe – 8,87.

Основные сопутствующие, указанным минералам, сульфиды – пирит и арсенопирит. Пирит представлен двумя разновидностями:

- пирит I в виде густой вкрапленности мельчайших кристалликов во вмещающей породе;

- пирит II в виде вкрапленности и гнездообразных скоплений довольно крупных зерен в кварцевых прожилках и зонах окварцевания. С ним ассоциирует арсенопирит. Состав арсенопирита следующий (%): As – 42,11, Fe – 34,65, S – 23,24.

Расчет количественных соотношений минералов выполнялся с привлечением результатов анализов всех вышеперечисленных методов, что нашло отражение в таблице 6.

Таблица 6 - Минеральный состав средней пробы руды месторождения «Шокпар»

Средняя исх. проба	Название минералов	Минеральный состав, масс. %												
		г/т		Рудные					Породообразующие					
		Золото	Серебро	Пирит	Сфалерит	Галенит	Арсенопирит	Минералы Cu, блеклая руда	Кварц	Полевой шпат	Кальцит	Доломит	Слюда	Барит
4,3-4,6	43,0-46,0	7,5-8,0	1,0-1,5	0,77-0,80	2,0-2,5	~1,0	50-52	1,5-2,0	1,0-2,0	15,0	12,0	~1,0	2,2	

Из таблицы 6 следует, что основными промышленно-ценными минералами являются золото, серебро, содержания их по результатам пробирного анализа составляют 4,3-4,6 г/т, серебра 43,0-46,0 г/т, сфалерит и галенит, содержащиеся в средней пробе в количестве 1,0-1,5% и 0,77-0,80%. Сопутствующие минералы – пирит и арсенопирит, составляющие порядка 9,5-10,5%, в небольшом количестве отмечаются минералы меди, блеклая руда и гидроксиды железа.

Из порообразующих минералов преобладают кварц 50,0-52,0%, карбонаты: доломит - 15,0%, кальцит 1,0-2,0%, слюда -12,0%, хлорит 2,2%, барит ~1,0 и полевые шпаты 1,5-2,0%.

Золото видимого при увеличении обычного микроскопа нами не обнаружено. Скорее всего, оно связано в основном с пиритом, арсенопиритом и возможно с углеродистым веществом, где золото присутствует в дисперсном состоянии.

3.1.3 Выводы по вещественному составу

Поступившая на изучение вещественного состава технологическая проба характеризует сульфидную свинцово-цинковую руду с содержанием золота 4,3-4,6 г/т, серебра 43,0-46,0 г/т.

Видимого золота в результате просмотра многочисленных аншлифов и брикетов при увеличении обычного микроскопа нами не обнаружено. Предположительно, что золото находится в руде в виде дисперсных образований в пирите и арсенопирите, что характерно для данного типа руд. Наряду с золотом, серебром промышленно-ценными минералами являются сфалерит и галенит. Содержание цинка составляет в средней пробе 0,74-0,78%, свинца – 0,64-0,68%. Сопутствующими сульфидными минералами

являются пирит, составляющий в средней пробе около 7,5-8,0%, арсенопирит в количестве 2,0-2,5%. Общая сумма сульфидных минералов 12,27-13,80%. Полезные минералы образуют относительно крупные кристаллы (до 8х10 мм) и степень раскрытия их довольно высокая.

Вмещающие породы представлены различными алевритами, песчаниками, аргиллитами трещиноватыми, рассланцованными, интенсивно окварцованными, карбонатизированными и оруденелыми.

3.2 Изучение физико-механических свойств пробы руды

На пробе руды были определены физико-механические свойства. Методики определения физико-механических свойств описаны в разделе 2. Результаты определения приведены в таблице 7.

Таблица 7 - Физико-механические свойства пробы руды

Показатели	Единица измерения	Значения
Плотность	г/см ³	3,01
Насыпной вес	г/см ³	1,81
Пористость	%	39,87
Влажность	%	0,6 (керновая проба)
Угол естественного откоса	градус	33,0
Крепость по шкале Протодяконова	-	10,5

3.3 Химический, пробирный, фазовый, рациональный, гранулометрический анализы пробы руды

Таблица 8 – Химический, пробирный анализы пробы руды

Элементы и соединения	Содержания, %	Элементы и соединения	Содержания, %
Свинец	0,64 - 0,68	Мышьяк	1,04
Цинк	0,74 - 0,78	Диоксид кремния	55,41
Железообщее	6,50	Оксид магния	5,04
Медь	0,039	Оксид кальция	2,70
Сераобщая	4,85	Оксид алюминия	8,79
Серасульфидная	4,69	Фосфор	0,06
Серасульфатная	0,16	Оксид натрия	0,154
Золото, г/т	4,30-4,60	Оксид калия	1,88
Серебро, г/т	43,0-46,0	ППП	9,46

Для определения форм нахождения минералов свинца, цинка и меди был проведен фазовый анализ исследуемой пробы руды. Результаты фазового анализа приведены в таблице 9.

Таблица 9 – Результаты фазового анализа пробы руды

Минералы	Соединения	Содержания, %	
		абс.	отн.
Свинцовые	Сульфидный	0,50	74,63
	Окисленный	0,097	14,48
	Рвйрозит	0,073	10,89
	Итого	0,67	100,0
Цинковые	Сульфидный	0,605	81,99
	Окисленный	0,0495	6,71
	Силикатный	0,042	5,69
	Цинк в остатке	0,0414	5,61
	Итого	0,7379	100,0

Из таблицы 9 следует, что в пробе минералы представлены:

- свинцовые: сульфидными - на 74,63%, окисленными - на 14,48%, Рвйрозитами - на 10,89%;

- цинковые: сульфидными - на 81,99%, окисленными - на 6,71%, силикатными - на 5,69%, цинк в остатке – на 5,61%.

В таблице 10 приведен фазовый анализ на углерод.

Таблица 10 – Результаты фазового анализа на углерод

Элементы	Содержания, %
Собщий	1,98
Скарб.	1,64
Сорг.	0,34

Из таблицы 10 следует, что в пробе углерода_{общ.} 1,98%, углерода_{орг.} 0,34%, углерода_{карб.} 1,64%.

В связи с наличием в пробе углистого вещества, содержащий органический углерод, являющийся природным сорбентом растворенного золота, использование стандартной методики фазового анализа приведет к искажению фактических данных.

Проведение операции амальгамации для определения свободного крупного золота при наличии углистого вещества может привести к ошламованию ртути и, соответственно, к искажению результатов.

При определении золота в сростках (первое и второе цианирование) при наличии углистого вещества происходит сорбция растворенного цианидного комплекса золота и, соответственно, ошибка в определении значений.

При разварке в царской водке золото переходит в раствор в виде хлоридного комплекса, который также хорошо сорбируется природными сорбентами, оставаясь в не извлекаемой части, искажая результаты «золота тонкодисперсного в пустой породе – не извлекаемого»).

Для исключения данных явлений, или их минимизации, была принята следующая процедура выполнения рационального анализа пробы:

1 операция – определение золота и серебра в свободном виде и сростках, доступных для цианидного раствора - сорбционное выщелачивание.

2 операция – обжиг пробы с целью удаления органического углерода и возможного частичного окисления сульфидов.

3 операция – разварка в царской водке с целью доокисления сульфидов и разрушения образованных пленок при обжиге, растворения и удаления золота, связанного с сульфидами.

4 операция – пробирный анализ остатков для определения золота тонкодисперсного в пустой породе.

Для выполнения рационального анализа исходная проба измельчалась до 90 % класса минус 0,074 мм.

В таблице 11 приведены результаты рационального анализа на золото и серебро.

Таблица 11 – 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	0,36	17,55	7,96	38,26
в т.ч. сорбируемое $C_{орг}$	0,34	6,35	7,52	13,84
Ассоциированное с сульфидами	3,99	26,58	88,30	57,95
Тонкодисперсное в пустой породе	0,17	1,74	3,74	3,79
Руда	4,52	45,87	100,00	100,00

Из таблицы 11 следует, что цианируемого составляет золота 7,96%, серебра 38,26%; ассоциированного с сульфидами - золота 88,30%, серебра 57,95%; тонкодисперсного в пустой породе (не извлекаемого) – золота 3,74%, серебра 3,79%.

Таким образом, в пробе руды золото, в основном, ассоциировано с сульфидами.

На пробе руды изучено содержание и распределение основных ценных компонентов по классам крупности. Результаты гранулометрического анализа приведены в таблице 12.

Таблица 12 - 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	28,46	0,43	0,59	5,57	3,82	33,26	18,38	23,12	25,91	24,70	22,03
- 1,0 + 0,5	18,43	0,53	0,65	6,21	3,72	40,22	14,67	16,50	18,71	15,57	17,25
- 0,5 + 0,2	24,55	0,65	0,73	6,21	4,20	38,52	23,97	24,68	24,92	23,42	22,01
- 0,2 + 0,1	5,03	0,79	0,74	6,85	5,16	51,08	5,96	5,12	5,63	5,89	5,98
- 0,1 + 0,074	4,02	0,95	0,90	6,85	5,68	49,48	5,74	4,98	4,50	5,19	4,63
-0,074+0,044	5,04	1,09	0,99	6,85	6,36	56,48	8,24	6,87	5,64	7,28	6,62
- 0,044 + 0	14,47	1,06	0,94	6,21	5,46	63,78	23,04	18,73	14,69	17,95	21,48
Итого	100,0	0,67	0,74	6,12	4,40	42,97	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Из таблицы 12 следует, что с уменьшением крупности классов наблюдаются:

- повышение содержания свинца, цинка, золота по всем классам крупности за исключением класса минус 0,044+0 мм и составляет свинца 1,06%, цинка 0,94%, золота 5,46 г/т;

- неравномерная концентрация серебра по всем классам крупности. Наибольшая его концентрация в классе минус 0,044+0 мм и составляет 63,78 г/т;

- почти равномерная концентрация железа по всем классам крупности.

Распределение элементов происходит в соответствии с выходами классов.

Выход готового класса минус 0,074+0 мм составляет 19,51%.

Содержание в нем свинца 1,07%, цинка 0,95%, железа 6,375%, золота 5,69 г/т, серебра 61,89 г/т при распределении свинца 31,28%, цинка 25,60%, золота 25,23%, серебра 28,10%.

3.4 Подбор степени измельчения

Для выяснения влияния степени измельчения на показатели обогащения были проведены лабораторные опыты при переменных значениях степени измельчения и постоянном реагентном режиме.

Учитывая, что при разной степени измельчения руды образуется разное количество свободной поверхности минералов, то для каждой степени измельчения необходимо подбирать не только свой оптимальный режим, но и время контакта с реагентами. Все эти факторы могут влиять на окончательные результаты обогащения руды.

С учетом вышеизложенного выбор оптимальной (необходимой) степени измельчения производился по результатам опытов и степени раскрытия минералов на основе минералогических анализов руд, измельченных до различной крупности.

При подборе оптимальной степени измельчения были использованы в качестве собирателя амиловый ксантогенат (РАХ), вспенивателя – МИБК, депрессора цинка цинковый купорос и регулятора среды сода.

На рисунке 6 приведен график зависимости содержания класса минус 0,074 мм от времени измельчения.

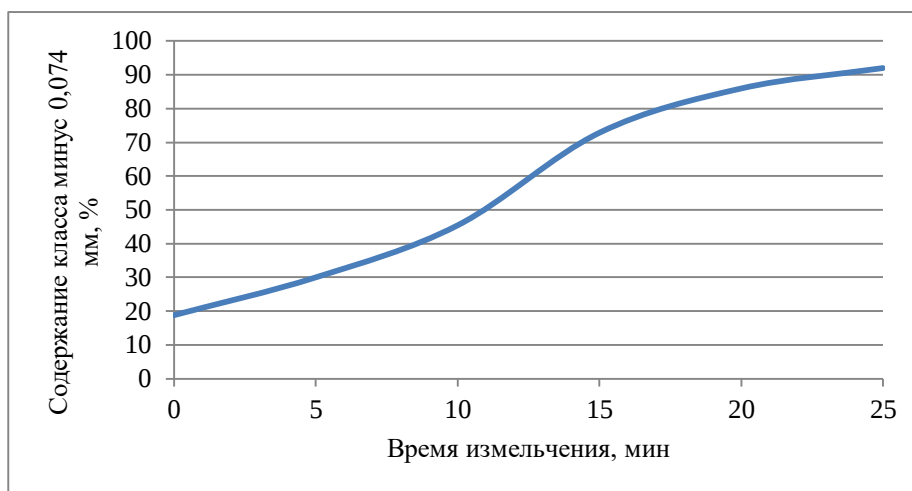


Рисунок 6 – График зависимости содержания класса минус 0,074 мм от времени измельчения

На рисунке 7 приведена схема открытых опытов, а в таблице 13 приведены результаты опытов по подбору измельчения на пробе руды.



