

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И.Сатпаева

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

УДК 665.622.43.046.6-52 (043)

На правах рукописи

Арстанова Анара Александровна

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации:

Определение возможности
использования процесса
гравитационного предобогащения
для свинцово-цинковой руды
месторождения Шалкия.

Направление подготовки:

7М07223- Metallургия и
обогащение полезных ископаемых

Научный руководитель:

канд. техн. наук, доцент

 Телков Ш.А.

« 17 » май 2022 г.

Рецензент:

Доктор Ph.D, старший

научный сотрудник,

Филиал РГП «НЦ КПМС РК»

ГНПОПЭ «Казмеханобр»

 Суримбаев Б.Н.

« 17 » май 2022 г.

Нормоконтроль:

Доктор Ph.D, ассистент-профессор

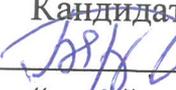
 Дюсенова С.Б.

« 25 » май 2022 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой МиОПИ

Кандидат технических наук

 Барменшинова М.Б.

« 25 » 05 2022 г.

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И.Сатпаева

Горно-металлургический институт им. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

7M07223 - Metallurgy and enrichment of useful minerals

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой МиОПИ

Кандидат технических наук

 Барменшинова М.Б.

« 4 » мая 2020 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту: Арстановой Анаре Александровне

Тема: «Определение возможности использования процесса гравитационного предобогащения для свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия»

Утверждена приказом Ректора Университета №2026-М от «27» декабря 2020 г.

Срок сдачи законченной диссертации 25.05.2022 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: Свинцово-цинковая руда месторождения Шалкия.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

а) Введение. Литературный обзор;

б) Исследовательская часть;

в) Заключение;

г) Список использованной литературы;

Перечень графического материала: 20 слайдов

Рекомендуемая основная литература:

1. Абрамов, А. А. Технология переработки обогащения руд цветных металлов. – МГГУ, 2005. – Кн. 2.

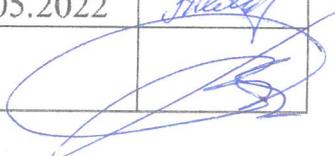
2. Шохин В.Н. Гравитационные методы обогащения. – М.: Недра, 1993.

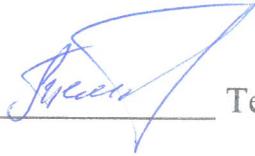
ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю и консультантам	Примечание
Введение	05.02.2022	выполнено
Аналитический обзор литературы	05.03.2022	выполнено
Методика исследований	05.04.2022	выполнено
Экспериментальная часть	05.05.2022	выполнено
Заключение	25.05.2022	выполнено.

Подписи

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

Наименование раздела	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	подпись
Введение	Телков Ш.А., канд. техн. наук, доцент	05.02.2022	
Аналитический обзор литературы		05.03.2022	
Методика исследований		05.04.2022	
Экспериментальная часть		05.05.2022	
Заключение		25.05.2022	
Нормоконтролер	Дюсенова С.Б. доктор PhD		

Научный руководитель:  Телков Ш.А.

Задание принял к исполнению обучающийся:  Арстанова А.А.

Дата

«8» января 2020г.

АҢДАТПА

Бұл магистрлік диссертацияда тиісті тақырыптар бойынша әдеби шолу, сондай-ақ Шалқия кен орнының қорғасын-мырыш кенін ғылыми зерттеу нәтижелері берілген.

Зерттеу жұмысы барысында әдебиеттерге шолу жасалды. Әдеби шолуда қорғасын мен мырыштың негізгі өнеркәсіптік пайдалы қазбалары, қорғасын-мырыш рудасының кен орындарының түрлері, байыту технологиялары, гравитациялық байытуды қолдану мүмкіндіктері, сонымен қатар алдын ала байытудың негізгі әдістері көрсетілген. Әдебиеттік шолуды қорытындылауда магистрлік диссертацияның негізгі мақсаттары мен міндеттері анықталды.

Магистрлік диссертацияның тәжірибелік бөлімінде Шалқия кен орнының қорғасын-мырыш кені зерттелді. Шалқия қазбалардың химиялық-минералдық құрамы зерттеліп, кеннің гравитациялық концентрациясын анықтау үшін фракциялық талдау жүргізіліп, гравитациялық концентрациясының графиктері салынды.

Жүргізілген зерттеулердің нәтижелері бойынша гравитациялық байыту индексі бойынша есептеулер жүргізілді, ауырлық күшін байыту үшін машина классы және бөлу тығыздығы анықталды. Ауыр суспензияда машина классын бөлу жүргізілді және гравитациялық алдын ала байыту схемасы жасалды.

АННОТАЦИЯ

Данная магистерская диссертация содержит в себе литературный обзор по соответствующей тематике, а также результаты по научному исследованию свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия.

При проведении научно-исследовательской работы был выполнен литературный обзор. В литературном обзоре отражены основные промышленные минералы свинца и цинка, типы месторождений свинцово-цинковой руды, технологии обогащения, возможности применения гравитационного обогащения а также основные методы предварительного обогащения. В заключении литературного обзора были определены основные цели и задачи магистерской диссертации.

В экспериментальной части магистерской диссертации была исследована свинцово-цинковая руда месторождения Шалкия. Был изучен химический и минеральный состав Шалкиинской руды, проведен фракционный анализ для определения гравитационной обогатимости руды, построены графики гравитационной обогатимости руды.

По итогам проведенных исследований были проведены расчеты по индексу гравитационной обогатимости, определены машинный класс и плотность разделения для гравитационного обогащения. Было выполнено разделение машинного класса в тяжелой суспензии и разработана схема гравитационного предобогащения.

ABSTRACT

This master thesis contains a literary review on the relevant topics, as well as the results of a scientific research of the lead-zinc ore of the Shalkiya field.

The research work includes a literature review, which reflects the main industrial minerals of lead and zinc, types of fields of lead-zinc ore, mineral processing technologies, the possibility of using gravity processes, also the main methods of preliminary mineral processing. In conclusion of the literature review, the main goals and objectives of the master's thesis were identified.

In the experimental part of the master thesis, the lead-zinc ore of the Shalkiya deposit was investigated. The chemical and mineral composition of the Shalkiya ore was explored, a fractional analysis was carried out to determine the gravitational concentration of the ore, and graphs of the gravity concentration of the ore were plotted.

Calculations were made on the index of gravity mineral processing, the machine class and separation density for gravity processes were determined based on the results of the research. In the end of work, the machine class separation in heavy slurry was completed with a scheme for gravitational pre-processing.

СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	9
1	Литературный обзор	12
1.1	Промышленные минералы свинца и цинка	12
1.2	Основные типы свинцово-цинковых месторождений	13
1.3	Характерные особенности руд цветных металлов	14
1.4	Возможности предварительного обогащения	15
1.5	Методы предварительного обогащения	16
1.6	Технология переработки сульфидных свинцово-цинковых минералов	18
1.7	Анализ литературного обзора и постановка задач исследований	19
2	Методика исследований	21
2.1	Подготовка пробы руды для изучения гранулометрического и фракционного состава	21
2.2	Гранулометрический анализ	21
2.3	Фракционный анализ	21
2.4	Гравитационное предобогащение	21
2.5	Выполнение химических анализов	21
3	Экспериментальная часть по проведению предварительных анализов	23
3.1	Объект исследований	23
3.2	Гранулометрический состав исследуемой пробы руды дробленной до 50 мм	26
3.2.1	Проведение гранулометрического анализа	26
3.2.2	Выводы по результатам гранулометрического анализа	29
3.3	Фракционный состав исследуемой пробы руды месторождения Шалкия и определение распределения основных компонентов руды в продуктах фракционного анализа	30
3.3.1	Проведение фракционного анализа	30
3.3.2	Выводы по фракционному составу руды месторождения Шалкия	38
4	Расчет и построение кривых обогатимости с определением индекса гравитационной обогатимости и плотности разделения классов крупности на легкую и тяжелую фракции	38
4.1	Построение, анализ и расчет кривых обогатимости	39
4.2	Определение плотности разделения классов крупности на легкую и тяжелую фракции	45
4.3	Определение индекса гравитационной обогатимости	46
4.4	Выводы по определению кривых обогатимости, индекса гравитационной обогатимости и плотности разделения суспензии	47
5	Разделение тяжелой и легкой фракции гравитационной предконцентрации суммарного класса в тяжелой суспензии	48

5.1	Рудоподготовка для процесса предконцентрации	48
5.2	Процесс обогащения в тяжелой суспензии в тяжелосредном сепараторе. Создание тяжелой суспензии определенной плотности	49
5.3	Выводы по процессу предконцентрации	51
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	52
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	54
	ПРИЛОЖЕНИЕ А	55

ВВЕДЕНИЕ

Оценка состояния изучаемой проблемы в настоящее время. Месторождение Шалкия расположено на юге Казахстана, в Жанакорганском районе Кызылординской области. На рис.1 представлена карта расположения месторождения.

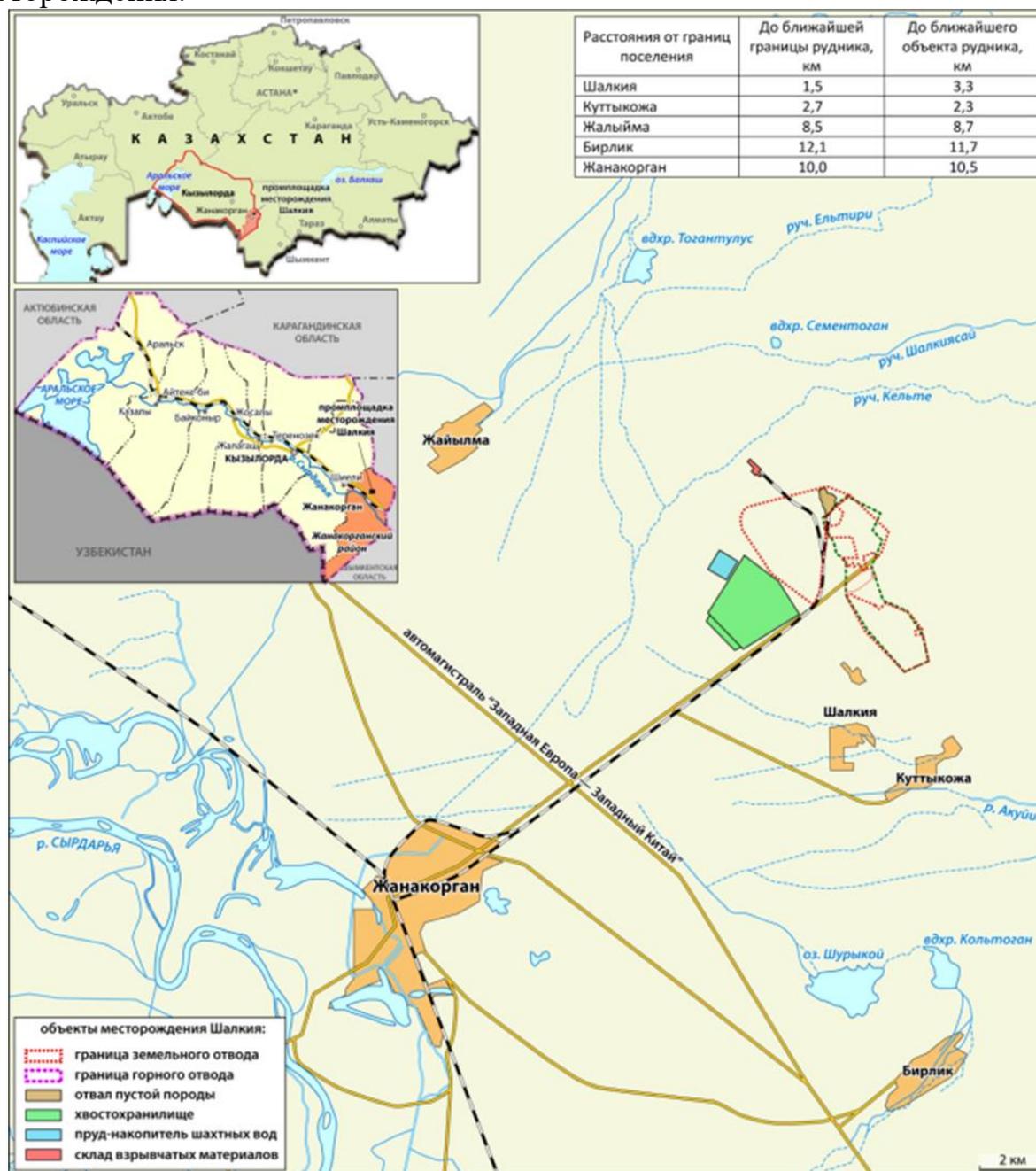


Рисунок 1 – Карта расположения месторождения Шалкия

Эксплуатация рудника данного месторождения продолжалась с 1982 по 1994 гг., затем работы были возобновлены с 2004 по 2008гг.

По своим запасам, месторождения Шалкия является значительным источником для обеспечения сырьем индустрию цветной металлургии Казахстана. Условно, данное месторождение можно разделить на две зоны -

Юго-Восточную и Северо-Западную. По качественному составу, все руды данного месторождения можно отнести к типу свинцово-цинковых. Содержание полезных компонентов в данной руде составляет около 4,5%, при этом 70-80% из них относится к цинку, около 20-30% к свинцу. По количественному содержанию металлов в руде, данное месторождение можно считать бедным.

В связи с широким развитием индустриализации, спрос на полезные ископаемые продолжает расти по всему миру. Вместе с возрастающими потребностями увеличивается нагрузка и на горно-обогатительный комплекс Казахстана. Вследствие этого, за последние десятилетия в переработку начали вовлекать труднообогатимые и обедненные месторождения. Месторождение Шалкия обладает внушительным запасом цветных металлов. Руда является комплексной, основными добываемыми металлами являются свинец и цинк, пустая порода представлена диоксидом кремния. Содержание свинца в пробе руды составляет 0,8%, цинка – 3,50%, железа – 2,24. Содержание диоксида кремния 49, 63%. К второстепенному минералу пустой породы относится оксид кальция (10,81%). Основные минералы, содержащиеся в себе необходимые минералы являются сфалерит, галенит и пирит. Отличительной характеристикой данной руды служит тесной взаимопроращение вышеуказанных минералов между собой, а также их весьма тонкая вкрапленность и значительное содержание углистого вещества (представленного графитом). Данные характеристики значительно затрудняют процессы обогащения руды. По своим характеристикам, руда относится к категории труднообогатимой. Метод обогащения Шалкиинской руды – флотационный.

Актуальность работы заключается в возможности сокращения эксплуатационных затрат на процессах измельчения и флотации с помощью гравитационного предобогащения.

Актуальной задачей в представленной работе является исследование возможности использования процесса предобогащения гравитационным методом обогащения тяжелой суспензией. Процесс предобогащения может позволить еще в голове процесса удалить значительную часть породы, что позволит снизить нагрузку на флотационный процесс, и, соответственно, на эксплуатационные расходы дальнейшей переработки руды.

Объектом исследований является свинцово-цинковая руда месторождения Шалкия.

Предмет исследований – разработка схемы гравитационной предконцентрации руды Шалкиинского месторождения с помощью метода тяжелосредной сепарации.

Цель магистерской диссертации – разработка оптимальных технологических режимов гравитационной предконцентрации свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия.

Для достижения поставленной цели необходимо были поставлены следующие задачи:

- изучить химический и минеральный состав, вкрапленность свинцово-цинковых минералов и углистого вещества в рудах;

- изучить гравитационную обогатимость дробленой руды методом фракционного анализа;
- выполнить расчет фракционного состава руды и построить графики гравитационной обогатимости руды;
- рассчитать индексы гравитационной обогатимости руды, машинный класс и необходимую плотность разделения для гравитационного обогащения;
- выполнить разделение машинного класса в тяжелых суспензиях, разработать схему гравитационного предобогащения.

Научная новизна работы. Изучение фракционного состава руды крупностью 50 мм для определения индекса гравитационной обогатимости. Гравитационный индекс, в свою очередь, позволяет оптимизировать параметры гравитационной предконцентрации руды.

Практическая значимость магистерской диссертации заключается в улучшении технологических показателей обогащения свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия и снижение расходов на стандартные флотационные реагенты.

1 Литературный обзор

1.1 Промышленные минералы свинца и цинка

Как известно, свинец и цинк в природе в свободном виде встречаются довольно редко. Данные цветные металлы находят в рудах в виде сульфидных и окисленных минеральных соединений. Как правило, свинец встречается в соединении с кислородом или серой. Выделяют следующие основные виды промышленных минералов свинца, приведенные в таблице 1.

Таблица 1 – Основные минералы свинца

Название	Формула	Содержание Pb, %
Галенит	PbS	86,6
Буланжерит	3PbS Sb ₂ S ₃	58,8
Джемсонит	2PbS Sb ₂ S ₃	50,65
Церуссит	PbCO ₃	77,55
Англезит	PbSO ₄	68,3

Цинк, как и свинец, встречается в виде соединений с серой и кислородом. Основные виды минеральных соединений цинка представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Основные минералы цинка

Название	Формула	Содержание Zn, %
Сфалерит	ZnS	67,1
Марматит	nZnS mFeS	60
Цинкит	ZnO	80,3
Смитсонит	ZnCO ₃	64,8
Виллемит	Zn ₂ SiO ₄ (2ZnO*SiO ₂)	73
Каламин	H ₂ Zn ₂ SiO ₅ (2ZnO*SiO ₂ *H ₂ O)	67,5
Госларит	ZnSO ₄ *7 H ₂ O	28,2

Свинцово-цинковые руды, в зависимости от качественного состава, делят на сернистые и окисленные. Сернистые свинцово-цинковые руды находятся в сульфидной форме, окисленные - в виде оксидных соединений. Типичными представителями сульфидной свинцово-цинковой руды являются сфалерит и галенит, они являются первичными рудами. Под влиянием длительного выветривания сульфидов, образуются вторичные оксидные руды, они представлены церусситом и смитсонитом. В настоящее время, почти все оксидные руды уже давно переработаны – в силу их легкодоступности. Поэтому горная промышленность занимается в основном добычей и обогащением сульфидных минералов. [1]

Свинец и цинк в чистом виде практически не встречается. Как правило, свинцово-цинковые руды являются полиметаллическими и содержат другие цветные металлы: золото, серебро, медь, кадмий и др.

Из-за низкого содержания свинца и цинка в полиметаллических рудах, проходят операцию обогащения флотационным методом. Флотация такого типа руд как правило является многоступенчатой. Флотацию проводят как и коллективную так и селективную. После процедуры флотации производится селекция ее продуктов для получения монометаллических концентратов.

Для улучшения технологических показателей обогащения полиметаллических руд и сокращения капитальных затрат на много ступенчатую флотацию, часто прибегают к процессам гравитационной предконцентрации в цикле первичного обогащения, основанного на различии в плотностях металлов. [2]

1.2 Основные типы промышленных свинцово-цинковых месторождений

Все свинцово-цинковые месторождения разделяют на две большие группы – основные и второстепенные. Основные месторождения, выработка которых происходит и по сей день, разделяют по типам пород:

1. К наиболее крупным месторождениям докембрийских метаморфических пород относят Брокен-Хилл (Австралия), Сулливан (Канада). Такие руды считаются богатыми и содержание целевых компонентов в каждом месторождении колеблется от 5 до 12%. Такие месторождения представлены минералами – галенитом, сфалеритом, пирротинном, пиритом, халькопиритом кубанитом и др. Попутно из них извлекают серебро и висмут.

2. Месторождения вулканогенно-осадочных и терригенных пород: Зыряновское, Жайремское, Озерное, Тишинское, Орловское, Хандизинское (Юго-Западный Гиссар), Серо-де-Паскл (Перу). К первостепенным минералам относят пирит, галенит и сфалерит, барит. Такие месторождения чаще всего имеют медно-свинцово-цинковый состав. Попутные продукты извлечения – серебро, золото, висмут.

3. Примеры месторождений в скарнированных и окварцованных карбонатных породах: Алтын-Топкан, Консай, Верхнее, Тинтик (США), Кадаинское (Восточное Забайкалье). Довольно часто в таких рудах содержание свинца к цинку относится 1:1, кроме того присутствуют и редкие элементы-спутники. Минеральный состав типичный.

4. Стратиморфные месторождения в карбонатных породах: Три-Стейт и рудные районы Миссисипи-Миссури (США), Пайн-Поинт (Канада), Сардана (Япония), Миргалимсайское (Южный Казахстан), Ларжательер (Франция). Основными минералами являются галенит, сфалерит, пирит. Руды подобных месторождений небогатые и концентрация свинца с цинком не превышает 11%.

5. Жильные и жилообразные месторождения: Садонское, Згид (Северный Кавказ), Кер-де-Ален (США), Канимансур (Кармазар). Содержание полезных

компонентов в пятом типе месторождений сильно колеблется от 5 до 20%. Минеральный состав его типичен как для вышеперечисленных типов первостепенных месторождений.

Второстепенный тип месторождений представлены медистыми песчаниками, в составе которых присутствуют свинец и цинк. Данный тип встречается в Казахстане в Джекказганском месторождении. Как и для первостепенной группы, у второстепенной, основными минералами являются галенит и сфалерит. При этом, в основной массе рудных залежей минералы распространены не только в виде вкрапленности, но и в прожилках. Однако стоит отметить, что месторождения второстепенной группы не оказывают большого влияния на добывающую промышленность свинцово-цинковых руд. [3]

В западных странах, запасы месторождений распределены по всем пяти типам, с преобладанием третьего типа. В то время как на территории СНГ распространены месторождения свинца по типам второму, третьему, четвертому и пятому. Месторождения цинка на территории СНГ относят к первому типу.

Основные запасы свинцово-цинковых руд на территории СНГ расположены в Казахстане. Наиболее богатым является Северо-Восточный Казахстан. К числу месторождений данного края относят: Зыряновское, Николаевское, Малеевское. Белоусовское. Другие месторождения цветных металлов Казахстана: Турланское, Карамазовское, Жайремское. Казахстанские месторождения представлены такими минералами как галенит, сфалерит, пирит и халькопирит. [4]

1.3 Характерные особенности руд цветных металлов

Отличительной особенностью свинцово-цинковых руд является их многокомпонентный состав, мономинеральные руды встречаются крайне редко. В составе таких полиметаллических месторождений присутствуют цветные металлы (золото, серебро, медь), редкие рассеянные металлы. Как правило, в подобных многокомпонентных рудах содержание полезных компонентов сильно различается, при этом концентрация свинца и цинка составляет не более 10%. Кроме этого, руды таких месторождений сильно отличаются по своим физическим и химическим свойствам, минералогическому составу, структуре и многим другим свойствам. Подобные различия помогают характеризовать каждое отдельное месторождение или даже отдельные участки каждого месторождения. [5]

Еще одной немаловажной характеристикой является взаимо-проращение минералов друг в друге, что очень часто обуславливает тонкую вкрапленность этих руд. По этой причине цинковые концентраты могут содержать в себе свинцовый концентрат и наоборот, что существенно сказывается на качестве конечного продукта. Присутствие минерала халькопирита усугубляет ситуацию, так как из-за него в концентратах содержится медь. Проращение происходит также и с вмещающими породами, что ведет к образованию других коллоидных соединений и различных форм металлов.

Кроме того, содержание полезных компонентов в месторождениях, открытых за последние десятилетия, критически снижается. А минеральный состав все больше усложняется.

Все вышеописанные характерные особенности свинцово-цинковых руд приводят к тому, что механическая обработка руды и последующая флотация становятся недостаточно эффективными и не могут обеспечить оптимальных технологических показателей обогащения. Аппараты и процессы технологических процессов все чаще не справляются с поставленной им задачей доведения материала до кондиционного состояния.

Возрастающий спрос на свинцово-цинковые концентраты для электротехнической промышленности втягивает в выработку бедных месторождений. А небогатое содержание полезных компонентов в разрабатываемых месторождениях ставят перед собой проблему ускоренной разработки новых технологий эффективного обогащения полиметаллических руд цветных металлов. [6]

1.4 Возможности предварительного обогащения

На основании сложного вещественного состава свинцово-цинковых руд, в качестве основного метода обогащения используется флотация. Однако, рудоподготовка и флотация не могут обеспечить оптимальные технологические показатели. Учитывая, что требования к конечным продуктам повышаются. Для улучшения качества готового продукта были разработаны методы предконцентрации руды как промежуточные процессы, следующие после рудоподготовки и перед флотационным процессом в качестве первичного цикла обогащения.

Операции предобогащения сырья имеет следующие ряд преимуществ:

- еще на этапе дробления удалить значительную крупнокусковой пустой породы, что позволит сократить расходы на дальнейшие операции измельчения, флотации и сушки материала. Следовательно, себестоимость переработки материала значительно удешевляется.

- позволяет расширить запасы месторождений за счет вовлечения в переработку бедных забалансовых руд.

- на стадии первичного цикла обогащения вывести часть крупнокускового товарного концентрата. Примером тому служат фабрики по производству свинцовых концентратов «Ожел Бялый», «Мибладен» и др; кианитовых концентратов – месторождения Кейвское, Покров-Киреевское, Усуглинское. Данный процесс сопровождается повышением качества основного товарного концентрата, оптимизации технологических процессов и снижением расходов на дальнейшую переработку сырья.

- для сокращения капитальных затрат, в качестве товарного продукта могут использоваться хвосты предконцентрации в качестве строительного материала, для строительства хвостохранилищ обогатительной фабрики, для

производства удобрений. Подобная практика в течение многих лет осуществляется на обогатительных фабриках «Ремсбек», «Эренфриденсдорф», «Хелкин», где легкая фракция идет на производство бетона. На казахстанской фабрике «Зыряновск», легкая фракция используется для производства бетона и асфальтобетона, в качестве железнодорожного балласта и в других целях.

- возможность рассортировать руды по типам и обеспечить их усреднение, что позволит значительно повысить эффективность последующих операций.

- в случае проведения предконцентрации сырья на руднике, можно значительно сократить расходы на транспортировку сырья до обогатительной фабрики.

Не менее чем 30% обогатительных предприятий по всему миру применяют процессы предварительного обогащения, так как вполне оправдывает капитальные расходы и позволяет сократить их на дальнейшие операции. Учитывая те факторы, что бедные забалансовые руды имеют низкую стоимость, разубоживание руд в процессе обогащения, высокая стоимость переработки руды цветных металлов, сложность конфигурации пород месторождений полиметаллических руд. [7]

1.5 Методы предварительного обогащения

Процессы предобогащения осуществляются на основании разности в свойствах руды. Основными методами являются гравитационный (предконцентрация в тяжелой суспензии, отсадка) и радиометрическая сепарация.