Рисунок 7 – Схема открытых опытов по подбору оптимальной степени измельчения и по подбору реагентов

Таблица 13 – Результаты опытов по подбору оптимальной степени измельчения

Продукты	Вых од, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Измельчение до 60% класса минус 0,074 мм, $K_{Pb} = 0,213$; $K_{Au} = 0,516$; $K_{Ag} = 15,57$											
Pb продукт	13,7	4,12	1,45	23,34	22,4	274,7	83,59	26,46	45,32	65,66	85,19
Хв. Pb фл.	86,3	0,13	0,64	4,47	1,86	7,58	16,41	73,54	54,68	34,34	14,81
Руда	100,0	0,68	0,75	7,05	4,67	44,18	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Измельчение до 70% класса минус 0,074 мм, $K_{Pb} = 0,186$; $K_{Au} = 0,543$; $K_{Ag} = 14,87$											
Pb продукт	15,13	3,72	1,45	21,85	21,30	257,3	83,61	28,45	46,57	69,33	85,75
Хв. Pb фл.	84,87	0,13	0,65	4,47	1,68	7,62	16,39	71,55	53,43	30,67	14,25
Руда	100,0	0,67	0,77	7,10	4,65	45,40	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Измельчение до 75% класса минус 0,074 мм, $K_{Pb} = 0,173$; $K_{Au} = 0,452$; $K_{Ag} = 13,95$											
Pb продукт	15,77	3,52	1,45	21,36	19,80	248,3	83,52	29,15	47,22	66,59	85,48
Хв. Pb фл.	84,23	0,14	0,66	4,47	1,86	7,90	16,48	70,85	52,78	33,41	14,52
Руда	100,0	0,66	0,78	7,13	4,69	45,81	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Измельчение до 80% класса минус 0,074 мм, $K_{Pb} = 0,172$; $K_{Au} = 0,429$; $K_{Ag} = 13,25$											
Pb продукт	16,16	3,47	1,40	20,36	18,80	245,5	83,73	29,65	46,75	66,81	84,99
Хв. Pb фл.	83,84	0,13	0,64	4,47	1,80	8,36	16,27	70,35	53,25	33,19	15,01
Руда	100,0	0,67	0,76	7,04	4,55	46,68	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Из таблицы 13 следует, что:

На основании результатов опытов и по критерию эффективности флотации по Мазайоши-Вада можно принять измельчение пробы руды до 70% класса минус 0,074 мм. Принимаем 70% класса минус 0,074 мм, так как при данном измельчении достигается максимальное извлечение золота 69,33%, серебра 85,75%.

Минералогическим анализом установлено, что при данном измельчении 95% пирита, 90% сфалерита, 90% галенита, 90% арсенопирита находятся в свободных зернах.

На рисунке 8 приведен график зависимости содержания и извлечения свинца и цинка от степени измельчения пробы руды.

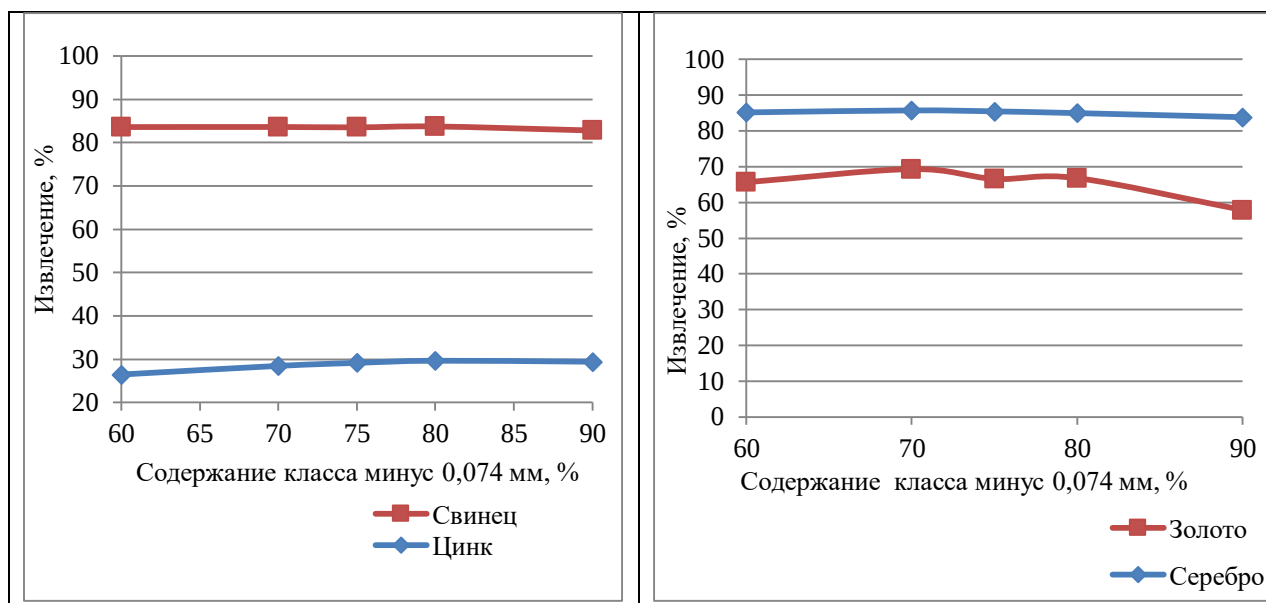


Рисунок 8 – График зависимости извлечения свинца, цинка и золота от степени измельчения пробы руды

3.5 Отработка режима свинцового цикла флотации

В свинцовом цикле флотации отрабатывали:

- оптимальное значение pH;
- расход цинкового купороса;
- расход собирателя;
- расход цианида;
- расход жидкого стекла.

3.5.1 Подбор оптимального значения pH

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 был использован амиловый ксантогенат.

Известно, что наиболее интенсивно амиловый ксантогенат адсорбируется на поверхности галенита при $pH < 9$. Резкое падение адсорбции собирателя и подавление флотации золота и свинцовых минералов происходит при доведении pH среды известью до 9,5, содой – до $pH = 10,5$, едким натром – до $pH = 11,8$ [21, 22].

Щелочность в данной работе создавалась содой.

Опыты по подбору оптимального значения pH на пробе проводили по схеме, приведенной на рисунке 9, а результаты опытов - в таблице 14.

Таблица 14 – Результаты опытов по подбору оптимального значения pH

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход, г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	13,24	4,21	1,46	21,93	83,17	25,82	42,43	Na ₂ CO ₃ -0 pH = 7,9 K _{Pb} = 0,21
Хвосты	86,76	0,13	0,64	4,54	16,83	74,18	57,57	
Руда	100,0	0,67	0,75	6,84	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	13,93	4,01	1,36	21,18	83,31	26,97	44,07	Na ₂ CO ₃ -600 pH = 8,95 K _{Pb} = 0,20
Хвосты	86,07	0,13	0,64	4,35	16,69	73,03	55,93	
Руда	100,0	0,67	0,754	6,70	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	13,36	4,34	1,29	21,94	84,79	23,16	43,81	Na ₂ CO ₃ -800 pH = 9,15 K _{Pb} = 0,24
Хвосты	86,64	0,12	0,66	4,34	15,21	76,84	56,19	
Руда	100,0	0,684	0,744	6,69	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	13,88	4,16	1,39	21,56	84,82	25,63	44,64	Na ₂ CO ₃ -1000 pH = 9,25 K _{Pb} = 0,23
Хвосты	86,12	0,12	0,65	4,31	15,18	74,37	55,36	
Руда	100,0	0,68	0,75	6,70	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	13,70	4,17	1,45	23,34	83,58	26,46	45,32	Na ₂ CO ₃ - 1200 pH = 9,35 K _{Pb} = 0,21
Хвосты	86,30	0,13	0,64	4,47	16,42	73,54	54,68	
Руда	100,0	0,68	0,75	7,055	100,0	100,0	100,0	

Из таблицы 14 следует, что изменение pH среды от 7,9 до 9,35 приводит к незначительным изменениям технологических показателей. Наилучшие результаты получены при $pH = 9,15$ при расходе соды 800 г/т.

3.5.2 Подбор оптимального значения цинкового купороса

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 [23]; цинковый купорос в сочетании с содой; смесь цинкового купороса и гидроксида натрия (цинкат) [24].

В данной работе депрессия цинковых минералов осуществлялась цинковым купоросом в сочетании с содой. Опыты по подбору цинкового купороса проводили по схеме, приведенной на рисунке 9, в качестве собирателя был использован амиловый ксантогенат.

В таблице 15 приведены результаты опытов по подбору расхода цинкового купороса.

Таблица 15 – Результаты опытов по подбору оптимального значения цинкового купороса

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход ZnSO ₄ , г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	14,48	4,05	1,30	21,18	85,11	24,45	46,30	300
Хвосты	85,52	0,12	0,68	4,16	14,89	75,55	53,70	K _{Pb} = 0,226 pH – 8,4
Руда	100,0	0,69	0,77	6,625	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	13,88	4,10	1,30	22,31	83,56	23,55	47,53	400
Хвосты	86,12	0,13	0,68	3,97	16,44	76,45	52,47	K _{Pb} = 0,208 pH = 8,2
Руда	100,0	0,68	0,766	6,516	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	13,56	4,18	1,30	22,69	83,45	23,61	46,11	500
Хвосты	86,44	0,13	0,68	4,16	16,55	76,39	53,89	K _{Pb} = 0,212 pH = 8,2
Руда	100,0	0,68	0,77	6,67	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	14,36	4,00	1,40	22,80	82,73	25,66	47,59	600
Хвосты	85,64	0,14	0,68	4,21	17,27	74,34	52,41	K _{Pb} = 0,192 pH = 8,0
Руда	100,0	0,69	0,78	6,88	100,0	100,0	100,0	

Из таблицы 15 следует, что наилучшие результаты по извлечению свинца и по критерию эффективности флотации получены при расходе ZnSO₄ – 300 г/т. Получен свинцовый продукт с содержанием свинца 4,05%, цинка 1,30%, железа 21,18% при извлечении свинца 85,11%. Критерий эффективности флотации по Мазайоши-Вада составляет 0,226.

Дальнейшее повышение расхода цинкового купороса не приводит к депрессии минералов цинка, наблюдается увеличение содержания железа (пирита) в свинцовом концентрате в результате снижения pH.

3.5.3 Подбор оптимального значения собирателя

Наиболее распространенными собирателями для флотации свинцово-цинковых руд являются ксантогенаты – бутиловый, амиловый. Опыты по подбору оптимального значения собирателя проводили по схеме, приведенной на рисунке 9. В качестве собирателя был использован амиловый ксантогенат (РАХ).

В таблице 16 приведены результаты опытов по подбору оптимального расхода амилового ксантогената.

Таблица 16 - Результаты опытов по подбору оптимального расхода собирателя

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход, г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	14,26	4,00	1,28	20,87	82,62	23,32	46,65	РАХ - 30 $K_{pb} = 0,191$
Хвосты	85,74	0,14	0,70	3,97	17,38	76,68	53,35	
Руда	100,0	0,69	0,78	6,38	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	14,48	4,05	1,30	21,18	85,11	24,45	46,30	РАХ - 50 $K_{pb} = 0,226$
Хвосты	85,52	0,12	0,68	4,16	14,89	75,55	53,70	
Руда	100,0	0,69	0,77	6,625	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	15,08	3,85	1,45	21,36	85,21	27,98	48,86	РАХ - 70 $K_{pb} = 0,214$
Хвосты	84,02	0,12	0,67	3,97	14,79	72,02	51,14	
Руда	100,0	0,68	0,78	6,59	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	15,22	3,83	1,50	23,87	85,14	29,29	55,19	РАХ - 90 $K_{pb} = 0,212$
Хвосты	84,78	0,12	0,65	3,48	14,86	70,71	44,81	
Руда	100,0	0,685	0,78	6,58	100,0	100,0	100,0	

Из таблицы 16 следует, на оснований критерия эффективности флотации $K_{pb} = 0,226$ принимаем расход амилового ксантогената – 50 г/т.

3.5.4 Подбор оптимального расхода цианида

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 $ZnCN_2$ или комплекса $Zn(CN)^{-2}_4$ [22].

Опыты проводили по схеме, приведенной на рисунке 9. В таблице 17 приведены результаты опытов по подбору расхода цианида.

Таблица 17 – Результаты опытов по подбору расхода цианида

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход, г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	14,48	4,05	1,30	21,18	85,11	24,45	46,30	NaCN – 0 $K_{Pb} = 0,226$
Хвосты	85,52	0,12	0,68	4,16	14,89	75,55	53,70	
Руда	100,0	0,69	0,77	6,625	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	11,47	5,01	1,40	14,40	83,31	21,31	25,47	NaCN – 5 $K_{Pb} = 0,258$
Хвосты	88,53	0,13	0,67	5,46	16,69	78,69	74,53	
Руда	100,0	0,69	0,75	6,49	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	11,01	5,18	1,55	11,42	83,13	21,51	19,16	NaCN – 10 $K_{Pb} = 0,266$
Хвосты	88,99	0,13	0,70	5,96	16,87	78,49	80,84	
Руда	100,0	0,686	0,794	6,56	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	10,45	5,49	1,60	10,92	83,13	21,79	17,61	NaCN – 15 $K_{Pb} = 0,285$
Хвосты	89,55	0,13	0,67	5,96	16,87	78,21	82,39	
Руда	100,0	0,68	0,767	6,48	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	9,33	6,13	1,60	10,92	82,92	19,74	15,87	NaCN – 20 $K_{Pb} = 0,319$
Хвосты	90,67	0,13	0,67	5,96	17,08	80,26	84,13	
Руда	100,0	0,69	0,757	6,42	100,0	100,0	100,0	

По критерию эффективности флотации устанавливаем расход цианида 20 г/т. Учитывая, что цианид депрессирует золото и серебро, опыты с дальнейшим его увеличением не проводили.

- к снижению выхода свинцового продукта на 5,15% (с 14,48% до 9,33%) за счет депрессии пирита.

Из реагентного режима следует, что расход цинкового купороса в несколько раз превышает расход цианида. При совместной подаче цианида и цинкового купороса между ними возникает реакция с образованием цианида цинка $ZnCN_2$ – коллоидный осадок и остается избыток катиона цинка, который в щелочной среде образует гидрат цинка $Zn(OH)_2$.

Известно, что основное влияние на депрессию цинковой обманки оказывает соединение $ZnCN_2$ и это соединение устойчиво при $pH = 8$ [22]. Проведенными опытами установлено, что после подачи цинкового купороса и цианида pH пульпы 8,8. При этих значениях pH депрессия цинка происходит за счет $Zn(OH)_2$, а подача цианида приводит к депрессии пирита, что подтверждаются результатами опытов.

Незначительное повышение содержание цинка в свинцовом продукте (на 0,30%) связано наличием в руде вторичных сульфидов меди. Активация происходит за счет катиона меди, переходящего в раствор в результате растворения и окисления вторичных минералов меди от подачи цианида. По результатам минералогического анализа, вторичные минералы представлены борнитом, халькозином,

3.5.5 Подбор оптимального расхода жидкого стекла

По результатам минералогического анализа основные породообразующие минералы представлены кварцем на 50,0-52,0% и карбонатами: доломитом – 15,0%, кальцитом – 1,5 - 2,0%. Для депрессии их использовали жидкое стекло. Опыты проводили по схеме, приведенной на рисунке 9.

В таблице 18 приведены результаты опытов по подбору оптимального расхода жидкого стекла.

Таблица 18 – Результаты опытов по подбору расхода жидкого стекла

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход, г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	9,33	6,13	1,60	10,92	82,92	19,74	15,87	Na ₂ SiO ₃ – 0 K _{Pb} = 0,319
Хвосты	90,67	0,13	0,67	5,96	17,08	80,26	84,13	
Руда	100,0	0,69	0,757	6,42	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	9,55	6,08	1,60	10,40	83,16	20,14	15,15	Na ₂ SiO ₃ – 100 K _{Pb} = 0,320
Хвосты	90,45	0,13	0,67	6,11	16,84	79,86	84,85	
Руда	100,0	0,698	0,76	6,56	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	9,87	5,98	1,49	11,58	84,51	19,36	17,12	Na ₂ SiO ₃ – 150 K _{Pb} = 0,341
Хвосты	90,13	0,12	0,68	6,14	15,49	80,64	82,88	
Руда	100,0	0,698	0,76	6,68	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	10,16	5,62	1,42	11,72	83,02	19,34	18,02	NaSiO ₃ – 200 K _{Pb} = 0,290
Хвосты	89,84	0,13	0,67	6,03	16,98	80,66	81,98	
Руда	100,0	0,688	0,75	6,61	100,0	100,0	100,0	

Таким образом, по результатам опытов и по критерию эффективности флотации оптимальным является расход жидкого стекла 150 г/т.

3.5.6 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 при следующих расходах реагентов:

- основная свинцовая флотация: сода – 800 г/т, жидкое стекло – 150 г/т, цианид – 20 г/т, цинковый купорос – 300 г/т, PAX – 50 г/т, МИБК – 30 г/т;
- контрольная свинцовая флотация: PAX – 30 г/т, МИБК – 15 г/т.

Опыты по уточнению времени флотации проводили по схеме, приведенной на рисунке 9, результаты кинетики приведены на рисунке 10 и в таблице 19.

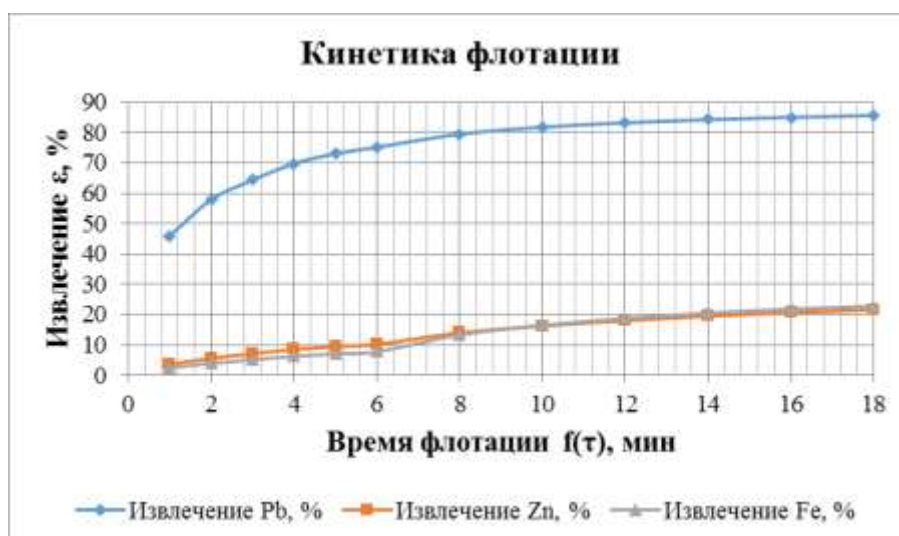


Рисунок 20 – График зависимости $\varepsilon = f(\tau)$, по свинцу, цинку и железу

В таблице 19 приведены сводные результаты фракционного анализа.

Таблица 19 – Сводные результаты фракционного анализа

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Время флотации, мин
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Осн. Pb пр-т	4,50	11,35	1,733	11,03	75,13	10,25	7,87	$t_{\text{осн.флот.}} - 6$ $t_{\text{контр.флот.}} - 12$ $K_{\text{Pb}} = 0,325$
Контр. пр-т	6,35	1,118	1,35	14,83	10,44	11,26	14,93	
Итого Pb пр-та	10,85	5,363	1,51	13,25	85,57	21,51	22,80	
Хв. Pb фл.	89,15	0,11	0,67	5,46	14,43	78,49	77,20	
Руда	100,0	0,68	0,76	6,305	100,0	100,0	100,0	
Осн. Pb пр-т	4,50	11,35	1,733	11,03	75,13	10,25	7,87	$t_{\text{осн.флот.}} - 6$ $t_{\text{контр.флот.}} - 10$ $K_{\text{Pb}} = 0,330$
Контр. пр-т	5,76	1,165	1,37	15,28	9,87	10,33	13,96	
Итого Pb пр-та	10,26	5,633	1,526	13,42	85,00	20,58	21,83	
Хв. Pb фл.	89,74	0,114	0,674	5,49	15,00	79,42	78,17	
Руда	100,0	0,68	0,76	6,305	100,0	100,0	100,0	
Осн. Pb пр-т	4,50	11,35	1,733	11,03	75,13	10,25	7,87	$t_{\text{осн.флот.}} - 6$ $t_{\text{контр.флот.}} - 8$ $K_{\text{Pb}} = 0,337$
Контр. пр-т	5,07	1,223	1,38	15,81	9,12	9,20	12,71	
Итого Pb пр-та	9,57	5,986	1,547	13,56	84,25	19,45	20,58	
Хв. Pb фл.	90,43	0,118	0,678	5,538	15,75	80,55	79,42	
Руда	100,0	0,68	0,76	6,305	100,0	100,0	100,0	
Осн. Pb пр-т	4,13	12,02	1,753	11,02	73,01	9,51	7,22	$t_{\text{осн.флот.}} - 5$ $t_{\text{контр.флот.}} - 9$ $K_{\text{Pb}} = 0,337$
Контр. пр-т	5,44	1,40	1,39	15,49	11,24	9,94	13,36	
Итого Pb пр-та	9,57	5,986	1,55	13,56	84,25	19,45	20,58	
Хв. Pb фл.	89,74	0,119	0,683	5,58	15,75	80,55	79,42	
Руда	100,0	0,68	0,761	6,305	100,0	100,0	100,0	

На основании результатов фракционного анализа и критерий эффективности флотации устанавливаем время основной флотации 6 минут, время контрольной флотации – 8 минут или время основной флотации 5 минут, время контрольной флотации – 9 минут.

3.6 Отработка режимов цинкового цикла флотации

В цинковом цикле флотации подбирали:

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

3.6.1 Подбор оптимального значения pH

Подбор оптимального значения pH в цинковом цикле флотации проводили по схеме, приведенной на рисунке 10.

В практике флотации отделение цинковой обманки от пирита ведут в щелочной известковой среде. В данной работе щелочная среда создавалась известью.

В таблице 20 приведены результаты опытов по подбору оптимального значения pH.

Таблица 20 - Результаты опытов по подбору оптимального значения pH

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход, г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	9,61	5,98	1,63	11,50	83,62	21,15	17,59	pH = 9,0
Zn продукт	16,62	0,42	3,30	17,40	10,15	74,07	46,02	
Хвосты	73,77	0,058	0,048	3,10	6,23	4,78	36,39	
Руда	100,0	0,687	0,74	6,28	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	9,61	5,98	1,60	11,50	83,86	20,43	17,27	pH = 10,5
Zn продукт	15,23	0,43	3,70	17,40	9,56	74,87	41,40	
Хвосты	75,16	0,060	0,047	3,52	6,58	4,70	41,33	
Руда	100,0	0,685	0,753	6,40	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	9,56	6,00	1,60	11,35	83,17	20,15	16,86	pH = 11,0
Zn продукт	16,69	0,43	3,43	17,49	10,41	75,40	45,34	
Хвосты	73,75	0,060	0,046	3,30	6,42	4,45	37,80	
Руда	100,0	0,69	0,76	6,44	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	9,60	5,94	1,64	11,35	83,06	20,47	17,13	pH = 11,5
Zn продукт	16,77	0,43	3,45	17,96	10,50	75,23	47,34	
Хвосты	73,63	0,060	0,045	3,07	6,44	4,50	35,53	
Руда	100,0	0,687	0,77	6,36	100,0	100,0	100,0	

С повышением рН до 11,0 -11,5 содержание железа в цинковом продукте не снижается. Рекомендуем проводить цинковую флотацию в известковой среде при рН = 11,0, при котором достигается максимальное извлечение цинка 75,40%.

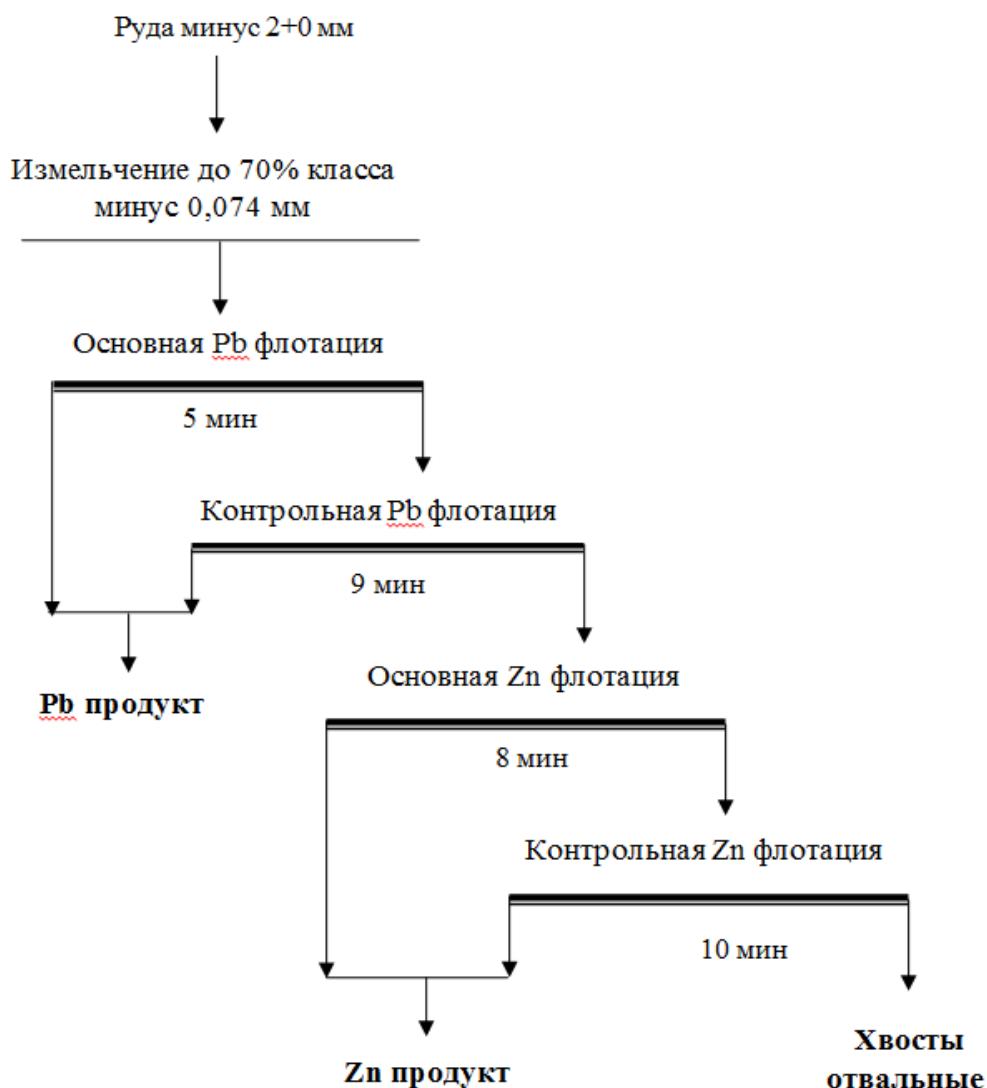


Рисунок 10 – Схема открытых опытов по подбору оптимального значения рН, расхода реагентов в цинковом цикле флотации

3.6.2 Подбор оптимального расхода медного купороса

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

Активация сфалерита солями меди зависит от pH среды. Максимум адсорбции катиона меди на поверхности цинковой обманки происходит при pH = 11,0, минимум при pH ~ 9,0 [22].

Опыты по подбору оптимального расхода медного купороса проводили по схеме, приведенной на рисунке 10.

В таблице 21 приведены результаты опытов.

Таблица 21 – Результаты открытых опытов по подбору оптимального расхода медного купороса

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход CuSO ₄ , г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	9,61	5,82	1,64	11,40	83,33	20,07	17,11	200
Zn продукт	15,57	0,43	3,60	15,15	9,98	71,36	36,85	
Хвосты	74,82	0,06	0,09	3,03	6,69	8,57	46,04	
Руда	100,0	0,67	0,785	6,40	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	9,54	5,86	1,62	11,82	83,11	20,16	17,64	300
Zn продукт	16,02	0,43	3,62	17,89	10,24	75,67	44,85	
Хвосты	74,44	0,06	0,043	3,22	6,65	4,17	37,51	
Руда	100,0	0,673	0,766	6,39	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	9,73	5,84	1,62	12,29	83,52	21,06	18,68	500
Zn продукт	14,85	0,45	3,75	17,43	9,82	74,41	40,43	
Хвосты	75,42	0,06	0,045	3,47	6,66	4,53	40,89	
Руда	100,0	0,68	0,75	6,404	100,0	100,0	100,0	

Устанавливаем расход медного купороса 300 г/т.

3.6.3 Подбор оптимального расхода собирателя

Чтобы обеспечить флотацию сфалерита при повышении pH пульпы требуются более высокие концентрации собирателя [22]. В качестве собирателя был использован амиловый ксантогенат. Опыты по подбору оптимального расхода собирателя проводили по схеме, приведенной на рисунке 10, а результаты открытых опытов приведены в таблице 22.