Метод разделения крупнодробленой руды в тяжелой суспензии широко распространен среди многих обогатительных фабрик. Среди них – «Зыряновская», «Меслула», «Блайберг», «Хитаци» и др. Применение данного метода имеет большие перспективы, преимущества данного метода описаны ниже:

- позволяет вовлекать в разработку довольно большие объемы руды до 1000т/ч, сохраняя эффективные технологические показатели. При этом в обработку вовлекаются руды крупностью от 6 до 300 мм.

- не требует высоких капитальных затрат, расходов на электроэнергию и рабочие материалы, количество необходимого рабочего штата для обслуживания процесса минимально.

- процесс практически полностью автоматизирован.

- высокая точность разделения минерального сырья в технологических сепараторах. [8]

Предконцентрация в тяжелой суспензии производится в сепараторах и гидроциклонах. Материал крупностью от 5 до 10 мм проводят в сепараторах барабанных, конусных и других, в зависимости от их конструкции. Гидроциклоны же предназначены для разделения более мелких материалов, однако предконцентрация частиц менее 5 мм осуществляют значительно реже.

При процессах предобогащения тяжелой суспензией в сепараторах и гидроциклонах используют утяжелитель. При переработке руд цветных металлов в качестве утяжелителя применяют ферросилиций, также применяют смесь магнетита с ферросилицием при расходе до 200 г/т. Плотность тяжелой суспензии для каждого месторождения подбирается индивидуально, как правило от 2 до 2,5 кг/м³, данный процесс автоматизирован. Процесс осуществляется следующим образом: руда в виде пульпы и раствор утяжелителя подают в сепараторы или гидроциклоны с помощью насосного оборудования или самотеком. В сепараторе/гидроциклоне непосредственно происходит разделение пульпы по плотностям на тяжелую и легкую фракции. [12]

По данным института Механобр, технологические показатели при предобогащении тяжелой суспензией в гидроциклоне – выше для большинства руд, чем предобогащение в отсадочных машинах. А качество разделения в тяжелой жидкости опережает качество обогащения в гидроциклоне. Однако, обогащение в тяжелосредних гидроциклонах не получило широкого применения по причинам: трудности рудоподготовки, дренажа и регенерации суспензии; обогащение приводит к быстрому износу аппаратов; значительные потери тяжелой жидкости.

Рассматривая обогащение полиметаллических руд, были получены следующие цифры. Как правило, при предконцентрации тяжелой суспензией, выход хвостов составляет 20-70%, при потере свинца в ней от 0,2 до 5%, а цинка – около 1-20%. Например, после добавления предконцентрации тяжелой суспензией в технологическую цепь обогатительной фабрики «Сулливан» (Канада), производительность фабрики выросла с 8,5 до 11 тыс. т/сут, то есть, в 1,3 раза. На обогатительной фабрике «Мехерник» (Германия) в 1,2 раза, на фабрике «Бункер Хилл» (США) – 1,8 раз.

По экономическим показателям, предконцентрация тяжелой суспензией руд цветных металлов имеет ряд следующих преимуществ:

- строительство и монтаж сооружений и аппаратов для предобогащения тяжелой суспензией обходится во много раз дешевле чем расширение обогатительной фабрики, а окупаемость их превышает 1,5 года;

- расходы на эксплуатации операции предконцентрации в тяжелой суспензии значительно меньше чем стоимость операции измельчения до флотуемого класса и меньше чем стоимость операции на флотацию этой же руды;

- расходы на электроэнергию не превышают 10% от расходов на эксплуатацию всей фабрики;

- учитывая вышеперечисленные пункты, стоимость переработки руды с предобогащением в тяжелой суспензии снижается почти на 30%;

- использование легкой фракции операции предобогащения в качестве товарного продукта, значительно увеличивает экономическую эффективность предприятия. [14]

Параллельно развиваются и другие варианты гравитационного предобогащения. Наиболее популярной из них является отсадка. Но стоит

учесть, что выход легкой фракции при отсадке меньше чем при обогащении в тяжелой суспензии.

Радиометрическая сепарация один из перспективных методов предварительной концентрации. Сортировка основана на различии минералов в цвете, блеске, электропроводимости, радиоактивности минералов и способности отражать электромагнитные волны. Основой данной технологии служат радиометрические сепараторы с встроенными программным обеспечением и вычислительными средствами. К преимуществам данной сепарации относят «прямой» метод вычисления содержания полезных компонентов в руде, по сравнению с «косвенными» сухими методами, такими как гравитация. Одно из важнейших преимуществ – возможность переработки руды крупных размеров (от 5 до 300мм) и рудное сырье не требует отмывки.

Радиометрические сепараторы фирмы Радос, относятся к экологически чистому оборудованию, предназначены для сортировки руд черных, цветных, редких и благородных металлов, урана, угля и отходов металлургических производств.

Первичный цикл обогащения свинцово-цинковой руды на обогатительной фабрике Новоангарский ГОК (Краснодарский край) проводится с помощью рентгенорадиометрического сепаратора фирмы Радос СРФЗ-300. Класс перерабатываемой руды -300+100 мм. Также, сепараторы этой фирмы успешно эксплуатируются на Донском ГОКе, Еро Соррег (Бразилия), «Шануч» (Камчатка) и др.

Появление рентгенорадиометрической сепарации, относящейся к экологически чистым и низко затратным технологиям, способствует более широкому применению метода автоматической рудосортировки при обогащении различных типов руд. [15]

1.6 Технология переработки сульфидных свинцово-цинковых минералов

Учитывая комплексность свинцово-цинковых руд, основным методом обогащения является флотация. При обогащении свинцово-цинковых руд флотация является наиболее эффективным процессом для обеспечения оптимальных технологических показателей. Для улучшения технологического процесса и повышения выхода полезных компонентов, довольно распространена комбинация флотационного процесса с предшествующим предобогащением в тяжелой суспензии. Флотацию проводят по селективной и коллективно-селективной схемам. Разделение свинца и цинка осуществляется посредством комбинации цианида с цинковым купоросом в содовой среде.

Наиболее популярной является селективная схема флотации. По данной схеме в первый концентрат выделяют свинцовый концентрат, депрессируя цинковую обманку. Затем из цинковой обманки получают пиритный концентрат.

При коллективно-селективной возникают трудности при разделении пульпы. Так как сфалерит, поступая в коллективный концентрат, покрывается пленкой собирателя, в следствие чего дальнейшая депрессия сфалерита значительно затрудняется.

Как правило, при переработке свинцово-цинковых руд применяют такую технологию обогащения, которая позволит вывести полезные компоненты в свинцовый концентрат. В том случае, если в рудном сырье присутствует медь в достаточном количестве чтобы извлечь ее в концентрат, то технологическая схема еще более усложняется. В случае достаточной концентрации редких металлов в руде, они также выделяются в отдельный продукт. Например, барит. [14]

Учитывая, что селективная флотация более распространена, и в результате такой технологии мы получаем пиритные, свинцовые и цинковые концентраты. Редкие элементы в основном переходят в один из таких концентратов. В большинстве случаев: индий выделяют в цинковый концентрат, таллий распределяют между всеми тремя концентратами, Селен и теллур – в свинцовый концентрат и хвосты, таллий переходит в хвосты.

По данным многочисленных исследований, извлечение редких элементов главным образом зависит величины выхода сульфидных минералов свинца и цинка в концентрат, а также от типа связей с другими минералами.

Однако, до 60% редких элементов уходит с хвостами, так как редкие элементы ассоциируются с минералами, которые уходят в отвал. При этом, при извлечении пиритного концентрата и его дальнейшей переработке, можно выделить значительное количество редких элементов.

Таким образом, если повысить извлечение основных металлов в концентрат, и подвергнуть их дальнейшему выделению и переработке, то можно избежать значительных потерь редких элементов с хвостами. [16]

1.7 Анализ литературного обзора и постановка задач исследований

По итогу литературного обзора были сделаны следующие выводы:

- процессы предобогащения получили достаточно широкое применение в переработке руд цветных металлов и имеют большой ряд преимуществ;
- учитывая качественно-количественный анализ руды месторождения Шалкия, данное рудное сырье можно считать пригодным для предобогащения гравитационным методом тяжелой суспензией, так как данный способ может обеспечить высокую точность разделения минерального сырья.

На основании вышеизложенного целью магистерской диссертации является разработка оптимальных технологических режимов гравитационного предобогащения свинцово-цинковых руд месторождения Шалкия.

Для реализации этой цели были поставлены следующие задачи:

- изучить химический и минеральный состав вкрапленных свинцово-цинковых минералов и углистого вещества в руде;

- изучить гравитационную обогатимость дробленой руды методом фракционного анализа;
- выполнить расчет фракционного состава руды и построить графики гравитационной обогатимости;
- рассчитать индексы гравитационной обогатимости, определить машинный класс и необходимую плотность разделения для проведения гравитационного предобогащения;
- выполнить разделение машинного класса в тяжелой суспензии, разработать схему гравитационного предобогащения.

2 Методика исследований

2.1 Подготовка пробы руды для изучения гранулометрического и фракционного состава

Для получения точных результатов исследований, проба руды прошла предварительную подготовку согласно действующего ГОСТ 14180-80 посредством дробления пробы до крупности менее 50мм и усреднения ее методом «кольца и конуса». Для исследования руды были выделены пробы по изучению химического, минералогического, ситового состава руды и гравитационной обогатимости.

2.2 Ситовой анализ

При изучении гранулометрического состава руды был проведен ситовой анализ с помощью стандартного набора сит с соблюдением ГОСТ 24598-81. Стандартный ситовой набор, изготовленный по ГОСТ 2715-75 имеет размер ячеек, мм: 50; 20; 13; 8; 2,5; 1,25; 0,63; 0,315; 0,16; 0,074.

2.3 Фракционный анализ

Для проведения фракционного анализа использовалась жидкость М-45 (комплексная соль йодистого бария и йодистого кадмия). Классы крупностью - 50+20 мм, -20+13 мм, -13+8 мм, -8+2,5 мм, -2,5+0,63 и -0,63+0,0 мм были разделены по плотностям в растворах М-45.

2.4 Гравитационное предобогащение

Для проведения исследования по гравитационному расслоению пробы руды в тяжелой суспензии был использован лабораторный тяжелосредный сепаратор. Суспензия плотностью 2730 кг/м³, с помощью насоса отправлялась с бака в тяжелосредный сепаратор. 70 % от всей суспензии подавалось в нижнюю часть аппарата, чтобы сохранять утяжелитель во взвешенном состоянии. 30% объема суспензии использовалось качестве транспортного потока в зоне подачи питания.

2.5 Выполнение химических анализов

Проведение анализа осуществлялось на базе Лаборатории инженерного профиля НАО «КазНИТУ К.И. Сатпаева». Контроль и поверка измерительных приборов осуществляется метрологической службой и службой контрольно-

измерительных приборов ОАО «Национальный центр экспертизы и стандартизации» (НаЦЭК).

3 Экспериментальная часть

3.1 Объект исследований

Работа по исследованию шалкиинской руды проводилась на пробе руды весом 500 кг. Полезные компоненты в данной руде представлены минералами: сфалерит, галенит и пирит. Руда отличается мелкой вкрапленностью и весьма тесным взаимопроращением зерен этих минералов. Процессы обогащения значительно затрудняются присутствием в руде углистого вещества.

Для проведения исследования согласно действующим нормам и правилам, а также для получения достоверных результатов исследований, проба руды прошла предварительную подготовку перед выполнением анализов. Проба прошла процесс дробления до крупности 50 мм и процедуру усреднения посредством метода «кольца и конуса». Схема усреднения руды изображена на рисунке 2. Затем были отобраны пробы для проведения ситового и фракционного анализа, исследований гравитационной обогатимости и гравитационного предобогащения в тяжелой суспензии.

Результаты исследования химического состава пробы представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав пробы руды

Элементы, компоненты	Массовая доля, %	Элементы, компоненты	Массовая доля, %
SiO ₂	49,7	As	0,0055
Al ₂ O ₃	1,36	Pb _{общ}	0,8
CaO	10,1	Zn _{общ}	3,50
K ₂ O	0,58	Cu	0,0087
Na ₂ O	<1,0	Ni	0,0018
MgO	9,4	Sb	<0,0050
MnO	0,067	Cd	0,0067
P ₂ O ₅	0,044	Cr	0,0015
TiO ₂	0,048	Co	0,0007
C _{общ}	5,90	Mo	0,0011
CO ₂	16,4	Ba	0,0036
C _{орг}	1,41	Sn	<0,0050
Fe _{общ}	2,24	Sr	0,0065
Fe _{окисл}	0,1	W	<0,0050
Fe _{сульфид}	2,14	Bi	<0,0020
S _{общ}	4,66	Hg	<0,0030
S _{сульфат}	<0,25	Ag, г/т	4,13

Исходя из полученных данных видно, что основными элементами пробы являются железо, свинец и цинк. Литофильные компоненты представлены кремнеземом, его содержание 49%. Железо, свинец и цинк представлены в сульфидной форме, содержание железа составляет 2,24%, свинца – 0,8% и цинка

– 3,50%. Содержание остальных примесей настолько минимально, что они не имеют влияния на течение технологических процессов.