Таблица 22 – Результаты открытых опытов по подбору оптимального расхода собирателя

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход собирателя, г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	9,52	5,84	1,60	11,42	83,15	19,79	16,94	30
Zn продукт	14,94	0,40	3,93	17,13	8,94	76,29	39,87	
Хвосты	75,54	0,07	0,04	3,67	7,91	3,92	43,19	
Руда	100,0	0,67	0,77	6,42	100,0	100,0	100,0	

Продолжение таблицы 22

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход собирателя, г/т
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	9,64	5,71	1,60	11,42	83,43	20,01	17,20	40
Zn продукт	16,21	0,40	3,62	17,88	9,82	76,13	45,27	
Хвосты	74,15	0,06	0,04	3,24	6,75	3,86	37,53	
Руда	100,0	0,66	0,77	6,40	100,0	100,0	100,0	
Pb продукт	9,54	5,86	1,62	11,82	83,11	20,16	17,64	50
Zn продукт	16,02	0,43	3,62	17,89	10,24	75,67	44,85	
Хвосты	74,44	0,06	0,043	3,22	6,65	4,17	37,51	
Руда	100,0	0,673	0,766	6,39	100,0	100,0	100,0	

Полученными результатами показано, что увеличение расхода собирателя более 30 г/т не приводит к повышению извлечения цинка. Устанавливаем расход собирателя 30 г/т.

3.6.4 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 флотации через каждые две и одну минуты; время контрольной флотации – через каждые две минуты при следующих расходах реагентов:

- в свинцовом цикле флотации - основная флотация: сода – 800 г/т, жидкое стекло – 150 г/т, цианид – 20 г/т, цинковый купорос – 300 г/т, РАХ – 50 г/т, МИБК – 30 г/т; контрольная флотация: РАХ – 30 г/т, МИБК – 15 г/т;

- в цинковом цикле флотации - основная флотация: СаО – рН = 11,0-11,5, медный купорос – 300 г/т, РАХ – 30 г/т, МИБК – 25 г/т; контрольная флотация: РАХ – 25 г/т, МИБК – 10 г/т.

Опыты по уточнению времени флотации в цинковом цикле проводили по схеме, приведенной на рисунке 10, результаты кинетики приведены на рисунке 11 и в таблице 23.

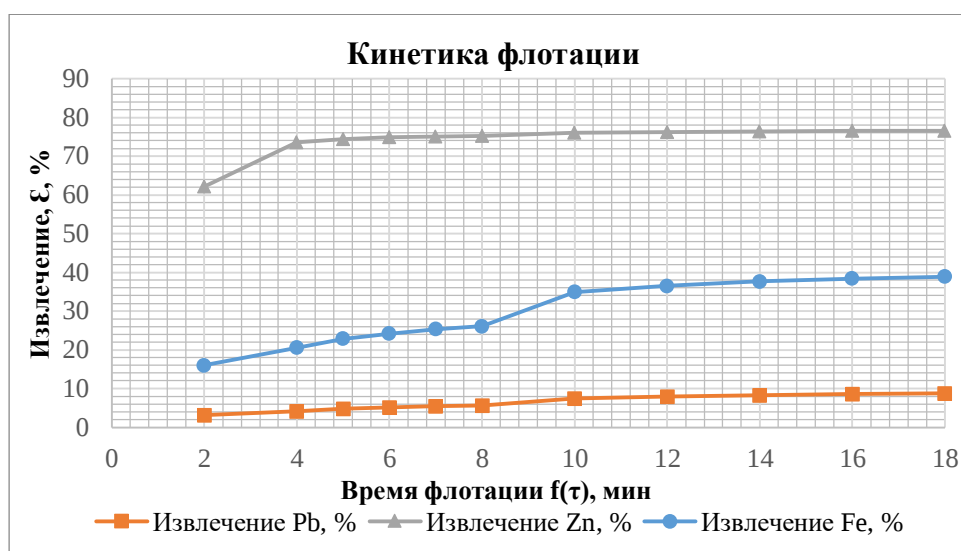


Рисунок 11 – График зависимости $\varepsilon = f(\tau)$, по свинцу, цинку и железу

Таблица 23 - Сводные результаты фракционного анализа

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Время флотации, мин
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Pb продукт	9,78	5,985	1,55	13,24	84,73	19,50	19,07	t _{осн.флот.} - 8 t _{контр.флот.} - 10
Основной Zn пр-т	8,61	0,45	6,08	20,58	5,60	75,29	26,09	
Контрольный пр-т	6,14	0,35	0,167	14,18	3,11	1,33	12,82	
Итого Zn пр-т	14,75	0,408	4,026	17,92	8,71	76,62	38,91	
Отвальные хвосты	75,47	0,06	0,04	3,78	6,56	3,88	42,02	
Руда	100,0	0,691	0,778	6,79	100,0	100,0	100,0	t _{осн.флот.} - 6 t _{контр.флот.} - 8
Pb продукт	9,78	5,985	1,55	13,24	84,73	19,50	19,07	
Основной Zn пр-т	7,66	0,458	7,60	21,46	5,09	74,89	24,20	
Контрольный пр-т	5,80	0,38	0,203	15,81	3,19	1,52	13,50	
Итого Zn продукт	13,56	0,422	4,382	18,88	8,28	76,41	37,70	
Отвальные хвосты	76,76	0,063	0,041	3,824	6,99	4,09	43,23	
Руда	100,0	0,691	0,778	6,79	100,0	100,0	100,0	

Несмотря на незначительные потери, устанавливаем время основной флотации 6 минут и контрольной – 8 минут.

3.7 Проведение замкнутых опытов

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

- измельчение руды до крупности 70% класса минус 0,074 мм;
- **свинцовый цикл флотации:**

- в основную флотацию: Na_2CO_3 – 800 г/т, Na_2SiO_3 – 150 г/т, NaCN – 20 г/т, ZnSO_4 – 300 г/т, PAX – 50 г/т, МИБК – 30 г/т;
- в контрольную флотацию: NaCN - 10 г/т, PAX – 30 г/т, МИБК – 15 г/т;
- в I перечистку: ZnSO_4 - 150 г/т, NaCN – 10 г/т;
- во II перечистку: ZnSO_4 - 75 г/т, NaCN - 5 г/т;
- в III перечистку: ZnSO_4 - 50г/т;
- **цинковый цикл флотации:**
- в основную флотацию: CaO – pH = 11,0-11,5; CuSO_4 – 300 г/т, PAX – 30 г/т, МИБК – 25 г/т;
- в контрольную флотацию: CaO – pH = 11,0-11,5; CuSO_4 – 100 г/т, PAX – 25 г/т, МИБК – 10 г/т;
- доизмельчение грубого цинкового концентрата до крупности 90-95% класса минус 0,044 мм;
- в I перечистку: CaO – pH = 11,0-11,5, Na_2SiO_3 – 100 г/т;
- во II перечистку: CaO – pH = 11,0-11,5, Na_2SiO_3 – 100 г/т;
- в III перечистку: CaO – pH = 11,0-11,5;
- в IV перечистку: CaO – pH = 11,0-11,5;
- в контрольную I перечистную флотацию: CaO – pH = 11,0-11,5, Na_2SiO_3 – 50 г/т, PAX – 8 г/т.

Схема замкнутых опытов приведена на рисунке 12.

Замкнутые опыты проводились в следующих режимах:

- без снятия углистого вещества;
- со снятием углистого вещества;
- с депрессией углистого вещества.

3.7.1 Проведение замкнутого опыта без снятия углистого вещества

В таблице 25 приведены результаты опыта без снятия углистого вещества.

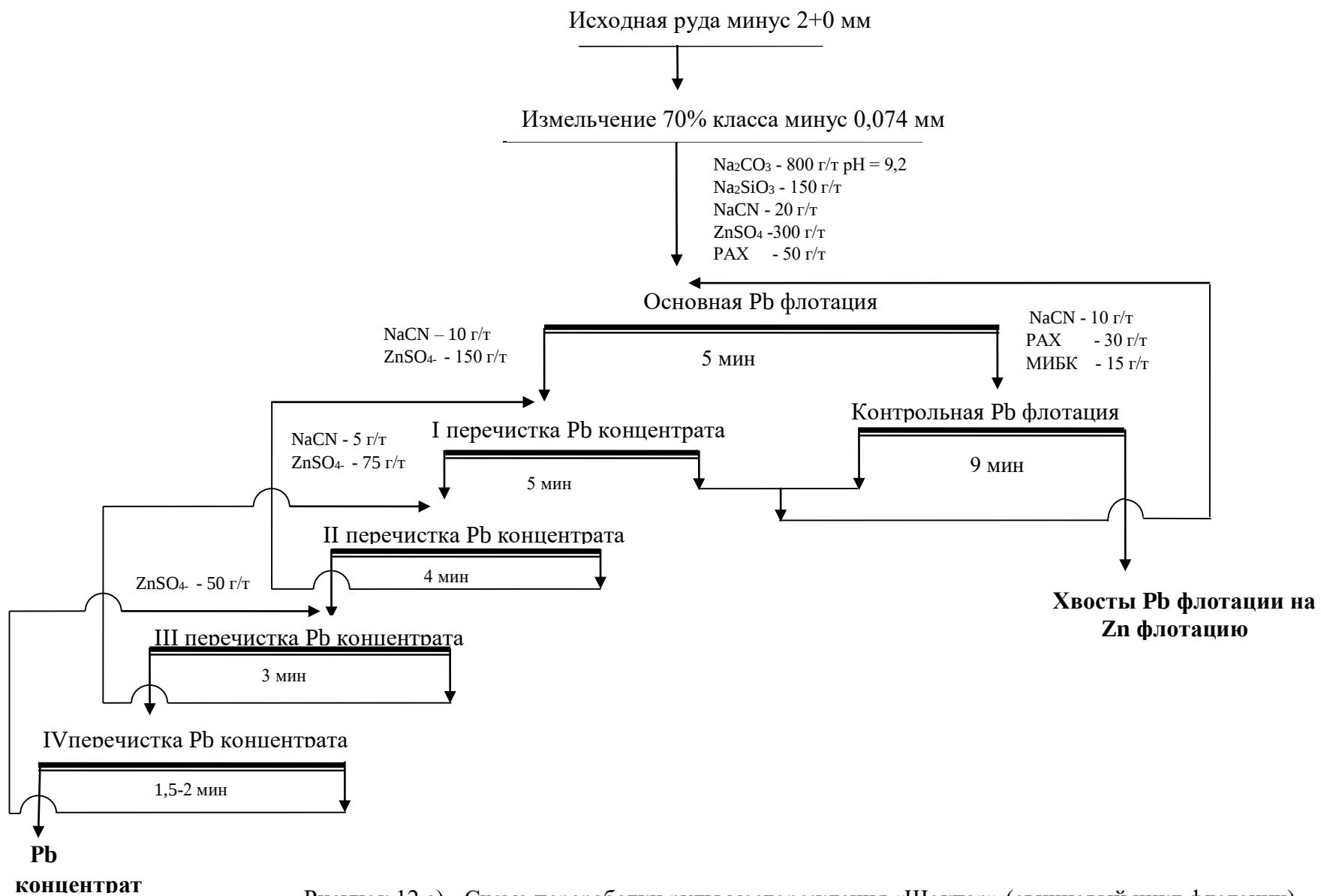


Рисунок 12 а) - Схема переработки руды месторождения «Шокпар» (свинцовый цикл флотации)

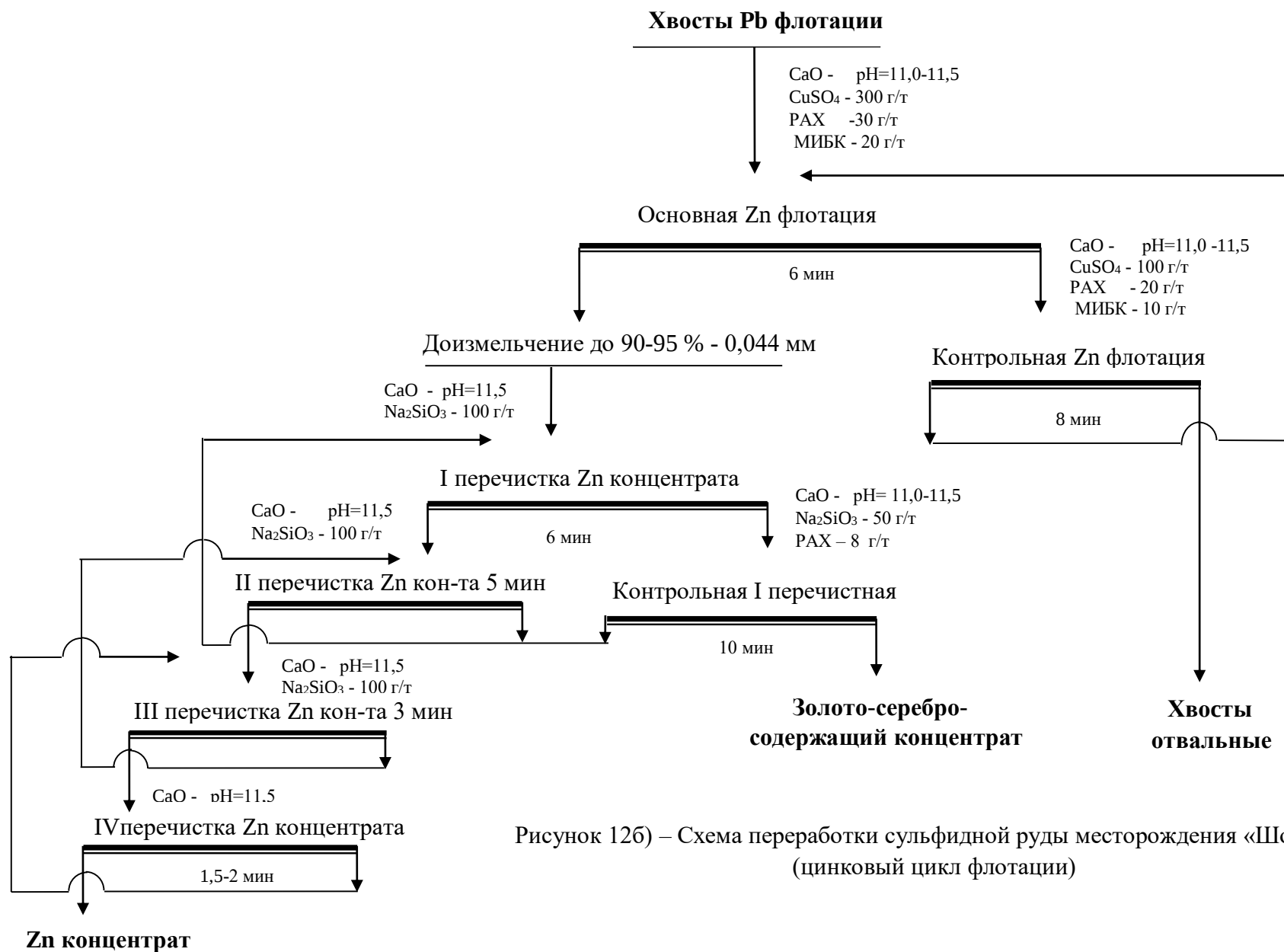


Рисунок 126) – Схема переработки сульфидной руды месторождения «Шокпар»
(цинковый цикл флотации)