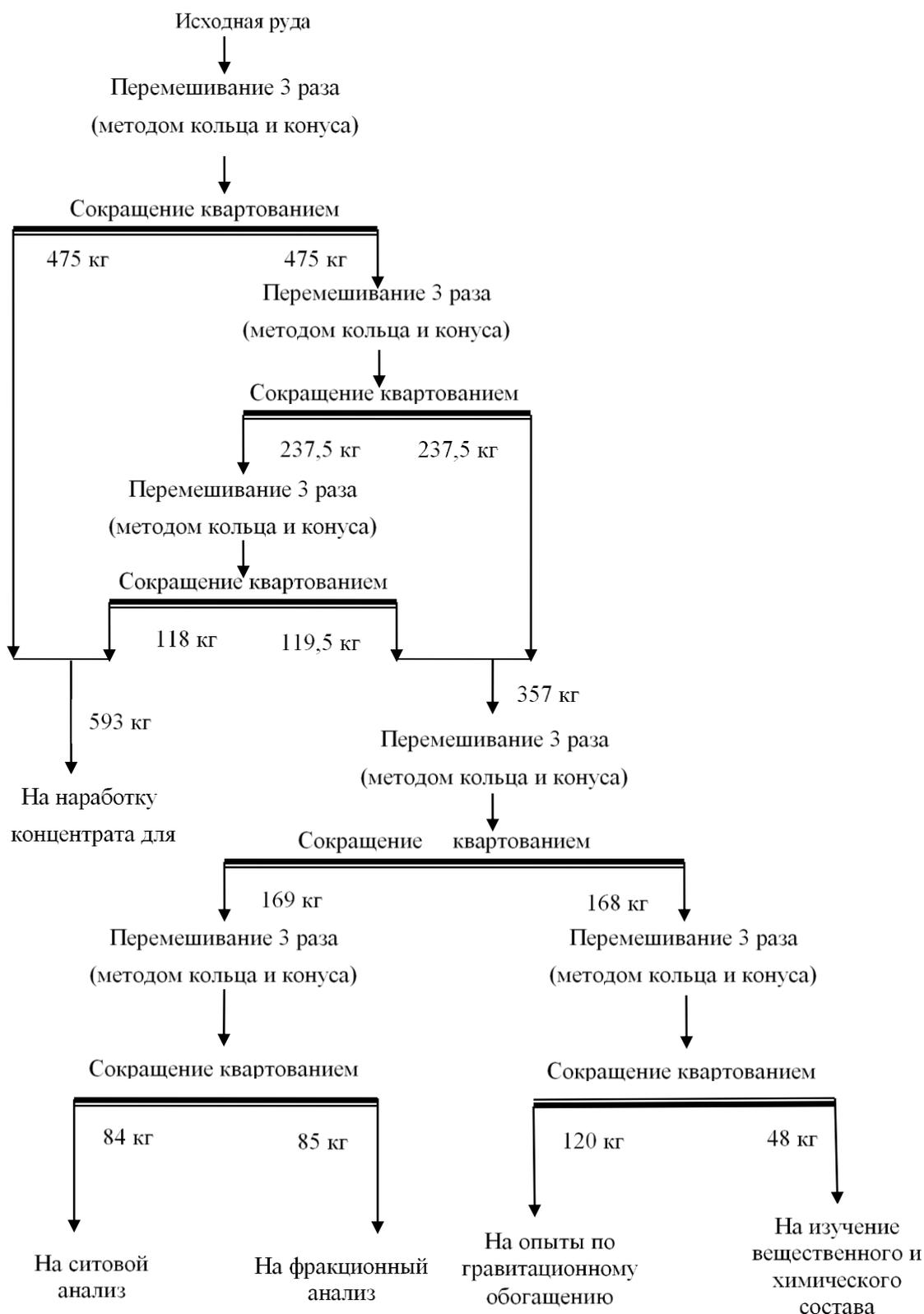


Рисунок 2 – Схема усреднения руды «методом кольца и конуса»

Результаты фазового анализа пробы представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты фазового анализа ценных компонентов руды

Величи на	Формы нахождения/массовая доля, %					
	Свинец			Цинк		
	Общее количество	Окисленн ая	Сульфидная	Общее количество	Окисленная	Сульфидная
Абс	0,8	0,079	0,721	3,50	0,11	3,39
Отн	100,0	9,85	90,15	100,0	3,24	96,76

По результатам исследования можно заметить, что свинец и цинк в руде находятся по большей части в сульфидной форме.

Для исследования минерального состава пробы месторождения Шалкия был осуществлен дифрактометрический анализ. Данный анализ помог определить состав минералов в руде, доля которых составляет не менее 1%. Результаты анализа минерального состава представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Минеральный состав пробы руды

Элементы, компоненты	Массовая доля, %
Породообразующие минералы	
Кварц	46,0
Доломит	30,0
Кальцит	7,0
Мусковит	2,0
КПШ	1,0
Углистое вещество	1,4
Рудообразующие минералы	
Сфалерит	5,3
Вторичные Zn минералы (смитсонит, виллемит)	0,2
Пирит, пирротин	5,2
Галенит	1,0
Вторичные минералы (англезит-церрусит)	0,1

По изучению минерального состава были сделаны следующие выводы:
 - основная доля минералов приходится на кварц и карбонаты. Содержание кварца колеблется на уровне 46%, карбоната вместе с доломитом и кальцитом определена в диапазоне 35-37%;

- полезные компоненты руды сосредоточены в минералах сфалерит, галенит, пирит и пирротин. Также присутствует небольшая доля окисленных минералов и сульфидов и меди.

Таким образом, можно сделать следующие выводы по объекту исследований:

- основными ценными компонентами руды являются железо (содержание 2,24%), свинец (0,8%) и цинк (3,50%);

- свинец и цинк в руде образованы преимущественно сульфидными минералами. При этом доля свинца в сульфидных минералах составляет 90,15%,

цинка – 96,76%;

- в руде присутствуют сульфидные минералы железа, в частности, пирит и пирротин;

- в руде присутствуют в небольшом содержании окисленные минералы и сульфиды меди.

3.2 Гранулометрический состав исследуемой пробы руды дробленной до 50 мм

3.2.1 Проведение гранулометрического анализа

С целью определить гранулометрический состав исследуемой руды, был проведен ситовой анализ. Предварительно, исходная проба руды прошла операцию дробления до крупности 50 мм и процесс усреднения. Ситовой анализ проводился для выявления характера распределения основных компонентов руды: свинца и цинка, диоксида кварца, оксида кальция и углерода по крупности.

Результаты ситового анализа представлены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты ситового анализа по свинцу и цинку руды месторождения Шалкия

Класс крупности, мм	Выход, %		Содержание, %				Извлечение, %			
	частный	суммарный	частное		суммарное		частное		суммарное	
			Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
-50+ 20	22,74	22,74	0,58	2,81	0,58	2,81	17,55	18,41	17,55	18,41
-20+13	22,86	45,60	0,69	3,17	0,64	2,99	20,98	20,88	38,53	39,29
-13+ 8	19,18	64,78	0,65	3,29	0,64	3,08	16,56	18,19	55,09	57,48
-8+ 2,5	11,30	76,08	0,71	3,62	0,65	3,16	10,65	11,79	65,74	69,27
-2,5+1,25	7,18	83,26	0,77	3,77	0,66	3,21	7,32	7,80	73,06	77,07
-1,25+ 0,63	5,99	89,25	0,85	4,21	0,67	3,28	6,74	7,28	79,80	84,35
-0,63+ 0,315	3,11	92,36	0,86	4,62	0,68	3,32	3,53	4,14	83,33	88,49
-0,315+ 0,16	2,39	94,75	0,96	4,37	0,69	3,35	3,02	3,01	86,35	91,50
-0,16+ 0,074	1,68	96,43	1,19	6,00	0,70	3,40	2,63	2,90	88,98	94,40
-0,074+ 0,0	3,57	100,0	2,32	5,43	0,75	3,47	11,02	5,60	100,0	100,0
Итого	100,0	-	0,75	3,47	-	-	100,0	100,0	-	-

По результатам анализа определено среднее содержание свинца и цинка – это 0,75% и 3, 47% соответственно.

В исследуемой пробе руды преобладают три класса крупности: -50+20 мм, -20+13 мм и -13+8 мм. Общих выход данных классов составляет 64,78 %. При этом, класс крупностью -8+0,0 мм имеет значительный выход - 35,22 %. Более

мелкий тонкий класс $-0,074+0,0$ мм имеет наименьший выход, равный 3,57 %.

По содержанию свинца в каждом классе были получены следующие данные. В самом крупном классе $-50+20$ мм, содержание свинца равно не более 0,58%. Данный показатель постепенно растет до 1,19% в классе крупностью $-0,16+0,074$ мм. В тонком классе $-0,074+0,0$ мм содержание достигает отметки 2,32%.

Содержание цинка в каждом классе крупности заметно выше чем содержание свинца в каждом классе соответственно. Например, содержание данного компонента в классе $-50+20$ мм определено значением 2,81 % и увеличивается до значения 6,0 % в классе $-0,16+0,074$ мм. А в наиболее мелком классе $-0,074+0,0$ мм содержание равно 5,83 %.

Зависимость распределения свинца и цинка по классам крупности показаны на рисунке 3.

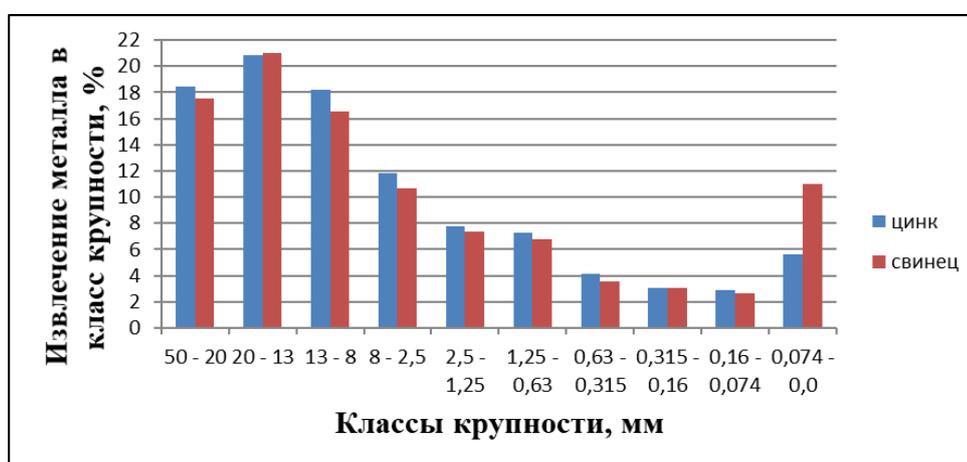


Рисунок 3 – График распределения извлечения свинца и цинка по классам крупности

Ситовой анализ был проведен по веществам диоксида кремния и оксида кальция. Результаты данного анализа представлены в таблице 5.

Таблица 5 – Результаты ситового анализа по диоксиду кремния и оксида кальция

Класс крупности, мм	Выход, %		Содержание, %				Извлечение, %			
	частный	суммарный	частное		суммарное		частное		суммарное	
			SiO ₂	CaO						
-50+20	22,74	22,74	46,71	12,79	46,71	12,79	21,4	26,91	21,40	26,91
-20+13	22,86	45,60	50,76	12,17	48,74	12,48	23,37	25,74	44,77	52,65
-13+ 8	19,18	64,78	51,44	10,61	49,54	11,93	19,88	18,83	64,65	71,48
-8+ 2,5	11,30	76,08	52,35	9,83	49,96	11,61	11,92	10,29	76,57	81,77
-2,5+1,25	7,18	83,26	52,44	9,54	50,17	11,44	7,59	6,34	84,16	88,11

Продолжение таблицы 5

Класс крупности, мм	Выход, %		Содержание, %				Извлечение, %			
	част- ный	сумма рный	частное		суммарное		частное		суммарное	
			SiO ₂	CaO						
-1,25+ 0,63	5,99	89,25	52,54	9,63	50,33	11,31	6,34	5,34	90,50	93,45
-0,63 +0,315	3,11	92,36	45,53	7,46	50,17	11,18	2,85	2,15	93,35	95,60
-2,5+1,25	7,18	83,26	52,44	9,54	50,17	11,44	7,59	6,34	84,16	88,11
-1,25+ 0,63	5,99	89,25	52,54	9,63	50,33	11,31	6,34	5,34	90,50	93,45
-0,63 +0,315	3,11	92,36	45,53	7,46	50,17	11,18	2,85	2,15	93,35	95,60
-0,315+ 0,16	2,39	94,75	44,25	6,86	50,02	11,08	2,13	1,52	95,48	97,12
-0,16+ 0,074	1,68	96,43	43,66	6,09	49,91	10,99	1,48	0,95	96,96	98,07
-0,074+ 0,0	3,57	100,0	42,24	5,85	49,63	10,81	3,04	1,93	100,0	100,0
Итого	100,0	-	49,63	10,81	-	-	100,0	100,0	-	-

Из таблицы 5 были получена следующая информация. Среднее содержание диоксида кремния колеблется в пределах 49,63 %, оксида кальция – 10,81%.

В отличие от свинца и цинка, содержание диоксида кремния и оксида кальция по классам крупности неравномерно. Например, диоксид кремния в классе -50+20 мм содержится в количестве 46,71 % и поднимается до 52,54% в классе -1,25+0,63 мм, в следующем классе и до крупности -0,074+0,0 мм содержание заметно снижается до отметки 42,24%.

По данным из таблицы 5, содержание оксида кальция значительно меньше по сравнению с содержанием диоксида кремния. Так, в крупных классах -50+20 мм и -20+ 13 мм данный показатель составляет 12,79% и 12,17% соответственно. Далее, содержание его снижается в тонком классе -0,074+0,0 мм до 5,85%.

Данные ситового анализа по извлечению вышеуказанных компонентов по классам крупности отображены на рисунке 4.

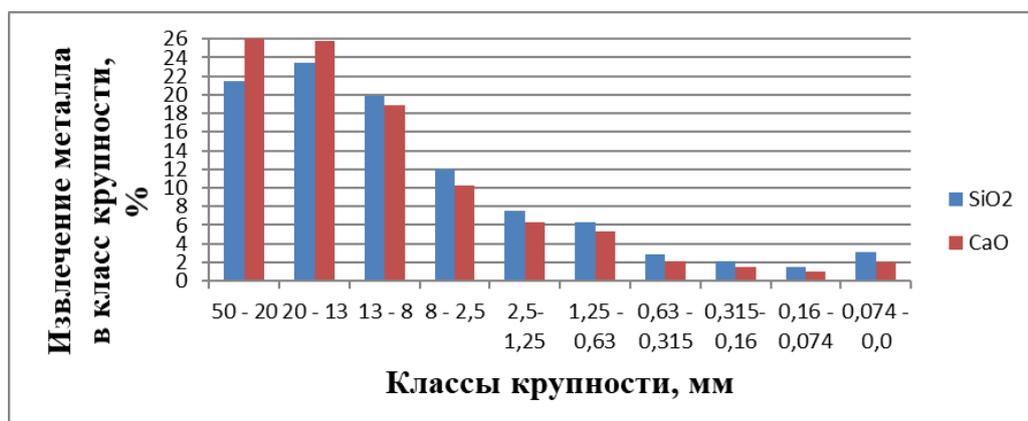


Рисунок 4 - График распределения диоксида кремния и оксида кальция по классам крупности

Итоги изучения гранулометрического состава пробы по углероду показаны в таблице 6.

Таблица 6 – Результаты ситового анализа по углероду пробы руды месторождения Шалкия

Класс крупности, мм	Выход %		Содержание С, %		Извлечение С, %	
	частный	суммарный	частное	суммарное	частное	суммарное
-50+ 20	22,74	22,74	6,25	6,25	23,73	23,73
-20+13	22,86	45,60	5,66	5,95	21,60	45,33
-13+8	19,18	64,78	5,70	5,88	18,25	63,58
-8+2,5	11,30	76,08	5,56	5,83	10,49	74,07
-2,5+1,25	7,18	83,26	6,31	5,87	7,56	81,63
-1,25+0,63	5,99	89,25	6,75	5,93	6,75	88,38
-0,63+0,315	3,11	92,36	6,44	5,95	3,34	91,72
-0,315+0,16	2,39	94,75	6,52	5,96	2,60	94,32
-0,16+0,074	1,68	96,43	6,45	5,97	1,81	96,13
-0,074+0,0	3,57	100,0	6,49	5,99	3,87	100,0
Итого	100,0	-	5,99	-	100,0	-

Из полученных данных видно, что среднее содержание углерода в пробе не более 6%. Содержание углерода в пробе по классам -50+20 мм, от -2,5+1,25 мм до -0,074+0,0мм варьируется в пределах 6,25– 6,75 %. В остальных классах содержание углерода от 5, 56% до 5,7%.

Информация по показателю извлечения углерода по классам представлена на рисунке 5.

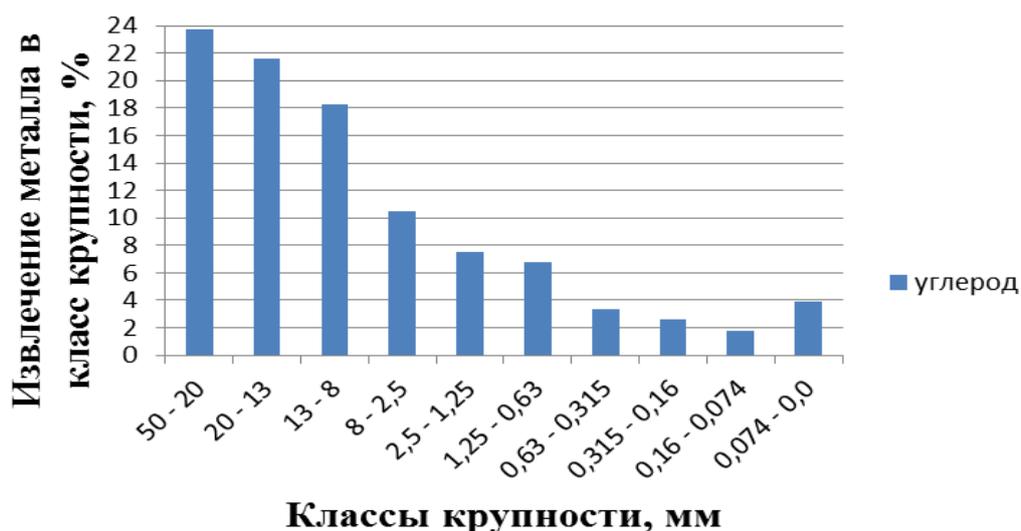


Рисунок 5 – График извлечения углерода по классам крупности в пробе руды месторождения Шалкия

3.2.2 Выводы по результатам гранулометрического анализа

Проба руды шалкиинского месторождения по большей части состоит из трех классов крупности – это -50+20 мм, -20+13 мм и -13+8 мм. Выход этих классов в сумме составляет 64,78 %. Из этого следует, что большая часть исследуемых компонентов руды сосредоточена в этих классах.

По показателям извлечения цинка и свинца цифры составили 55,09% и 57,48%, диоксида кремния - 64,65 %, оксида кальция - 71,48 % и углерода -63,58 %.

При этом, выход более мелкого класса 8,0 - 0,0 мм определен на уровне 35,22%, что является довольно высоким показателем для руды данного месторождения. Содержание дикосила кремния в данном классе колеблется от 40 до 50%, в связи с чем руду можно характеризовать как крепкую. Учитывая выход класса и содержание в нем исследуемого компонента, данный класс нельзя не учитывать при подборе гравитационной схемы обогащения.

По итоге ситового анализа, были приняты решения о том, что основным машинным классом будет приниматься класс крупностью от 50 до 8 мм, так как выход его на производстве может намного больше чем при экспериментальном обогащении.

3.3 Фракционный состав исследуемой пробы руды месторождения Шалкия и определение распределение основных компонентов руды в продуктах фракционного анализа

3.3.1 Проведение фракционного анализа

Для проведения фракционного анализа, дробленая проба руды месторождения Шалкия, крупностью 50 мм была разделена по следующим классам: -50+20 мм, -20+13 мм, -13+8 мм, -8+2,5 мм, -2,5+0,63 и -0,63+0,0 мм. В процессе проведения фракционного анализа, данные классы были расслоены в растворах тяжелой жидкости. Тяжелосредная жидкость М-45 представляет собой прозрачную жидкость желто-коричневого цвета. Данный раствор комплексной соли $Ba(CdI_4)$ используют для флотации руды и в лабораторных исследованиях.

Проба шалкиинской руды была расслоена на фракции по следующим плотностям ($кг/м^3$): менее 2650, 2650–2700, 2700–2750, 2750–2850, 2850–2950 и более 2950. Далее, фракции подробно исследовались на содержание в них свинца, цинка, диоксида кремния, оксида кальция и углерода [20,21].

Анализ по распространению цинка и свинца по плотностям отображены в таблицах 7 и 8.

Таблица 7 - Распределение цинка и свинца по плотностям и классам крупности

Фракции плотности, кг/м ³	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, % от				Класс крупности, мм
					класса		руды		
	класса	руды	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	
-2650	1,42	0,33	0,24	0,80	0,52	0,39	0,09	0,07	-50+20
+2650-2700	13,60	3,09	0,41	1,36	8,57	6,38	1,48	1,12	
+2700-2750	31,55	7,17	0,59	2,23	28,61	24,28	4,93	4,25	
+2750-2850	45,48	10,34	0,55	2,94	38,44	46,15	6,62	8,08	
+2850-2950	5,90	1,34	1,62	7,50	14,69	15,27	2,53	2,67	
+2950	2,05	0,47	2,91	10,63	9,17	7,53	1,60	1,33	
Итого	100,0	22,74	0,65	2,90	100,0	100,0	17,25	17,52	
-2650	2,99	0,68	0,17	0,59	0,74	0,53	0,13	0,11	-20+13
+2650-2700	12,64	2,89	0,34	1,28	6,26	4,85	1,15	0,98	
+2700-2750	36,30	8,30	0,62	2,50	32,76	27,23	5,99	5,51	
+2750-2850	38,11	8,71	0,63	3,36	34,95	38,42	6,39	7,78	
+2850-2950	5,57	1,27	1,52	7,87	12,32	13,15	2,26	2,66	
+2950	4,39	1,01	2,03	12,00	12,97	15,82	2,39	3,22	
Итого	100,0	22,86	0,69	3,33	100,0	100,0	18,31	20,26	
-2650	5,98	1,15	0,17	0,54	1,43	0,93	0,23	0,17	-13+8
+2650-2700	15,64	3,0	0,42	1,35	9,25	6,07	1,48	1,08	
+2700-2750	36,73	7,05	0,64	2,56	33,09	27,04	5,26	4,79	
+2750-2850	30,50	5,85	0,59	3,39	25,33	29,73	4,02	5,26	
+2850-2950	5,45	1,04	1,31	8,41	10,05	13,18	1,59	2,33	
+2950	5,70	1,09	2,6	14,06	20,85	23,05	3,30	4,08	
Итого	100,0	19,18	0,71	3,47	100,0	100,0	15,88	17,71	
-2650	10,83	1,22	0,19	0,61	2,77	1,72	0,27	0,20	-8+2,5
+2650-2700	18,12	2,05	0,48	1,57	11,70	7,39	1,14	0,86	
+2700-2750	28,99	3,28	0,61	2,44	23,78	18,38	2,34	2,13	
+2750-2850	28,29	3,20	0,62	3,62	23,59	26,62	2,32	3,06	
+2850-2950	5,96	0,67	1,42	8,62	11,38	13,35	1,12	1,54	
+2950	7,81	0,88	2,55	16,03	26,78	32,54	2,61	3,75	
Итого	100,0	11,3	0,74	3,84	100,0	100,0	9,80	11,54	
-2650	13,47	1,77	0,21	0,58	1,91	1,86	0,44	0,27	-2,5+0,63
+2650-2700	20,00	2,64	0,40	1,23	5,40	5,85	1,24	0,86	
+2700-2750	28,16	3,71	0,57	2,21	10,84	14,79	2,47	2,18	
+2750	38,37	5,05	3,16	8,50	81,85	77,50	18,57	11,41	
Итого	100,0	13,17	1,48	4,21	100,0	100,0	22,72	14,72	-0,63+0,0
-2700	24,37	2,62	0,22	0,76	4,19	2,90	0,68	0,53	
+2700-2750	31,19	3,35	0,60	3,72	14,61	18,18	2,35	3,31	
+2750	44,44	4,78	2,34	11,33	81,20	78,92	13,01	14,41	
Итого	100,0	10,75	1,28	6,38	100,0	100,0	16,04	18,25	-50+0,0
Руда	-	100,0	0,86	3,76	-	-	100,0	100,0	

Таблица 8 – Характер распространения свинца и цинка по фракциям плотности в машинных классах крупности

Фракции плотности, кг/м ³	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, % от				Класс крупност и, мм
	класса	руды	Pb	Zn	класса		руды		
					Pb	Zn	Pb	Zn	
-2650	3,33	2,16	0,18	0,60	0,88	0,62	0,45	0,35	-50+8
+2650-2700	13,86	8,98	0,39	1,33	7,91	5,72	4,11	3,18	
+2700-2750	34,76	22,52	0,62	2,43	31,53	26,22	16,18	14,55	
+2750-2850	38,44	24,9	0,59	3,19	33,18	38,07	17,03	21,12	
+2850-2950	5,64	3,65	1,50	7,89	12,38	13,81	6,38	7,66	
+2950	3,97	2,57	2,43	12,62	14,12	15,55	7,29	8,63	
Итого	100,0	64,78	0,68	3,22	100,0	100,0	51,44	55,49	
-2650	10,83	1,22	0,19	0,61	2,77	1,72	0,27	0,20	-8+2,5
+2650-2700	18,12	2,05	0,48	1,57	11,70	7,39	1,14	0,86	
+2700-2750	28,99	3,28	0,61	2,44	23,78	18,38	2,34	2,13	
+2750-2850	28,29	3,20	0,62	3,62	23,59	26,62	2,32	3,06	
+2850-2950	5,96	0,67	1,42	8,62	11,38	13,35	1,12	1,54	
+2950	7,81	0,88	2,55	16,03	26,78	32,54	2,61	3,75	
Итого	100,0	11,3	0,74	3,84	100,0	100,0	9,80	11,54	
-2650	13,47	1,77	0,21	0,58	1,91	1,86	0,44	0,27	-2,5+0,63
+2650-2700	20	2,64	0,4	1,23	5,40	5,85	1,24	0,86	
+2700-2750	28,16	3,71	0,57	2,21	10,84	14,79	2,47	2,18	
+2750	38,37	5,05	3,16	8,5	81,85	77,50	18,57	11,41	
Итого	100,0	13,17	1,48	4,21	100,0	100,0	22,72	14,72	
	-	10,75	1,28	6,38	100,0	100,0	16,04	18,25	-0,63+0,0
Руда	-	100,0	0,86	3,76	-	-	100,0	100,0	-50+0,0

Исходя из данных таблиц 7 и 8, полученных по итогу проведенного фракционного анализа, была получена следующая информация:

1. Анализ фракции при плотности - 2650 кг/м³. Его выход довольно незначителен и уменьшается с ростом крупности частиц. Например, при классе -50+20 мм выход определяется не более 1,42%. При меньшем классе крупности -20+13 мм его выход возрастает до 2,99% и продолжает постепенно расти. Так, при наименьшем классе крупности -2,5+0,63 мм данный показатель возрастает до отметки 13,47 %, то есть 1,77% от всей руды. При этом, содержание извлекаемых компонентов (свинца и цинка) по большей части не изменяются от класса к классу крупности. Содержание цинка по всем классам держится в пределах от 0,54% до 0,8%. В то время как содержание свинца растет в небольшом отрезке от 0,17% до 0,24%. Таким образом, с уменьшением крупности частиц выход данной фракции с плотностью от 2650 кг/м³ и менее, незначительно возрастает, однако содержание целевых компонентов не изменяется. Это говорит о том, что уменьшение размера руды при обогащении не помогает повысить эффективность процессов.