Таблица 25 – Результаты замкнутого опыта без снятия углистого вещества

Продукт ы	Вых од, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Pb к-т	1,07	44,37	1,72	14,65	29,50	1982,2	74,88	2,53	2,47	7,08	48,09
Zn к-т	1,04	0,91	46,94	10,17	8,90	264,10	1,50	67,10	1,67	2,08	6,22
Au-Ag к-т	9,80	0,63	1,68	27,77	33,04	167,83	9,73	22,62	42,92	72,65	37,29
Хвосты	88,09	0,10	0,064	3,81	0,92	4,20	13,89	7,75	52,94	18,19	8,40
Руда	100,0	0,63	0,77	6,43	4,457	44,10	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

3.7.2 Проведение замкнутого опыта со снятием углистого продукта

Углистые вещества при флотации причиняют ряд затруднений: повышают расход реагентов, разубоживают концентраты, образуют устойчивую пену в сгустителях. Углистое вещество является поглотителем органических реагентов, как ксантогенат и вспениватель, что вызывает высокий расход реагентов на фабрике. Во избежание осложнений, их выделяют в голове процесса, добавляя один вспениватель или реагенты для флотации угля. [22].

В данной работе для снятия углистого вещества использовали реагент фирмы «Сайтек», пенообразователь OPF-597 (OrePrep F-597). Это маслянистая жидкость коричневого цвета плохо растворимая в воде. Рекомендуются подавать в процесс в натуральном виде.

Открытыми опытами был установлен оптимальный расход реагента. Схема открытых опытов приведена на рисунке 13, а результаты – в таблице 26.

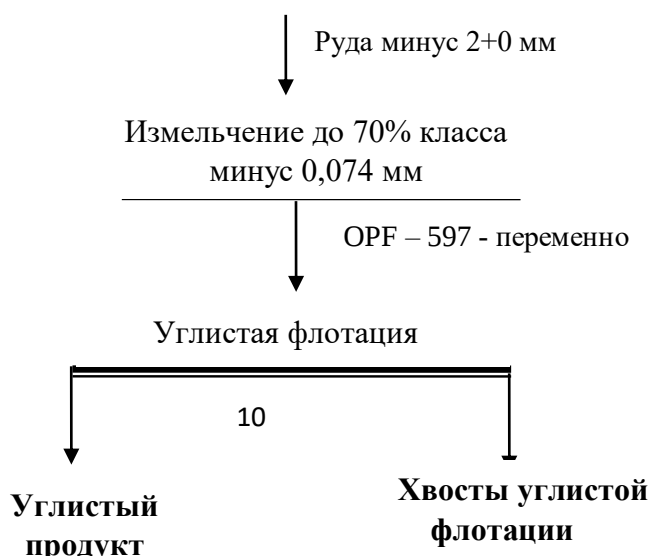


Рисунок 13 – Схема опытов по подбору расхода OPF – 597

Таблица 26 – Результаты опытов по подбору расхода OPF – 597

Продукты	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
OPF-597 – 26 г/т											
Угл. пр-т	2,95	0,70	0,68	7,19	4,20	85,40	3,13	2,69	3,20	2,70	5,75
Хвосты	97,05	0,66	0,75	6,62	4,60	42,74	96,87	97,31	96,80	97,30	94,27
Руда	100,0	0,66	0,75	6,64	4,59	44,00	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
OPF-597 – 52 г/т											
Угл. пр-т	3,56	0,78	0,69	7,35	5,00	90,90	4,25	3,29	3,97	3,96	7,3
Хвосты	96,44	0,65	0,75	6,57	4,48	42,58	95,75	96,71	96,03	96,04	92,7
Руда	100,0	0,655	0,75	6,60	4,50	44,30	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
OPF-597 – 78 г/т											
Угл. пр-т	6,69	0,88	0,77	7,81	5,80	107,9	9,11	6,85	7,88	8,58	16,31
Хвосты	93,31	0,63	0,75	6,55	4,43	39,70	90,89	93,15	92,12	91,42	83,69
Руда	100,0	0,64	0,75	6,63	4,52	44,26	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Устанавливаем расход OPF-597 – 26 г/т.

В таблице 27 приведены результаты замкнутого опыта со снятием углистого вещества.

Таблица 27 - Результаты замкнутого опыта со снятием углистого вещества

Продукты	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Углистый продукт	2,89	0,82	0,70	6,95	4,00	95,40	3,70	2,67	3,07	2,65	6,29
Pb конц.	1,04	44,37	1,80	15,15	29,50	1585,0	71,99	2,47	2,41	7,04	37,63
Zn конц.	1,02	1,28	48,49	6,95	10,20	325,0	2,04	65,27	1,08	2,39	7,57
Au-Ag конц.	10,20	0,65	1,70	30,08	30,08	175,75	10,34	22,88	46,83	70,40	40,92
Хвосты	84,85	0,09	0,06	3,60	0,90	3,92	11,93	6,71	46,61	17,52	7,59
Руда	100,0	0,64	0,76	6,55	4,36	43,81	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Со снятием углистого вещества снижены расходы собирателя на 20% и вспенивателя на 40%.

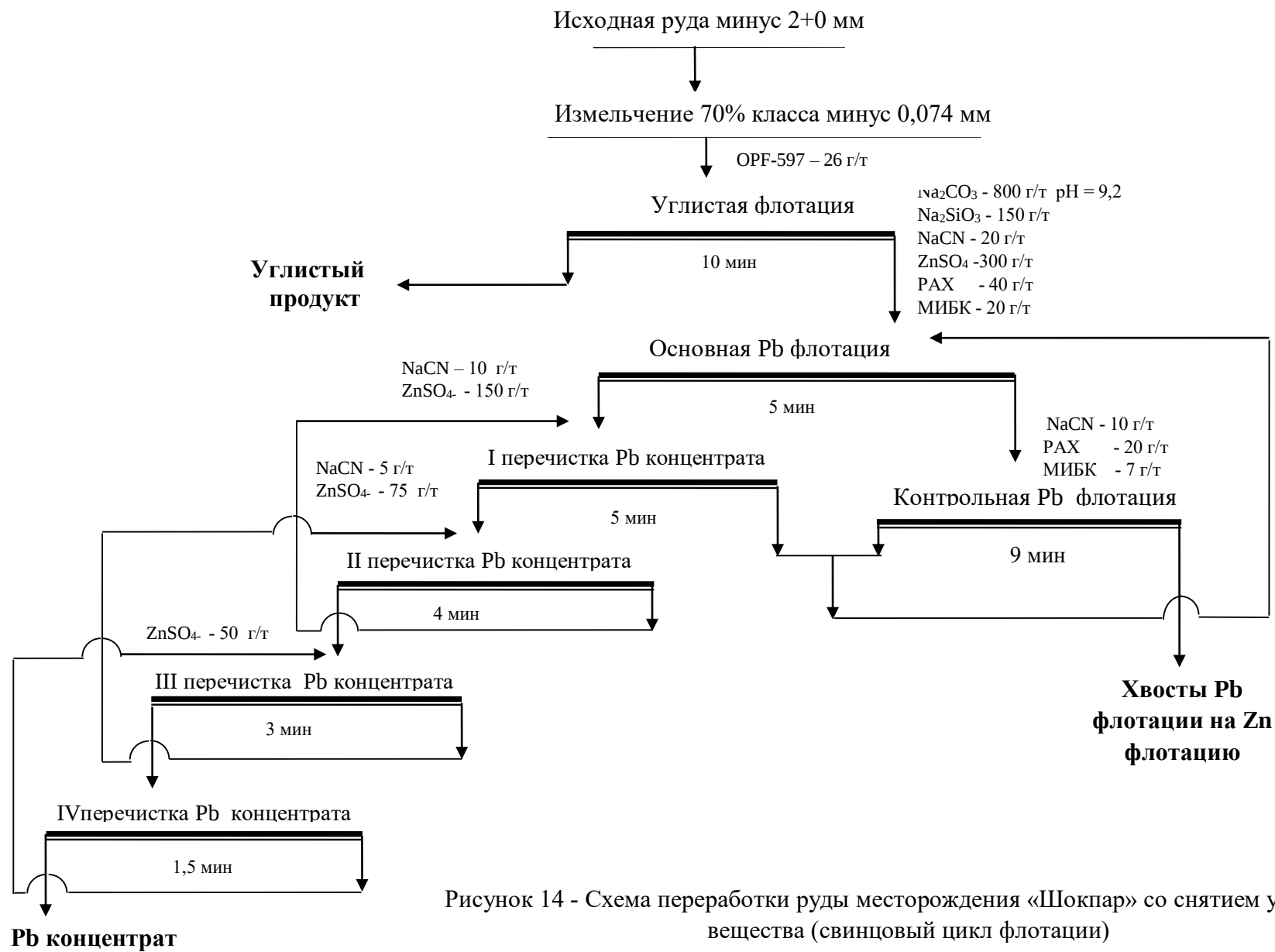


Рисунок 14 - Схема переработки руды месторождения «Шокпар» со снятием углистого вещества (свинцовый цикл флотации)

3.7.3 Проведение замкнутого опыта с депрессией углистого продукта

Замкнутый опыт с депрессией углистого вещества проводили по схеме, приведенной на рисунке 35. Для депрессии углистого вещества использовали реагент фирмы «Сайтек» Аеро-633 при расходе 100 г/т. В таблице 33 приведены результаты замкнутого опыта.

Таблица 28 - Результаты замкнутого опыта с депрессией углистого вещества

Продукты	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Pb	Zn	Fe	Au	Ag
Pb конц.	1,04	46,15	2,25	14,40	34,90	1668	74,69	3,13	2,37	8,08	40,43
Zn конц.	1,21	1,17	40,13	15,15	15,20	254,6	1,88	64,87	2,47	4,09	7,18
Au-Ag конц.	11,41	0,56	1,60	24,94	27,20	160,0	9,96	24,39	44,96	69,06	42,56
Хвосты	86,34	0,10	0,066	3,68	1,00	4,88	13,47	7,61	50,20	18,77	9,83
Руда	100,0	0,64	0,75	6,33	4,49	43,00	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

3.7.4 Сравнительный анализ замкнутых опытов

На основании анализа полученных результатов приведенных в таблице 29, для переработки сульфидной руды месторождения «Шокпар» рекомендуется селективная схема без снятия углистого вещества с получением:

- свинцового концентрата, соответствующего марке КС-7 по ОСТу 48-92-75;
- цинкового концентрата, соответствующего марке КЦ-4 по ОСТу 48-31-81;
- золото-серебросодержащего концентрата, соответствующего Техническим требованиям к флотационным золотосодержащим концентратам ТУ 48-16-6-75.

В таблице 29 приведены результаты, полученные по трем схемам.

Таблица 29 – Результаты замкнутых опытов, полученные по различным схемам

Продукты	Выход, %	Содержание, %								Извлечение, %							
		Pb	Zn	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Собщ.	Сорг.	Скарб.	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Собщ.	Сорг.	Скарб.
Без снятия углистого вещества																	
Pb кон-т	1,07	44,37	1,72	14,65	29,50	1982,2	2,31	2,07	0,24	74,88	2,53	2,47	7,08	48,09	1,25	6,21	0,16
Zn кон-т	1,04	0,91	46,94	10,17	8,90	264,10	0,57	0,36	0,21	1,50	67,10	1,67	2,08	6,22	0,30	1,04	0,13
Au-Ag конц.	9,80	0,63	1,68	27,77	33,04	167,83	0,99	0,31	0,68	9,73	22,62	42,92	72,65	37,29	4,90	8,55	4,11
Хвосты	88,09	0,10	0,064	3,81	0,92	4,20	2,10	0,34	1,76	13,89	7,75	52,94	18,19	8,40	93,55	84,20	95,60
Руда	100,0	0,63	0,77	6,43	4,457	44,10	1,977	0,36	1,62	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Со снятием углистого вещества																	
Углистый продукт	2,89	0,82	0,70	6,95	4,00	95,40	6,13	1,72	4,41	3,70	2,67	3,07	2,65	6,29	9,08	13,90	7,99
Pb кон-т	1,04	44,37	1,80	15,15	29,50	1585,0	1,35	1,00	0,35	71,99	2,47	2,41	7,04	37,63	0,72	2,91	0,23
Zn кон-т	1,02	1,28	48,49	6,95	10,20	325,0	0,55	0,38	0,17	2,04	65,27	1,08	2,39	7,57	0,29	1,09	0,11
Au-Ag конц.	10,20	0,65	1,70	30,08	30,08	175,75	0,99	0,30	0,69	10,34	22,88	46,83	70,40	40,92	5,17	8,56	4,41
Хвосты	84,85	0,09	0,06	3,60	0,90	3,92	1,95	0,31	1,64	11,93	6,71	46,61	17,52	7,59	84,74	73,54	87,26
Руда	100,0	0,64	0,76	6,55	4,36	43,81	1,95	0,36	1,59	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
С депрессией углистого вещества																	
Pb кон-т	1,04	46,15	2,25	14,40	34,90	1667,5	0,47	0,37	0,10	74,69	3,13	2,37	8,08	40,43	0,25	1,04	0,06
Zn кон-т	1,21	1,17	40,13	15,15	15,20	254,60	0,34	0,22	0,12	1,88	64,87	2,47	4,09	7,18	0,21	0,74	0,10
Au-Ag конц.	11,41	0,56	1,60	24,94	27,20	160,00	1,19	0,20	0,99	9,96	24,39	44,96	69,06	42,56	7,03	6,23	7,22
Хвосты	86,34	0,10	0,066	3,68	1,00	4,88	2,07	0,39	1,68	13,47	7,61	50,20	18,77	9,83	92,51	91,99	92,62
Руда	100,0	0,64	0,75	6,33	4,49	43,00	1,93	0,366	1,56	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

3.8 Требования к конечным продуктам обогащения

В таблице 30 приведены содержание и распределение элементов и соединений в конечных продуктах обогащения пробы сульфидной руды месторождения «Шокпар».

Из таблицы 30 следует, что элементы и соединения извлекаются:

- в свинцовый концентрат: свинец на 74,88%, цинк – 2,53%, железо – 2,47%, кобальт – 4,00%, никель – 2,29%, кадмий – 3,04%, золото – 7,08%, серебро – 48,09%, сера – 4,83%, мышьяк – 2,93%, сурьма – 42,27%, углерод_{общ.} – 1,25%, углерод_{карб.} – 0,16%, углерод_{орг.} – 6,21%;

- в цинковый концентрат: цинк – на 67,10%, свинец - 1,50%, железо – 1,67%, сера – 7,59%, кобальт – 0,78%, никель – 0,85%, кадмий – 51,72%, золото – 2,08%, серебра – 6,22%, сурьма – 24,90%, мышьяк – 0,78%, углерод_{общ.} – 0,30%, углерод_{карб.} – 0,13%, углерод_{орг.} – 1,04%;

- в золото-серебросодержащий концентрат: золото на 72,65%, серебро – 37,29%, свинц - 9,73%, цинк – 22,62%, железо – 42,92%, сера – 65,25%, кобальт – 29,32%, никель – 24,99%, кадмий - 29,59%, сурьма – 11,73%, мышьяк – 86,07%, углерод_{общ.} – 4,90%, углерод_{карб.} – 4,11%, углерод_{орг.} – 8,55%;

- в отвальных хвостах теряется свинца - 13,89%, цинка – 7,75%, железа – 52,94%, кобальта – 65,90%, никеля – 71,87%, кадмия – 15,65%, золота – 18,19%, серебра – 8,40%, углерода_{общ.} – 93,55%, углерода_{карб.} – 95,60%, углерода_{орг.} – 84,20%.

Соединения: диоксид кремния, триоксид алюминия, оксид кальция, оксид магния на 94-98% распределяются в отвальных хвостах.

Таблица 30 - Содержание и распределение элементов и соединений в продуктах обогащения пробы сульфидной руды месторождения «Шокпар»

Элементы и соединения	Руда, %	Свинцовый концентрат, $\gamma = 1,07\%$		Цинковый концентрат $\gamma = 1,04\%$		Золото-серебросодержащий концентрат $\gamma = 9,80\%$		Хвосты отвальные $\gamma = 88,09\%$	
		содерж., %	извечение, %	содерж., %	извечение, %	содерж., %	извечение, %	содерж., %	извечение, %
Свинец	0,63	44,37	74,88	0,91	1,50	0,63	9,73	0,10	13,89
Цинк	0,77	1,72	2,53	46,94	67,10	1,68	22,62	0,064	7,75
Железо	6,43	14,65	2,47	10,17	1,67	27,77	42,92	3,81	52,94
Сера _{общ.}	4,73	21,37	4,83	34,53	7,59	31,52	65,25	1,20	22,33
Углерод _{Добц.}	1,977	2,31	1,25	0,57	0,30	0,99	4,90	2,10	93,55
Углерод _{карб..}	1,622	0,24	0,16	0,21	0,13	0,68	4,11	1,76	95,60
Углерод _{Дорг.}	0,355	2,07	6,21	0,36	1,04	0,31	8,55	0,34	84,20
Кобальт	0,00134	0,005	4,00	0,001	0,78	0,004	29,32	0,001	65,90
Никель	0,0098	0,021	2,29	0,008	0,85	0,025	24,99	0,008	71,87
Кадмий	0,0056	0,016	3,04	0,28	51,72	0,017	29,59	0,001	15,65
Мышьяк	1,034	2,83	2,93	0,77	0,78	9,08	86,07	0,12	10,22
Сурьма	0,0084	0,33	42,27	0,02	24,90	0,01	11,73	0,002	21,10
Триоксид алюминия	8,65	2,14	0,26	2,94	0,36	4,06	4,60	9,31	94,78
Диоксид кремния	56,33	2,80	0,05	0,78	0,01	18,44	3,21	61,86	96,73
Оксид кальция	2,81	0,56	0,21	1,12	0,41	1,54	5,37	3,00	94,01
Оксид магния	5,10	0,50	0,11	0,50	0,10	0,70	1,35	5,70	98,44
Золото, г/т	4,457	29,50	7,08	8,90	2,08	33,04	72,65	0,92	18,19
Серебро, г/т	43,81	1982,20	48,09	264,10	6,22	167,83	37,29	4,20	8,40

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Исследования проводили по флотационной схеме. Отработаны режимы измельчения и флотации свинцового и цинкового циклов.

В оптимальном режиме в замкнутом цикле проведены опыты в следующих режимах:

- без снятия углистого вещества;
- со снятием углистого вещества;
- с депрессией углистого вещества.

Опытами по гравитации с использованием центробежного аппарата «Knelson» показана нецелесообразность его использования в связи с невозможностью получения кондиционного гравеоконцентрата из-за отсутствия свободного золота в пробе руды.

На оснований проведенных исследований для переработки сульфидной руды месторождения «Шокпар» рекомендуется селективная схема без снятия углистого вещества, включающаяся:

- измельчение руды до крупности 70% класса минус 0,074 мм;
- основную свинцовую флотацию при pH- 9,2 с получением основного свинцового концентрата и хвостов основной флотации;
- контрольную свинцовую флотацию хвостов основной флотации с получением контрольного концентрата и хвостов свинцовой флотации;
- I перечистку свинцового концентрата с получением концентрата I перечистки и хвостов I перечистки;
- II перечистку свинцового концентрата I перечистки с получением концентрата II перечистки и хвостов II перечистки;
- III перечистку концентрата II перечистки с получением концентрата III перечистки и хвостов III перечистки;
- IV перечистку концентрата III перечистки с получением концентрата IV перечистки и хвостов IV перечистки;
- хвосты I перечистки +контрольный концентрат направляются на основную свинцовую флотацию;
- хвосты контрольной свинцовой флотации направляются на основную цинковую флотацию при pH = 11,5 с получением основного цинкового концентрата и хвостов основной флотации;
- контрольную цинковую флотацию хвостов основной флотации с получением контрольного концентрата и хвостов контрольной флотации;
- доизмельчение основного цинкового концентрата до 95-100% класса минус 0,044 мм;
- I перечистку доизмельченного основного цинкового концентрата с получением концентрата I перечистки и хвостов I перечистки;
- перечистную контрольную флотацию хвостов I цинковой перечистки с получением контрольного концентрата перечистной флотации и хвостов I перечистной контрольной флотации;

- II перерешистку цинкового концентрата I перерешистки с получением концентрата II перерешистки и хвостов II перерешистки;
- концентрат перерешистой контрольной цинковой флотации + хвосты II перерешистки направляются на I перерешистку;
- III перерешистку цинкового концентрата II перерешистки с получением концентрата III перерешистки и хвостов III перерешистки;
- IV перерешистку цинкового концентрата III перерешистки с получением концентрата IV перерешистки хвостов IV перерешистки;
- хвосты I перерешистой контрольной цинковой флотации являются золото-серебросодержащим концентратом;
- хвосты контрольной цинковой флотации являются отвальными.

По рекомендуемой схеме получены:

- **свинцовый концентрат** с содержанием свинца 44,37%, цинка 1,72%, железа 14,65%, золота 29,50 г/т, серебра 1982,2 г/т, углерода_{общ.} 2,31%, углерода_{орг.} 2,07%, углерода_{карб.} 0,24% при извлечении свинца 74,88%, золота 7,08 %, серебра 48,09%, углерода_{общ.} 1,25%, углерода_{орг.} 6,21%, углерода_{карб.} 0,16%. Потери цинка в свинцовом концентрате составляет 2,53% при выходе 1,07%;

- **цинковый концентрат** с содержанием цинка 46,94%, свинца 0,91%, железа 10,17%, золота 8,90 г/т, серебра 264,10 г/т, углерода_{общ.} 0,57%, углерода_{орг.} 0,36%, углерода_{карб.} 0,21% при извлечении цинка 67,10%, золота 2,08%, серебра 6,22%, углерода_{общ.} 0,30%, углерода_{орг.} 1,04%, углерода_{карб.} 0,13%. Потери свинца в цинковом концентрате составляет 1,50% при выходе 1,04%;

- **золото-серебросодержащий концентрат** с содержанием золота 33,04 г/т, серебра 167,83 г/т, свинца 0,63%, цинка 1,68%, железа 27,77%, углерода_{общ.} 0,99%, углерода_{орг.} 0,31%, углерода_{карб.} 0,68% при извлечении золота 72,65%, серебра 37,29%, свинца 9,73%, цинка 22,62%, углерода_{общ.} 4,90%, углерода_{орг.} 8,55%, углерода_{карб.} 4,11% и выходе 9,80%;

- **хвосты отвальные** с содержанием свинца 0,10%, цинка 0,064%, железа 3,81%, золота 0,92 г/т, серебра 4,20 г/т, углерода_{общ.} 2,10%, углерода_{орг.} 0,34%, углерода_{карб.} 1,76% при выходе 88,09%. Потери составляют свинца 13,89%, цинка 7,75%, золота 18,19%, серебра 8,40%.

Суммарное извлечение (свинцовый концентрат + золото-серебросодержащий концентрат) составляет золота 79,73%, серебра 85,38% при содержании золота 32,69%, серебра 346,43 г/т выходе 10,87%.

Полученные результаты использованы при утверждении запасов в ГКЗ Республики Казахстан в 2019 году.

Оценка полноты решений поставленных задач. Все поставленные в работе задачи решены в полном объеме: исследован гранулометрический состав пробы руды; поставлены все опыты по отработке условий и реагентного режима флотации; выполнен опыт на отработанном режиме флотации по флотационному обогащению в замкнутом цикле; на основании

полученных результатов разработана оптимальная технологическая схема переработки сульфидной руды месторождения «Шокпар».

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 Шокпар по категории C1+C2 – в количестве 1554,1 тыс. тонн руды, золота – 10952,9 кг со средним содержанием 7,05 г/т; серебра – 51,5 тонны со средним содержанием 33,14 г/т.

Оценка технико-экономической эффективности внедрения. Ожидаемая технико-экономическая эффективность внедрения результатов, проведенных исследований, достаточно высока, так как планируется 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 ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Москва, 2007
- 2 Марченко Н. В. Metallургия тяжелых цветных металлов. Красноярск, ИПК СФУ, 2009 с. 14-15
- 3 Беспаяев X.A., Мирошниченко Л.A. Атлас моделей месторождений полезных ископаемых. Алматы: Наука, 2004. – 135 с.
- 4 Свойства, потребление и производство основных видов минерального сырья. Кокшетау, 2003. – 252 с.
- 5 Полезные ископаемые Казахстана. Объяснительная записка к карте полезных ископаемых Казахстана масштаба 1:1000000/И.И. Никитиченко и др. Кокшетау, 2002. – 188 с.
- 6 Сырьевая база свинца и цинка, меди, золота Казахстана. Алматы, 2002. – 102 с.
- 7 Месторождения свинца и цинка Казахстана. Алматы. 1997. – 152 с.
- 8 Кулкашев Н.Т., Байбатша А.Б. О генетической классификации месторождений полезных ископаемых//Сатпаевские чтения: Проблемы геологии и минерализации развития минерально-сырьевых ресурсов. Алматы, 2010, с. 192-198.
- 9 Байбатша А.Б. О новом взгляде на геологическое строение и геодинамическое развитие территории Казахстана//Изв. НАН РК. Серия геол. 2008. № 2. С. 66–74.
- 10 Байбатша А.Б., Кулкашев Н.Т., Бекботаева А.А., Шакирова Г.С. Перспективы Казахстана на выявление нетрадиционных типов месторождений цветных и благородных металлов//Материалы Международной конференции: Современные проблемы геологии и разведки полезных ископаемых. Томск, 2010. – с. 402-404.
- 11 Глубинное строение и минеральные ресурсы Казахстан. Металлогения том II. Алматы, 2002 – 287 с.
- 12 Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов. - М.: Недра, 1983 94-100 с.
- 13 Абрамов А.А., Леонов С.Б. Обогащение руд цветных металлов. - М.: Недра, 1991 276-278 с.
- 14 Полькин С.И., Адамов Э.В., Ковачев К.П., Семков Н.И. Технология обогащения руд цветных металлов. - М.: Недра, 1979
- 15 <https://tks.kz/investmentprojects/razvedka-zolota-na-mestorozhdeniyah-shokpar-i-gagarinskoe-v-zhambylskoj-oblasti/>
- 16 Отчет о НИР ГНПОПЭ «Казмеханообр» Исследование руд новых месторождений на обогатимость в условиях водооборота с выдачей данных для подсчета и уточнения запасов – золотосодержащая руда месторождения «Чокпар». № Гос. регистрации 01870039570, Алма-Ата, 1988

- 17 Аннотированный отчет Филиала РГП «НЦ КПМС РК» ГНПОПЭ «Казмеханобр» Проведение исследований по разработке технологии переработки руды месторождения «Шокпар», Алматы, 2017
- 18 Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самыгин В.Д. Исследования руд на обогатимость. – М.: Недра, 1974
- 19 Справочник. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования. Под редакцией д.т.н. Остапенко П.Е. – М.: Недра, 1990
- 20 Справочник по обогащению руд, том 1. Под редакцией д.т.н. Богданова О.С. – М.: Недра, 1972
- 21 Бергер Г.С. Флотируемость минералов. – М.: Госгортехиздат, 1962
- 22 Митрофанов С.И. Селективная флотация. – М.: Metallurgizdat, 1958
- 23 Патент №2038860 (РФ), 1995. Кирбитова Н.В., Панова Н.И., Елисеев Н.И., Борисов Ф.Ф.
- 24 Исследование на обогатимость свинцово-цинковой руды Горевского месторождения методом флотации. А.А. Кондратьева, Э.Р. Насибулина. Сибирский федеральный университет, 2015
- 25 Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотационные методы обогащения. – М.: Недра, 1981
- 26 Горжевский Д. И., Ручкин Г. В., Клименко Н. Г. Минеральное сырье. Свинец и цинк: Справочник. М., 1997.