2. Анализ фракции плотностью +2650-2700 кг/м³. Выход этой фракции значительно выше, чем выход фракции №1. Он составляет от 13% до 20% в зависимости от крупности кусков. В тоже время, содержание цинка находится в

пределах от 1,23 % до 1,57 %, свинца - 0,34 % - 0,48 %. Такое содержание полезных компонентов говорит о том, что происходит равномерный рост содержания свинца и цинка во всех классах крупности. Технологический показатель извлечения выглядит так: по свинцу от 1,15 до 1,48 %, по цинку в пределах от 0,86 % до 1,12 %. Для фракции плотностью +2650-2700 кг/м³, частицы крупностью -50+8 мм составляют выход 11,13 % от всей руды.

3. Анализ фракции плотностью 2700-2750 кг/м³. Выход этой фракции значителен и растет от 28 % до 36 %. Содержание цинка в такой фракции 2,21 % - 2,56 %, а свинца - 0,57 % - 0,62 %. Из этого можно сделать вывод, что в данной фракции наблюдается резкий скачок показателя содержания свинца и цинка. Соответственно, растет извлечение этих же компонентов в каждом классе крупности. По машинному классу крупности 50-8 мм, выход фракции плотностью 2700-2750 кг/м³ составил 33,66 % от всей руды. Среднее содержание свинца и цинка в машинном классе равно 2,02 % и 0,53 %, извлечение - 18,08 % и 20,74 % соответственно.

4. Анализ фракции плотностью 2750-2850 кг/м³. Выход данного класса наибольший и составляет 28 - 45 % в зависимости от класса крупности. Содержание свинца в суммарном классе равно 0,59%, в то время как содержание цинка в этом же классе 3,19 %. Извлечение целевых компонентов в суммарном классе: цинка - 21,12 %, свинца - 17,03 %.

5. Анализ фракции плотностью 2850-2950 кг/м³. Выход этой фракции значительно меньше - от 5,45 % до 5,96 % по классу крупности -50+2,5 мм. В тоже время, содержание цинка по всем классам крупности частиц колеблется от 7,5 % до 8,62 %, для свинца значительно меньше - 1,31 % - 1,62 %. По машинному классу крупности при данной плотности, общий выход 3,65 % от руды. Показатели содержания по цинку равно 7,89 и по свинцу - 1,50%. Показатель извлечения выходит как 7,66 % и 6,38 % соответственно. По показателям содержания и извлечения, данная фракция плотности является наиболее богатой по концентрации целевых продуктов.

6. Анализ фракции плотностью 2950 кг/ м³ и более. Данная фракция, являясь наиболее тяжелой по сравнению с другими фракциями, имеет следующие характеристики. Выход фракции растет от крупных классов к более мелким классам в пределах 2,05 % - 7,81 %. Содержание целевых продуктов в данной фракции резко повышается, для свинца - 2,55 - 3,47 % и для цинка - 10 - 16 %. Однако, содержание свинца в этой фракции по каждому классу крупности практически не изменяется, в то время как содержание цинка растет в довольно больших пределах.

Для суммарного класса крупности 50-8 мм, выход фракции находится на отметке 2,57 %. Среднее содержание цинка составляет 12,62 %, а для свинца - 2,43 %. По данным результатам можно сделать вывод, что данная фракция с плотностью от 2950 кг/ м³ и выше, не имеет большого влияния на технологические показатели обогащения всей руды и данные показатели нехарактерны для комплексных руд цветных металлов.

Фракционный анализ по диоксиду кремния и оксиду кальция был проведен по аналогичным фракциям плотности и классам крупности. Результаты анализа представлены в таблице 9 и 10.

Таблица 9 – Характер распространения диоксида кремния и оксида кальция по фракциям плотности и классам крупности

Фракции плотности, кг/м ³	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, % от				Класс, мм
	класса	руды	SiO ₂	CaO	класса		руды		
					SiO ₂	CaO	SiO ₂	CaO	
-2650	1,42	0,33	82,00	3,31	2,49	0,37	0,55	0,10	-50+20
+2650-2700	13,60	3,09	70,46	6,94	20,49	7,42	4,38	1,99	
+2700-2750	31,55	7,17	57,46	10,42	38,78	25,84	8,31	6,92	
+2750-2850	45,48	10,34	33,46	16,25	32,55	58,09	6,97	15,56	
+2850-2950	5,90	1,34	33,32	13,89	4,20	6,43	0,90	1,72	
+2950	2,05	0,47	34,10	11,46	1,49	1,85	0,32	0,50	
Итого	100,0	22,74	46,76	12,72	100,0	100,0	21,43	26,79	
-2650	2,99	0,68	86,38	2,47	5,09	0,61	1,18	0,16	-20+13
+2650-2700	12,64	2,89	78,38	11,11	19,53	11,56	4,56	2,97	
+2700-2750	36,3	8,30	59,72	9,58	42,73	28,62	9,99	7,36	
+2750-2850	38,11	8,71	34,44	15,97	25,86	50,09	6,04	12,89	
+2850-2950	5,57	1,27	36,67	11,81	4,03	5,41	0,94	1,39	
+2950	4,39	1,01	31,88	10,28	2,76	3,71	0,65	0,96	
Итого	100,0	22,86	50,73	12,15	100,0	100,0	23,36	25,73	
-2650	5,98	1,15	84,78	3,07	9,86	1,72	1,96	0,33	-13+8
+2650-2700	15,64	3,00	78,25	4,80	23,82	7,05	4,73	1,33	
+2700-2750	36,73	7,05	55,48	10,07	39,65	34,72	7,88	6,57	
+2750-2850	30,50	5,85	32,34	16,32	19,19	46,73	3,81	8,85	
+2850-2950	5,45	1,04	36,3	11,11	3,85	5,69	0,76	1,07	
+2950	5,70	1,09	32,74	7,64	3,63	4,09	0,72	0,77	
Итого	100,0	19,18	51,41	10,65	100,0	100,0	19,86	18,92	
-2650	10,83	1,22	85,76	2,78	17,72	3,06	2,11	0,31	-8+2,5
+2650-2700	18,12	2,05	75,86	5,17	26,24	9,50	3,13	0,98	
+2700-2750	28,99	3,28	53,58	10,42	29,65	30,62	3,53	3,16	
+2750-2850	28,29	3,20	32,42	15,76	17,50	45,18	2,09	4,68	
+2850-2950	5,96	0,67	37,62	10,42	4,28	6,30	0,51	0,65	
+2950	7,81	0,88	30,97	6,73	4,61	5,34	0,55	0,55	
Итого	100,0	11,3	52,37	9,87	100,0	100,0	11,92	10,33	
-2650	13,47	1,77	82,98	6,6	21,29	9,27	2,96	1,08	-2,5 +0,63
+2650-2700	20,00	2,64	77,56	4,90	29,56	10,23	4,12	1,20	
+2700-2750	28,16	3,71	49,3	11,11	26,46	32,65	3,69	3,81	
+2750	38,37	5,05	31,04	11,95	22,69	47,85	3,16	5,59	
Итого	100,0	13,17	52,49	9,58	100,0	100,0	13,93	11,68	
-2700	24,37	2,62	76,96	5,55	42,75	20,57	4,06	1,35	-0,63 +0,0
+2700-2750	31,19	3,35	47,98	11,8	34,11	55,93	3,24	3,66	
+2750	44,44	4,78	22,84	3,48	23,14	23,50	2,20	1,54	
Итого	100,0	10,75	43,86	6,58	100,0	100,0	9,50	6,55	
Руда		100,0	49,64	10,80	-	-	100,0	100,0	-50+0,0

Таблица 10 – Характер распространения диоксида кремния и оксида кальция по фракциям плотности и по машинному классу крупности

Фракции плотности, кг/м ³	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, % от				Класс крупности, мм
	класса	руды	SiO ₂	CaO	класса		руды		
					SiO ₂	CaO	SiO ₂	CaO	
-2650	3,33	2,16	84,86	2,92	5,70	0,82	3,69	0,59	-50+8
+2650-2700	13,86	8,98	75,61	7,57	21,16	8,81	13,67	6,29	
+2700-2750	34,76	22,52	57,67	10,00	40,47	29,19	26,18	20,85	
+2750-2850	38,44	24,9	33,54	16,17	26,03	52,19	16,82	37,30	
+2850-2950	5,64	3,65	35,33	12,37	4,02	5,86	2,60	4,18	
+2950	3,97	2,57	32,65	9,38	2,62	3,13	1,69	2,23	
Итого	100,0	64,78	49,54	11,91	100,0	100,0	64,65	71,44	
-2650	10,83	1,22	85,76	2,78	17,72	3,06	2,11	0,31	-8+2,5
+2650-2700	18,12	2,05	75,86	5,17	26,24	9,50	3,13	0,98	
+2700-2750	28,99	3,28	53,58	10,42	29,65	30,62	3,53	3,16	
+2750-2850	28,29	3,2	32,42	15,76	17,50	45,18	2,09	4,68	
+2850-2950	5,96	0,67	37,62	10,42	4,28	6,30	0,51	0,65	
+2950	7,81	0,88	30,97	6,73	4,61	5,34	0,55	0,55	
Итого	100,0	11,3	52,37	9,87	100,0	100,0	11,92	10,33	
-2650	13,47	1,77	82,98	6,6	21,29	9,27	2,96	1,08	-2,5 +0,63
+2650-2700	20	2,64	77,56	4,9	29,56	10,23	4,12	1,20	
+2700-2750	28,16	3,71	49,3	11,11	26,46	32,65	3,69	3,81	
+2750	38,37	5,05	31,04	11,95	22,69	47,85	3,16	5,59	
Итого	100,0	13,17	52,49	9,58	100,0	100,0	13,93	11,68	
	-	10,75	43,86	6,58	100,0	100,0	9,50	6,55	-0,63 +0,0
Руда		100,0	49,64	10,80	-	-	100,0	100,0	-50+0,0

По результатам фракционного анализа диоксида кремния и оксида кальция, отображенных в таблицах 9 и 10, были получены следующие данные:

1. Анализ фракции плотностью менее 2650 кг/м³. Данная фракция является самой легкой в данном эксперименте, имеет следующие характеристики. Выход фракции, в целом, не изменяется в зависимости от класса крупности и варьируется в небольших пределах от 82,00 до 86,38 %. Так как выход этой фракции не высок, соответственно показатель извлечения диоксида кремния будет незначителен.

2. Анализ фракции плотностью 2650 - 2700 кг/м³. Его выход был определен от значения 70% до самого высокого 78 % во всех классах, одновременно, извлечение диоксида кремния в данную фракцию равно 3,13 - 4,73 % от всей руды. Рассматривая отдельно каждый класс крупности, были получены следующие цифры. В классе -50+20 мм извлечение продукта составило 4,38 %, в меньшем классе крупностью от 20 до 13 мм извлечение ненамного выше - 4,56 %. 4,73 % извлечение в классе -13+8 мм. Далее, при уменьшении размера кусков, показатель извлечения постепенно падает. И в наименьшем классе крупностью - 0,63+0,0 мм оно равно 4,06 %.

3. Анализ фракции плотностью 2700 - 2750 кг/м³. Технологический показатель выхода данной фракции находится в пределах от 48% до 59 % по всем классам крупности.

4. Анализ фракции плотностью 2750 - 2850 кг/м³. По данной фракции, содержание диоксида кремния было определено как наименьшее – от 32,34 % до 34,44 %, соответственно, извлечение составило от 2,09 до 6,97 %.