ПРИЛОЖЕНИЕ А – Оттиски опубликованных статей

"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

нефтегазоносного бассейна	
Ө.Н. Аманкелді, А.К. Сабержанова, К.С.Тогизов. Связь приповерхностных и глубинных структур земной коры рудного Алтая по данным комплексных глубинных геофизических исследований	812
Б.С. Аман, Ж. Г. Ермекбай, Л.Д. Исаева. Геофизические исследования скважин (ГК) на месторождении Сарыбулак (Северный Казахстан)	816
Г. А. Артуров, Г. К. Умирова. Методика определения пористости продуктивных горизонтов в меловом и юрском комплексах месторождения Каражанбас	820
Д.А. Дуйсенова, С.А. Истекова. Геофизические исследования при оценке перспектив газоносности Чу-Сарысуйской депрессии в Южном Казахстане	824
Д.С. Раушанбек, Р.Г. Темирханова. Роль и важность развития метрологического обеспечения ядерно-геофизических методов каротажа (ЯГМК) на урановых месторождениях пластово-инфильтрационного типа	828
Д.С. Каиров, А.Е. Абетов. Технологии полевых сейсморазведочных работ МОГТ 3Д и методика обработки полученных данных по площади Жартобе	832
Е. Т. Мукашбеков, А. Шарапатов. Применение геофизических методов для оценки состояния гидротехнических сооружений (на примере земляной плотины)	836
И.А. Турдибаев, Р.Г. Темирханова. Влияние змс и глубины заложения ВВ на качество сейсмической записи на примере данных Шу-Сарысуйского осадочного бассейна	840
Н.Б. Жоныс, Д.Зинединов, Г.К. Умирова. Информативность комплекса геофизических методов при выделении зон, перспективных на полиметаллические и железо-марганцевые руды на месторождений полиметаллов центрального Казахстана	844
Н.Б. Оңайбек, С.А. Истекова. Особенности комплексной интерпретации геофизических данных для структурного картирования продуктивных нефтегазоносных горизонтов участка Кен-Ай-Ойл	848
Н. И. Есполова, Н. А. Асирбек, А. Шарапатов, Е. Е. Тайкулаков. Результаты интерпретации керновых материалов как этап подготовки к сейсмофациальному анализу терригенных отложений-коллекторов Южного Мангышлака	853
Т. Б. Мендыбаев, Н. И. Есполова, М.С. Серікбай, Н. А. Асирбек, А. Шарапатов. Генерализованные геолого-геофизические сведения урановых месторождений Шу-Сарысуйской депрессии	859

Секция «Современное развитие технологий в обогащении полезных ископаемых и металлургии»

Абдыкирова Г.Ж., Амангельды Т.М., Акказина Н.Т. Конверторлық шпактың температуралық режимінің мыс және темір сульфид кристалдарының түзілу процесіне әсері	863
Абжамиева Н.Б., Рыспаева М.Б. Интенсификация процессов очистки сточной воды от угольного шлама методом ультрафлокуляции	867
Агигаева Д.Н., Мотовилов И.Ю., Ли Э.М. Исследование кинетики флотации свинцового цикла полиметаллической руды	872
Алтынбек А.Д., Бектай Е.К., Турысбекова Г.С., Шидерин Б.Н. Кинетика окисления железа в урановых растворах	876
Арстанова А.А., Телков Ш.А., Мотовилов И.Ю., Барменшинова М.Б. Изучение вещественного и гранулометрического состава свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия	879
Бекишев А.К., Барменшинова М.Б. Изучение физико-механических свойств представительной пробы руды месторождения Космурун	883
Беркинбаева А.С., Тагаева А.Ж. Уран өндіруші ЖШС «Қаратау» кәсіпорынының қоршаған ортаға әсерін бағалау және табиғи-климаттық, геоэкологиялық сипаттамасы	887
Букпанов А.К., Телков Ш.А., Мотовилов И.Ю. Отработка технологии предварительного обогащения окисленной свинцово-цинково-баритовой руды открытой добычи карьера Западный с использованием гравитационных процессов	892
Дарибаева А.А., Муханова А.А. Совершенствование технологии селекции медно-молибденового концентрата с применением микропульсионных реагентов	896
Е.Ф. Дерид, Е.А. Оспанов, А.А. Шахалов, Л.А. Суворова, А.А. Жайсан. Разработка комплексной гидрометаллургической технологии переработки некондиционных медных концентратов и свинцовых пылей	900
Елмуратов А.Е. Выбор промывочного раствора для повышения сорбционной ёмкости сорбента	905
Ерен Е., Көшімбаев Ш.К. Мыс концентратын электрбалқытуға арналған шикта дайындау процессінің математикалық моделін құру	907
Ескалина К.Т., Кобылатбекова С.С., Brajendra Mishra	911
Экстракционное концентрирование золота из хвостов обогащения	
Файзулла О.Қ., Байгенженов Ө.С., Тойшыбек А.М. Титан диоксидін шаймалауға органикалық қоспалардың әсері	914
Горошилов А.И., Мотовилов И.Ю., Телков Ш.А. Исследование принципиальной возможности	918

Литература:

- 1 Байченко А.А., Иванов Г.В. Флокуляционная флотация тонких угольных шламов // Материалы научно-технической конференции.-1999. Кемерово.- С.9-29.
- 2 Берлинтейгер Е.С. Использование флокулянтов для обезвоживания угольных шламов. Химическая промышленность.- 2004.- Т.81.- №11.-С.65-68.
- 3 Субботин В.В., Петухов В.Н. Исследование влияния эффективности флокулянтов при обогащении угольного шлама // Технология переработки и утилизации техногенных образований и отходов. Вестник МГТУ им. Г.И. Носова.- 2014.- № 2.-С.20-24.
- 4 Gregory J. and Nelson D.W.A new method for flocculation monitoring. Solid-Liquid Separation. Ellis Harwood. Chichester. - 1984.- P. 172-182.

Н.Б. Әбжаніева, М.Б. Рыспаева

Ультрафлокуляция әдісімен ағынды суды көмір шламынан тазарту процестерін қарқындалту

Барлық зерттелген флокулянттардың оңтайлы дозасы 10 г/т тең болған кезде А-150-7 тиімді анионды флокулянттың қатысуымен көмір шламының тұндыру жылдамдығы А-150-15 маркалы анионды флокулянттан 1,5 есе және С-496-80 катионды флокулянттың және MF-156 фабрикалық анионды флокулянттың 2 есе артатыны көрсетілді. Ультрафлокестер аспабының көмегімен жүзеге асырылатын ортаның оңтайлы ығысу жылдамдығы 1000 с^{-1} тең және өңдеу уақыты 10 сек болғанда шламының тұндыру жылдамдығы А-150-7 флокулянттың қатысуымен 5 есе артады, ал оның шығыны 2 есе азаяды.

А-150-7 анионды флокулянтты жоғарыда аталған флокулянттармен салыстырғанда ағылатын сулардағы қатты заттың концентрациясын 2-3 есе төмендейтіні анықталды. Ультрафлокестерді қолдану арқылы жақсы нәтижелер алынды: ығысу жылдамдығы 1000 с^{-1} болған кезде, ағылатын судағы қатты заттың концентрациясы 6 есе, ал А-150-7 анионды флокулянттың шығыны 2 есе азаяды.

Түйінді сөздер: көмір шламы, флокулянттар, ультрафлокестер, тұндыру, ортаның гидродинамикалық жылдамдығы (G).

N.B. Abzhamieva., M.B. Ryspaeva

Intensification of wastewater treatment processes from coal sludge by ultraflocculation

At the optimal dose of all the studied flocculants equal to 10 g/t, the deposition rate of coal sludge in the presence of an effective anionic flocculant A-150-7 is 1.5 times greater than the anionic flocculant A-150-15 and 2 times greater than the cationic flocculant C-496-80 and the factory anionic flocculant MF-156. When the optimal shear rate of the medium is 1000 s^{-1} , which is carried out with the help of an Ultrafloccester device and the processing time is 10 seconds, the sludge deposition rate increases by 5 times in the presence of flocculant A-150-7, and its consumption decreases by 2 times.

It was found that the anionic flocculant A-150-7 also reduces the concentration of solid matter in the drain water by 2-3 times, compared to the above-mentioned flocculants. The best results are obtained when using an Ultrafloccester: at a shear rate of 1000 s^{-1} , the concentration of solid in the drain water is reduced by almost 6 times, and the consumption of anionic flocculant A-150-7 is reduced by 2 times.

Keywords: coal sludge, flocculants, Ultrafloccester, sedimentation, hydrodynamic velocity of the medium (G).

УДК 622.7

*Д.Н. Агибаева^{1,2}, И.Ю. Мотовилов¹, Э.М. Лін²

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

¹Satbayev University (г. Алматы, Казахстан)

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

(г. Алматы, Казахстан)

dina_a_90@mail.ru

ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТИКИ ФЛОТАЦИИ СВИНЦОВОГО ЦИКЛА ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ

Аннотация. В настоящее время флотация является основным и определяющим процессом обогащения свинцово-цинковых руд. Совершенствование и оптимизация флотационного процесса на действующих фабриках является основным резервом повышения извлечения металлов и комплексного использования сырья.

В данной работе приведены результаты исследования кинетики флотации свинцового цикла полиметаллической руды, цель которых достигнуть максимального извлечения свинца в свинцовый концентрат и минимизировать засорение данного концентрата цинком.

Исследования проведены на керновой пробе, отобранной с различных выработок на различных интервалах крупностью 70-80 мм, характеризующая сульфидную руду месторождения «Шокпар».

Кинетика флотации изучалась по экспериментально полученной кривой характеризующей извлечение полезного компонента от времени флотации.

Ключевые слова: флотация, фракционный съем пены, кинетика, свинец, цинк, выход, содержание, извлечение.

Практически скорость флотации характеризуется ее продолжительностью (в минутах), необходимой для получения определённого процента извлечения, или удельной производительностью флотационных машин.

Для определения скорости флотации предложено много эмпирических формул. Имеются попытки теоретического обоснования формул, определяющих скорость флотации [1].

Надо отметить, что огромное число работ по кинетике флотации и выведенные в них уравнения не имеют того практического значения, как, например в химической технологии, и по ним нельзя предсказать течение процесса, так как константы скорости флотации – переменные величины, зависящие от многих не учитываемых факторов, и могут быть определены только опытным путем по результатам проведенного процесса или опыта в данных условиях.

Наиболее подходящее из уравнений может быть использовано для сравнительной оценки результатов опытов как лабораторных, так и промышленных, но все эти уравнения для практики не дают больше того, что дает обычная, экспериментально полученная кривая $\varepsilon = f(\tau)$ (где ε – извлечение полезного компонента от времени – $f(\tau)$) [2].

На получение данной зависимости ($\varepsilon = f(\tau)$) проведены исследования, изложенные в данном докладе.

В качестве объекта исследований использована полиметаллическая руда месторождения Шокпар.

Месторождение Шокпар находится в Кордайском районе Жамбылской области в 30 км к северо-западу от п. Курдай. Открыто оно в 60-х годах при проведении геолого-поисковых работ. Оно контролируется зоной разломов, секущих породы рудного поля. Размещается в экзоконтакте гранитного массива и находится среди карбонатно-терригенных пород нижне-среднего ордовика. Оно приурочено к субширотной зоне брекчирования среди окварцованных песчаников.

Рудные тела представлены зонами золото-барит-полиметаллической сульфидной минерализации.

В таблице 1 приведен химический анализ пробы руды.

Таблица 1 – Химический, пробирный анализы пробы руды

Элементы и соединения	Содержания, %	Элементы и соединения	Содержания, %
Свинец	0,64 - 0,68	Мышьяк	1,04
Цинк	0,74 - 0,78	Диоксид кремния	55,41
Железо _{общее}	6,50	Оксид магния	5,04
Медь	0,039	Оксид кальция	2,70
Сера _{общая}	4,85	Оксид алюминия	8,79

Серасульфидная	4,69	Фосфор	0,06
Серасульфатная	0,16	Оксид натрия	0,154
Золото, г/т	4,30-4,60	Оксид калия	1,88
Серебро, г/т	43,0-46,0	ППП	9,46

Из таблицы 1 следует, что основными ценными компонентами пробы являются свинец, цинк, золото, серебро, содержание которых составляет: свинца 0,64 - 0,68 %, цинка 0,74 - 0,78 % золота 4,30-4,60 г/т, серебра 43,00 - 46,00 г/т.

Также в пробе содержится сера_{общ} 4,85 %, в том числе серы_{сульфидной} 4,69 %, серы_{сульфатной} 0,16 %, железо_{общ} 6,50 %, диоксид кремния 55,41 %, триоксид алюминия 8,79 %, оксид магния 5,04 %, оксид кальция 2,70 %, оксид натрия 0,154 %, оксид калия 1,88 %, фосфор 0,06 %. Вредной примесью в пробе является мышьяк 1,04%.