5. Анализ содержания диоксида кремния по машинному классу крупности -50+8 мм при различных фракциях плотности. В легкой фракции плотностью от 2700 кг/м³ и менее, извлечение целевого продукта характеризуется показателем в 17,36 %. Во фракции по плотностям 2650 - 2700 кг/м³ содержание оксида кальция практически не изменяется.

Результаты проведения фракционного анализа по содержанию углерода в каждой фракции отображены в таблицах 11 и 12.

Таблица 11 – Распространение углерода в зависимости от фракции плотности и классов крупности

Фракции плотности, кг/м ³	Выход, % от		Содержание С, %	Извлечение С, % от		Класс крупности, мм
	класса	руды		класса	руды	
-2650	1,42	0,33	1,93	0,44	0,11	-50+20
+2650-2700	13,60	3,09	3,33	7,25	1,72	
+2700-2750	31,55	7,17	4,95	24,99	5,92	
+2750-2850	45,48	10,34	7,98	58,08	13,77	
+2850-2950	5,90	1,34	7,4	6,99	1,66	
+2950	2,05	0,47	6,85	2,25	0,54	
Итого	100,0	22,74	6,25	100,0	23,72	
-2650	2,99	0,68	1,43	0,76	0,16	-20+13
+2650-2700	12,64	2,89	2,3,0	5,15	1,11	
+2700-2750	36,30	8,3	4,5,0	28,87	6,24	
+2750-2850	38,11	8,71	7,75	52,19	11,26	
+2850-2950	5,57	1,27	7,20	7,10	1,53	
+2950	4,39	1,01	7,65	5,93	1,29	
Итого	100,0	22,86	5,66	100,0	21,59	
-2650	5,98	1,15	1,65	1,73	0,32	-13+8
+2650-2700	15,64	3,00	2,40	6,57	1,2	
+2700-2750	36,73	7,05	5,35	34,46	6,3	
+2750-2850	30,50	5,85	8,20	43,87	8,01	
+2850-2950	5,45	1,04	7,15	6,83	1,24	
+2950	5,70	1,09	6,55	6,54	1,19	
Итого	100,0	19,18	5,70	100,0	18,26	
-2650	10,83	1,22	1,65	3,21	0,34	-8+2,5
+2650-2700	18,12	2,05	2,68	8,73	0,92	
+2700-2750	28,99	3,28	5,40	28,15	2,96	
+2750-2850	28,29	3,20	8,10	41,20	4,32	
+2850-2950	5,96	0,67	7,10	7,61	0,79	
+2950	7,81	0,88	7,90	11,10	1,16	
Итого	100,0	11,3	5,56	100,0	10,49	

Продолжение таблицы 11

Фракции плотности, кг/м ³	Выход, % от		Содержание С, %	Извлечение С, % от		Класс крупности, мм
	класса	руды		класса	руды	
-2650	13,47	1,77	10,95	22,64	3,24	-2,5+0,63
+2650-2700	20,00	2,64	2,70	8,27	1,19	
+2700-2750	28,16	3,71	5,15	22,26	3,19	
+2750	38,37	5,05	7,95	46,83	6,7	
Итого	100,0	13,17	6,51	100,0	14,32	
-2700	24,37	2,62	2,70	10,16	1,18	-0,63+0,0
+2700-2750	31,19	3,35	6,05	29,13	3,38	
+2750	44,44	4,78	8,85	60,71	7,06	
Итого	100,0	10,75	6,48	100,00	11,62	
Руда	-	100,0	5,99	-	100,0	-50+0,0

Таблица 12 - Распространение углерода в зависимости от фракции плотности по суммарному классу крупности

Фракции плотности, кг/м ³	Выход, % от		Содержание С, %	Извлечение С, % от		Класс крупности, мм
	класса	руды		класса	руды	
-2650	3,33	2,16	1,62	0,92	0,59	-50+8
+2650-2700	13,86	8,98	2,69	6,34	4,03	
+2700-2750	34,76	22,52	4,91	29,05	18,46	
+2750-2850	38,44	24,9	7,95	51,98	33,04	
+2850-2950	5,64	3,65	7,26	6,96	4,43	
+2950	3,97	2,57	7,04	4,75	3,02	
Итого	100,0	64,78	5,88	100,0	63,57	
-2650	10,83	1,22	1,65	3,21	0,34	-8+2,5
+2650-2700	18,12	2,05	2,68	8,73	0,92	
+2700-2750	28,99	3,28	5,4	28,15	2,96	
+2750-2850	28,29	3,2	8,1	41,20	4,32	
+2850-2950	5,96	0,67	7,1	7,61	0,79	
+2950	7,81	0,88	7,9	11,10	1,16	
Итого	100,0	11,3	5,56	100,0	10,49	
-2650	13,47	1,77	10,95	22,64	3,24	-2,5+0,63
+2650-2700	20	2,64	2,7	8,27	1,19	
+2700-2750	28,16	3,71	5,15	22,26	3,19	
+2750	38,37	5,05	7,95	46,83	6,7	
Итого	100,0	13,17	6,51	100,0	14,32	
	-	10,75	6,48	100,0	11,62	-0,63+0,0
Руда		100,0	5,99	-	100,00	-50+0,0

Исходя из данных, представленных в таблицах 11 и 12, содержание и извлечение углерода в зависимости от фракции плотности и крупности каждого класса, приобретают следующие значения:

1. В легких фракциях, таких как с плотностью -2650 кг/м³ или +2650 -2700 кг/м³ содержание углерода минимально, в классе крупностью -50+20мм данный показатель составляет всего 1,42% и 13,60% соответственно. С уменьшением крупности изучаемых частиц, содержание постепенно растет и достигает

максимальных значений при крупности класса 0,63 - 0,0мм. Так, при плотности -2650 кг/м³, данное значение составляет 24,37%, при плотности 2650-2700 кг/м³ - 31,19%.

2. Концентрация углерода в тяжелых фракциях, плотностью +2950 кг/м³ и +2850-2950 кг/м³ имеют наименьшее значение и колеблется в пределах от 2,05% до 7,81%.

3. Наибольшее содержание углерода можно увидеть во фракции плотностью 2750–2850 кг/м³ в каждом классе крупности.

4. По суммарному классу крупности -50+8мм показатель содержания углерода достигает наибольшего значения при фракции +2750-2850 кг/м³, при этом содержание целевого продукта составляет 7,95%.

5. Значение извлечения при фракции плотностью 2750 кг/м³ может составить 23,08 %, а содержание - 4,11 %. Данный показатель будет максимальным.

3.3.2 Выводы по фракционному составу руды месторождения Шалкия

По итогам изучения фракционного состава руды, касательно продуктов – свинец, цинк, диоксид кремния, оксид кальция и углерод, были сделаны следующие выводы:

- в легких фракциях с плотностью -2650+2700кг/м³ по машинному классу крупности -50+8 мм, выход равен 11,14 % от всей руды. Среднее содержание свинца определено как 0,35 %, а цинка - 1,19 % с общими потерями равными 3,53 % и 4,56 % соответственно.

- во фракции с плотностью -2750кг/м³ содержание полезных компонентов несколько ниже, и равно для цинка и свинца - 2,02 % и 0,53 %. При этом, в данную фракцию извлекаются диоксид кремния содержащий кварц. Среднее извлечение диоксида кремния составило 17,36%, с содержанием кварца в нем 77,40 %.

- извлечение углерода достигает наибольшего значения при плотности фракции 2750 кг/м³ при работе с машинным классом крупности 50-8мм. Данный показатель составит 23,08 %.

В заключении, при проведении дальнейших исследований наилучшим вариантом можно принять следующие решения. Наиболее выгодная плотность разделения пробы в тяжелой суспензии, при котором потери полезных компонентов не будут превышать 10%, должна быть 2700 - 2750 кг/м³.

А также, большим преимуществом становится то, что при проведении операции предобогащения в тяжелой суспензии, происходит удаление с легкой фракции углистого вещества и углерода. Это поможет улучшить качество конечных продуктов обогащения и снизить нагрузку с операции измельчения и флотационного процесса.

4 Расчет и построение кривых обогатимости с определением индекса гравитационной обогатимости и плотности разделения классов крупности

на легкую и тяжелую фракции

4.1 Построение, анализ и расчет кривых обогатимости

Данные по фракционному составу руды дали нам информацию по распространению металлов во фракциях плотности и классах крупности. Кривые обогатимости, в свою очередь, позволят нам определить наиболее выгодный показатель выхода легких фракций при переработке различных классов крупности и для определения оптимальной плотности разделения в тяжелой суспензии для того, чтобы получить кондиционные продукты свинца и цинка с экономически выгодными показателями содержания ценных компонентов. В данной работе, кривые обогатимости построены по типу Анри-Рейнгарда, эти кривые помогают увидеть зависимость между содержанием целевого продукта и выходом, как в исходной руде, так и в продуктах обогащения. [9-11]

Данные по расчету кривых обогатимости свинца по классам крупности - 50+20, -20+13 и -13+8 мм отображены в таблицах 13 и 14, кривые обогатимости изображены на рисунках 6-9.

Таблица 13 - Расчет кривых обогатимости свинца по классам -50+20, -20+13 и -13+8 мм

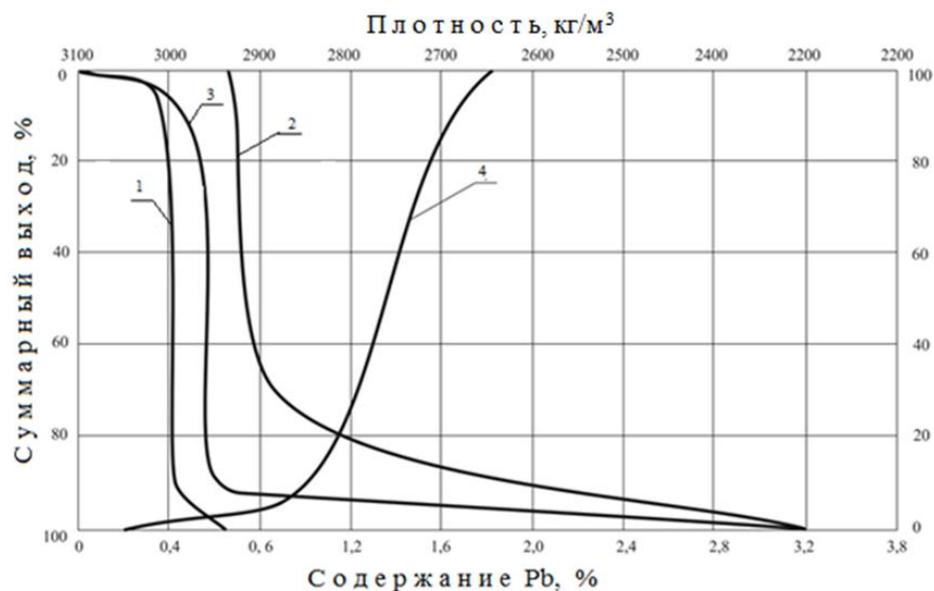
Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Содержание Рb, %	Произведение	Всплывшие фракции			Потонувшие фракции		
				выход, %	Содержание Рb, %	произведение	выход, %	содержание Рb, %	Произведение
класс -50+20 мм									
- 2650	1,42	0,24	0,34	1,42	0,24	0,34	100,0	0,65	65,46
2650 - 2700	13,60	0,41	5,57	15,02	0,39	5,91	98,58	0,66	65,12
2700 - 2750	31,55	0,59	18,61	46,57	9,52	24,53	84,98	0,70	59,55
2750 - 2850	45,48	0,55	25,01	92,05	0,54	49,54	53,43	0,77	40,93
2850 - 2950	5,90	1,62	9,95	97,95	0,61	59,50	7,95	2,00	15,92
+ 2950	2,05	2,91	5,96	100,0	0,65	65,46	2,05	2,91	5,96
Итого	100,0	0,65	65,46	-	-	-		-	-
класс -20+13 мм									
- 2650	2,99	0,17	0,50	2,99	0,17	0,50	100,0	0,69	68,70
2650 - 2700	12,64	0,34	4,29	15,63	0,30	4,80	97,01	0,70	68,19
2700 - 2750	36,30	0,62	22,50	51,93	0,53	27,31	84,37	0,75	63,89
2750 - 2850	38,11	0,63	24,00	90,04	0,57	51,32	48,07	0,86	41,39
2850 - 2950	5,57	1,52	8,46	95,61	0,63	59,78	9,96	1,75	17,38
+ 2950	4,39	2,03	8,91	100,0	0,69	68,70	4,39	2,03	8,91
Итого	100,0	0,69	68,70 3	-	-	-		-	-

Продолжение таблицы 13

Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Содержание Pb, %	Произведение	Всплывшие фракции			Потонувшие фракции		
				выход, %	содержание Pb, %	произведение	выход, %	содержание Pb, %	Произведение
класс -13+8 мм									
- 2650	5,98	0,17	1,01	5,98	0,17	1,01	100,0	0,71	71,05
2650 - 2700	15,64	0,42	6,56	21,62	0,35	7,58	94,02	0,75	70,03
2700 - 2750	36,73	0,64	23,50	58,35	0,53	31,09	78,38	0,81	63,45
2750 - 2850	30,50	0,59	18,00	88,85	0,56	49,09	41,65	0,96	39,96
2850 - 2950	5,45	1,31	7,14	94,30	0,60	56,23	11,15	1,97	21,96
+ 2950	5,70	2,60	14,82	100,0	0,71	71,05	5,70	2,60	14,82
Итого	100,0	0,71	71,05	-	-	-	-	-	-