После подбора оптимальных расходов реагентов [3,4] 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 при следующих расходах реагентов:

- основная свинцовая флотация: сода – 800 г/т, жидкое стекло – 150 г/т, цианид – 20 г/т, цинковый купорос – 300 г/т, РАХ – 50 г/т, МИБК – 30 г/т;

- контрольная свинцовая флотация: РАХ – 30 г/т, МИБК – 15 г/т.

Опыты по уточнению времени флотации проводили по схеме, приведенной на рисунке 1, результаты кинетики приведены на рисунке 2 и в таблице 2.

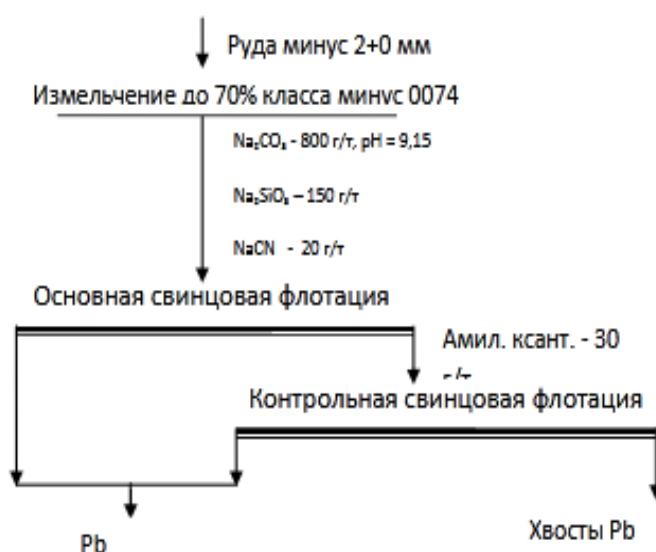


Рисунок 1 – Схема проведения опыта по кинетике свинцового цикла флотации

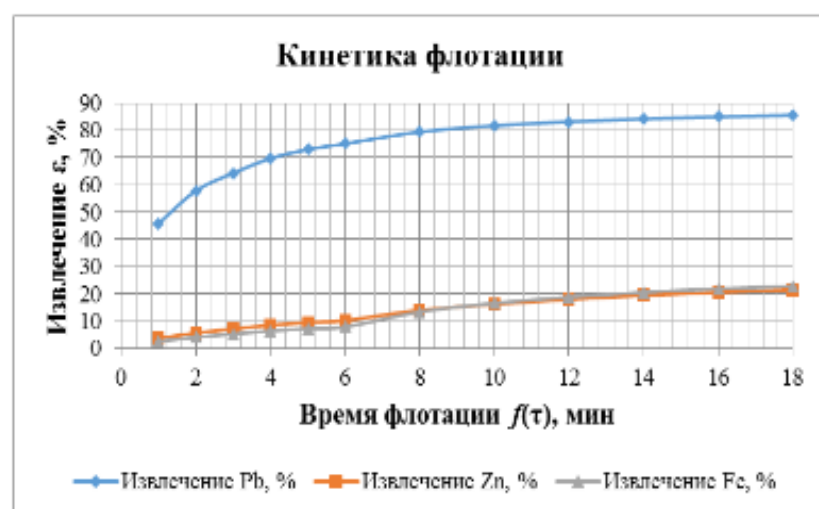


Рисунок 2 – График зависимости $\varepsilon = f(\tau)$, по свинцу, цинку и железу
В таблице 3 приведены сводные результаты фракционного анализа.

Таблица 3 – Сводные результаты фракционного анализа

Продукты	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Время флотации, мин
		Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	
Основной Pb продукт	4,50	11,353	1,733	11,03	75,13	10,25	7,87	$t_{\text{осн. флот.}} - 6$ $t_{\text{контр. флот.}} - 12$ $K_{\text{Pb}} = 0,325$
Контрольный продукт	6,35	1,118	1,35	14,83	10,44	11,26	14,93	
Итого Pb продукта	10,85	5,363	1,51	13,25	85,57	21,51	22,80	
Хвосты Pb флотации	89,15	0,11	0,67	5,46	14,43	78,49	77,20	
Руда	100,0	0,68	0,76	6,305	100,0	100,0	100,0	$t_{\text{осн. флот.}} - 6$ $t_{\text{контр. флот.}} - 10$ $K_{\text{Pb}} = 0,330$
Основной Pb продукт	4,50	11,353	1,733	11,03	75,13	10,25	7,87	
Контрольный продукт	5,76	1,165	1,37	15,28	9,87	10,33	13,96	
Итого Pb продукта	10,26	5,633	1,526	13,42	85,00	20,58	21,83	
Хвосты Pb флотации	89,74	0,114	0,674	5,49	15,00	79,42	78,17	$t_{\text{осн. флот.}} - 6$ $t_{\text{контр. флот.}} - 8$ $K_{\text{Pb}} = 0,337$
Руда	100,0	0,68	0,76	6,305	100,0	100,0	100,0	
Основной Pb продукт	4,50	11,353	1,733	11,03	75,13	10,25	7,87	
Контрольный продукт	5,07	1,223	1,38	15,81	9,12	9,20	12,71	
Итого Pb продукта	9,57	5,986	1,547	13,56	84,25	19,45	20,58	$t_{\text{осн. флот.}} - 5$ $t_{\text{контр. флот.}} - 9$ $K_{\text{Pb}} = 0,337$
Хвосты Pb флотации	90,43	0,118	0,678	5,538	15,75	80,55	79,42	
Руда	100,0	0,68	0,76	6,305	100,0	100,0	100,0	
Основной Pb продукт	4,13	12,02	1,753	11,02	73,01	9,51	7,22	$t_{\text{осн. флот.}} - 5$ $t_{\text{контр. флот.}} - 9$ $K_{\text{Pb}} = 0,337$
Контрольный продукт	5,44	1,40	1,39	15,49	11,24	9,94	13,36	
Итого Pb продукта	9,57	5,986	1,55	13,56	84,25	19,45	20,58	
Хвосты Pb флотации	89,74	0,119	0,683	5,58	15,75	80,55	79,42	
Руда	100,0	0,68	0,761	6,305	100,0	100,0	100,0	

Из сводных результатов фракционного сема пены, приведенных в таблице 3 следует, что:

- при времени основной флотации 6 минут и контрольной 12 минут в свинцовый продукт извлекается 85,57 % свинца при содержании свинца 5,363 %, цинка 1,51 %, железа 13,25 %. Потери цинка в свинцовом продукте составляют 21,51 % при выходе 10,8 5%. Критерий эффективности флотации составляет $K = 0,325$;

- при времени основной флотации 6 минут и контрольной 10 минут в свинцовый продукт извлекается 85,00 % свинца при содержании свинца 5,633 %, цинка 1,526 %, железа

13,42 %. Потери цинка в свинцовом продукте составляют 20,58 % при выходе 10,26 %. Критерий эффективности флотации составляет $K = 0,330$;
 - при времени основной флотации 6 минут и контрольной 8 минут в свинцовый продукт извлекается 84,25 % свинца при содержании свинца 5,986 %, цинка 1,547 %, железа 13,56 %. Потери цинка в свинцовом продукте составляют 19,45 % при выходе 9,57 %. Критерий эффективности флотации составляет $K = 0,337$.

Таким образом, изучив кинетику флотации свинца можно сделать следующие выводы - уменьшение времени флотации приводит к:

- снижению извлечения свинца в суммарном концентрате на 1,32% (с 85,57% до 84,25%) при повышении качества на 0,623% (с 5,363% до 5,986%);
- снижению потери цинка в свинцовом продукте на 2,06% (с 21,51% до 19,45%).

На основании результатов фракционного анализа и критерий эффективности флотации устанавливаем время основной флотации 6 минут, время контрольной флотации – 8 минут или время основной флотации 5 минут, время контрольной флотации – 9 минут.

Литература

- 1 Белоглазов И.Н. Уравнение кинетики флотационного процесса. СПб.: ФГБОУВО «Санкт-Петербургский университет». 2008. – С. 129 – 132
- 2 Митрофанов С.И. Селективная флотация. М.: Недра. 1967. – С. 583
- 3 Митрофанов С.И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Госгортехиздат, 1962.
- 4 Леонов С.Б., Белькова О.Н. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Интерметинжиниринг, 2001.

Д.Н. Агібәева, И.Ю. Мотовилов, Э.М. Ли

Полиметалл кендерінің қорғасын циклының флотация кинетикасын зерттеу

Аңдатпа. Бұл жұмыста полиметалл кенінің қорғасын циклының флотация кинетикасын зерттеу нәтижелері келтірілген, оның мақсаты қорғасын концентратына қорғасынның максималды алынуына қол жеткізу және осы концентраттың мырышпен бітелуін азайту.

Зерттеулер "Шокпар" кен орнының сульфидтік кенін сипаттайтын ірілігі 70-80 мм әртүрлі аралықтарда әртүрлі қазбалардан іріктелген кендік сынамада жүргізілді.

Флотация кинетикасы флотация уақытынан пайдалы компоненттің алынуын сипаттайтын эксперименттік қисық арқылы зерттелді.

Түйінді сөздер: флотация, көбікті фракциялық алу, кинетика, қорғасын, мырыш, шығым, бағалы зат үлесі, бөліп алу дәрежесі.

D.N. Agibayeva, I.Yu. Motovilov, E.M. Lee

Study of the kinetics of flotation of the lead cycle of polymetallic ore

Annotation. This paper presents the results of studying the kinetics of the flotation of the lead cycle of polymetallic ore, the purpose of which is to achieve the maximum extraction of lead into the lead concentrate and to minimize the contamination of this concentrate with zinc.

The studies were carried out on a core sample taken from various workings at different intervals with a size of 70-80 mm, which characterizes the sulfide ore of the Shokpar deposit.

The kinetics of flotation was studied using an experimentally obtained curve that characterizes the recovery of a useful component from the flotation time.

Key words: flotation, fractional foam removal, kinetics, lead, zinc, yield, content, recovery.

УДК 575

А.Д. Алтынбек¹, Е.К. Бектай², Г.С. Турысбекова², Б.Н. Шидерин²
 научный руководитель – к.т.н., профессор-исследователь Е.К. Бектай²
¹ТОО «Семизбай-У» Казахстан, г. Нур-Султан;
²Satbayev University, Казахстан, г. Алматы

**ОТЗЫВ
НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ**

на магистерскую диссертацию
Агибаевой Дины Нургисаевной
по специальности 7М07223 – Metallургия и обогащение полезных
ископаемых

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

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. Также рассмотрен вариант применения угольной флотации перед свинцовым циклом флотации.

На всех рассмотренных вариантах флотации выполнены замкнутые циклы, проведен сравнительный анализ полученных технологических показателей и выдано обоснованное заключение об использовании схемы прямой селективной флотации.

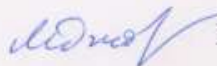
Также можно отметить, что методики исследований, использованные в магистерской диссертации и в частности постановки опытов по изучению физико-механических свойств и флотации, могут быть использованы в учебном процессе для развития навыков исследовательской работы у студентов.

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 Агибаевой Дины Нургисаевной 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
« 11 » сентября 2021 г.

 И.Ю. Мотовилов

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию

Агибаевой Дины Нургисаевны

по специальности 7M07223 – Metallургия и обогащение полезных
ископаемых

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

Выполнено:

а) графическая часть на _____ слайдах

б) пояснительная записка на _____ страницах

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИССЕРТАЦИИ:

В магистерской диссертации в необходимом объеме выполнен литературный обзор сырьевой базы полиметаллических руд и технологий их переработки в Казахстане и в странах СНГ.

Приведенные в магистерской диссертации результаты экспериментальных работ, выводы и заключения достаточно обоснованы и достоверны, поскольку они подтверждаются использованием современных методов физико-химических исследований и анализов, таких как атомно-абсорбционный, рентгенодифрактометрический, рН-метрия, а также стандартные методы аналитической химии.

Все поставленные в работе задачи решены в полном объеме: исследован гранулометрический состав пробы руды; поставлены все опыты по отработке условий и реагентного режима флотации; выполнен опыт на отработанном режиме флотации по флотационному обогащению в замкнутом цикле; на основании полученных результатов разработана оптимальная технологическая схема переработки сульфидной руды месторождения «Шокпар».

Научная новизна магистерской диссертации заключается в введении дополнительной операции по перефлотации хвостов первой перемешки цинковой флотации с выводом золото-серебросодержащего концентрата в виде хвостов перефлотации.

Результаты магистерской диссертации апробированы 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, могут быть

использованы в учебном процессе для развития навыков исследовательской работы у студентов.

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

К магистерской диссертации имеется ряд замечаний:

- 1) работу можно было дополнить рассмотрением коллективно-селективной схемы флотации свинца и цинка

ОЦЕНКА РАБОТЫ

Проведенные исследования в данной диссертации сравнимы с хорошими достижениями в области переработки полиметаллического сырья предъявляемыми к данному виду научно-исследовательских работ, заслуживают оценки «отлично» - 95 % и присвоения автору работы степени магистра.

Рецензент



Бондаренко Игорь Владимирович

Занимаемая должность: старший научный сотрудник АО «Институт металлургии и обогащения», кандидат технических наук.



«16» июня 2021 г.

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: Агибаева Дина Нургисаевна

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

Координатор: Игорь Мотовилов

Коэффициент подобия 1:3.4

Коэффициент подобия 2:2.1

Замена букв: 71

Интервалы: 185

Микропробелы: 187

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 добросовестны, допускаю к защите

10.06.2021

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: Агибаева Дина Нургисаевна

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

Координатор: Игорь Мотовилов

Коэффициент подобия 1:3.4

Коэффициент подобия 2:2.1

Замена букв:71

Интервалы:185

Микропробелы:187

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 содержит признаков плагиата

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Магистерская диссертация Ашбековой Д.Н. признана
самостоятельной работой. Заимствования в ней являются
добросовестными и не образуют произведения плагиата.

зв. каф. М.О.И.
Бермешинцева М.Б.

Дата 11-06-2021

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