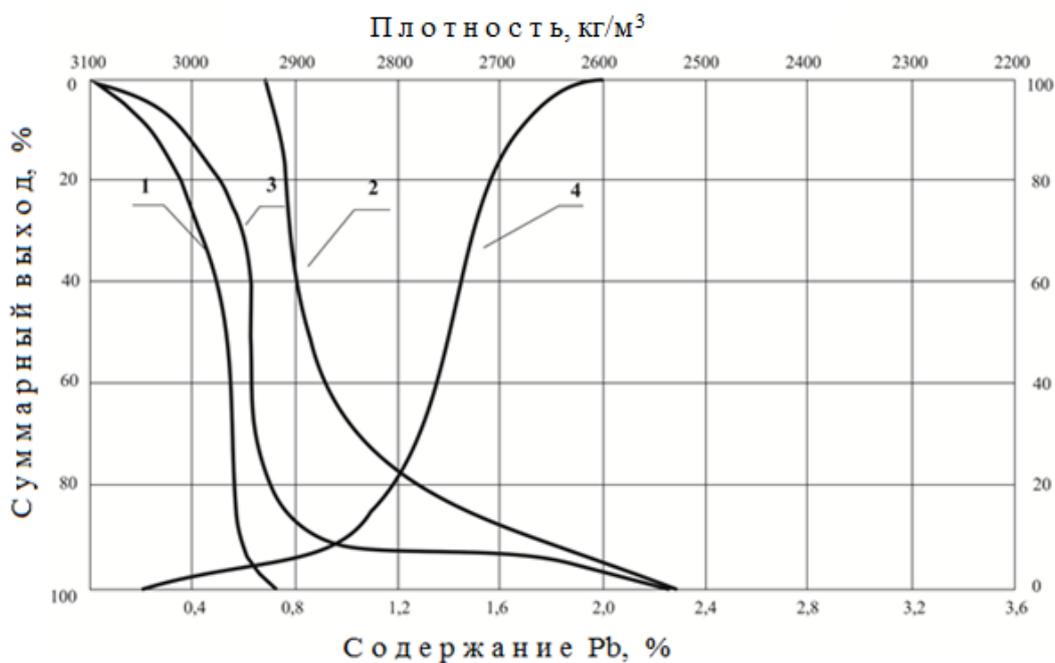
Таблица 14 – Расчет кривых обогатимости для суммарного класса -50+8 мм (по свинцу)

Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Содержание Pb, %	Произведение	Всплывшие фракции			Потонувшие фракции		
				выход, %	содержание Pb, %	Произведение	выход, %	содержание Pb, %	произведение
класс -50+8 мм									
- 2650	3,33	0,18	0,59	3,33	0,18	0,599	100,0	0,68	68,342
2650 - 2700	13,86	0,39	5,40	17,19	0,35	6,004	96,67	0,71	67,77
2700 - 2750	34,76	0,62	21,55	51,95	0,53	27,55	82,86	0,75	62,33
2750 - 2850	38,44	0,59	22,68	90,39	0,55	50,23	48,05	0,85	40,78
2850 - 2950	5,64	1,50	8,46	96,03	0,61	58,69	9,610	1,88	18,10
+ 2950	3,97	2,43	9,64	100,0	0,68	68,34	3,97	2,43	9,64
Итого	100,0	0,68	68,34	-	-	-	-	-	-



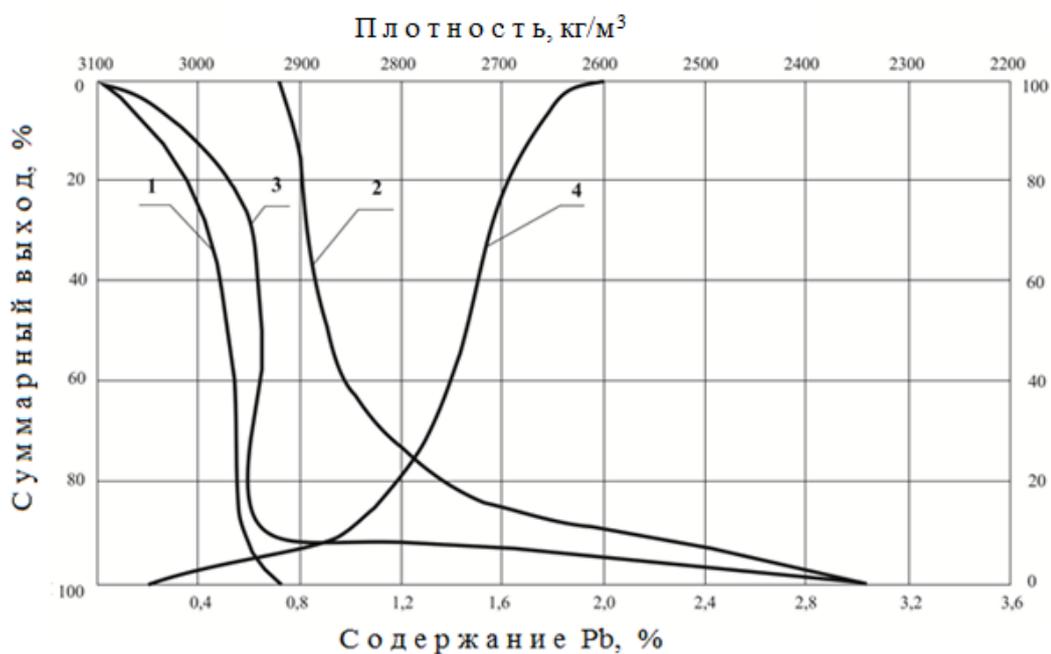
1 – всплывшая фракция; 2 – потонувшая фракция; 3 – элементарная фракция;
4 – кривая плотности

Рисунок 6 – Кривые обогатимости по свинцу класса -50+20мм



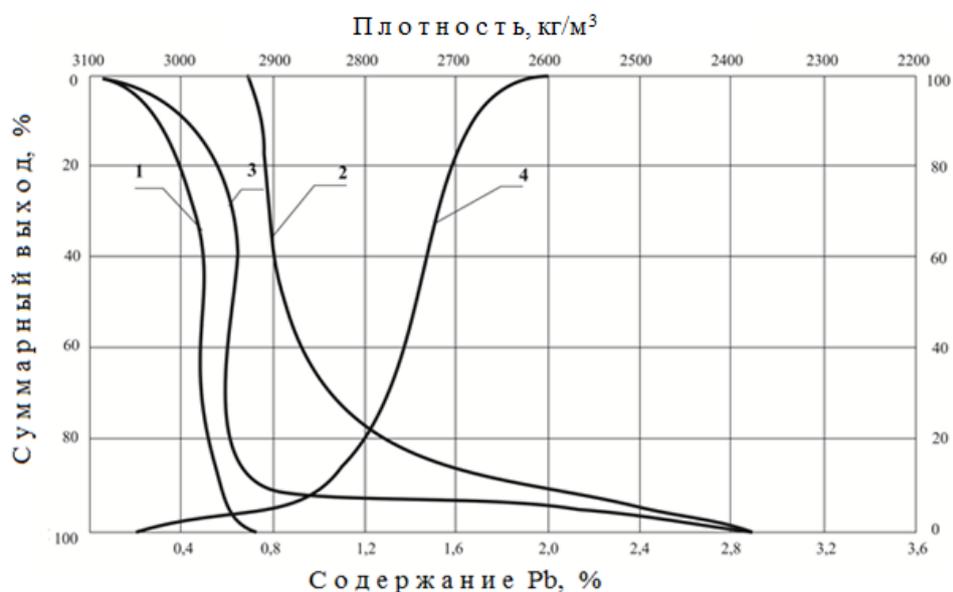
1 – всплывшая фракция; 2 – потонувшая фракция; 3 – элементарная фракция;
4 – кривая плотности

Рисунок 7 – Кривые обогатимости по свинцу класса -20+13 мм



1 – всплывшая фракция; 2 – потонувшая фракция; 3 – элементарная фракция;
4 – кривая плотности

Рисунок 8 – Кривые обогатимости по свинцу класса -13+8 мм



1 – всплывшая фракция; 2 – потонувшая фракция; 3 – элементарная фракция;
4 – кривая плотности

Рисунок 9 – Кривые обогатимости по свинцу класса -50+8 мм

Построение и расчет кривых обогатимости по цинковому продукту по классам -50+20 мм, -20+13 мм, -18+8 мм и класса -50+8 мм отображены в таблицах 15, 16, а кривые обогатимости на рисунках 10 – 13.

Таблица 15 – Расчет кривых обогатимости по цинку класса -50+20, -20+13 и -13+8 мм

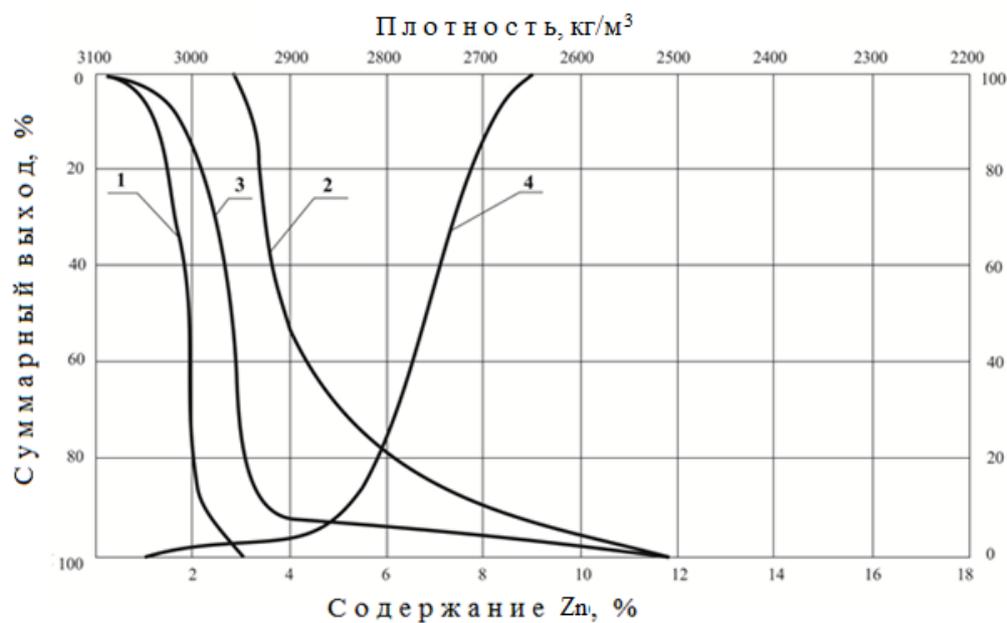
Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Содержание Zn, %	Произведение	Всплывшие фракции			Потонувшие фракции		
				выход, %	Содержание Zn, %	произведение	выход, %	содержание Zn, %	произведение
класс -50+20 мм									
- 2650	1,42	0,80	1,13	1,42	0,80	1,136	100,0	2,90	289,74
2650 - 2700	13,60	1,36	18,49	15,02	1,31	19,63	98,58	2,93	288,60
2700 - 2750	31,55	2,23	70,35	46,57	1,93	89,98	84,98	3,18	270,10
2750 - 2850	45,48	2,94	133,71	92,05	2,43	223,69	53,43	3,74	199,75
2850 - 2950	5,90	7,50	44,25	97,95	2,74	267,94	7,95	8,31	66,04
+ 2950	2,05	10,63	21,791	100,0	2,90	289,74	2,05	10,63	21,79
Итого	100,0	2,90	289,74	-	-	-	-	-	-
класс -20+13 мм									
- 2650	2,99	0,59	1,76	2,99	0,59	1,76	100,0	3,33	333,25
2650 - 2700	12,64	1,28	16,179	15,63	1,15	17,94	97,01	3,42	331,49
2700 - 2750	36,30	2,50	90,75	51,93	2,09	108,69	84,37	3,74	315,31
2750 - 2850	38,11	3,36	128,04	90,04	2,63	236,74	48,07	4,67	224,56
2850 - 2950	5,57	7,87	43,83	95,61	2,93	280,57	9,96	9,69	96,51

Продолжение таблицы 15

Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Содержание Zn, %	Произведение	Всплывшие фракции			Потонувшие фракции		
				выход, %	Содержание Zn, %	произведение	выход, %	содержание Zn, %	произведение
+ 2950	4,39	12,00	52,68	100,0	3,33	333,25	4,39	12,00	52,67
Итого	100,0	3,33	333,25	-	-	-	-	-	-
класс -13+8 мм									
- 2650	5,98	0,54	3,229	5,98	0,54	3,229	100,0	3,47	347,74
2650 - 2700	15,64	1,35	21,114	21,62	1,12	24,343	94,02	3,66	344,51
2700 - 2750	36,73	2,56	94,028	58,35	2,03	118,37	78,38	4,13	323,39
2750 - 2850	30,50	3,39	103,39	88,85	2,50	221,76	41,65	5,51	229,37
2850 - 2950	5,45	8,41	45,834	94,30	2,84	267,60	11,15	11,30	125,97
+ 2950	5,70	14,06	80,142	100,0	3,47	347,74	5,70	14,06	80,14
Итого	100,0	3,47	347,74	-	-	-	-	-	-

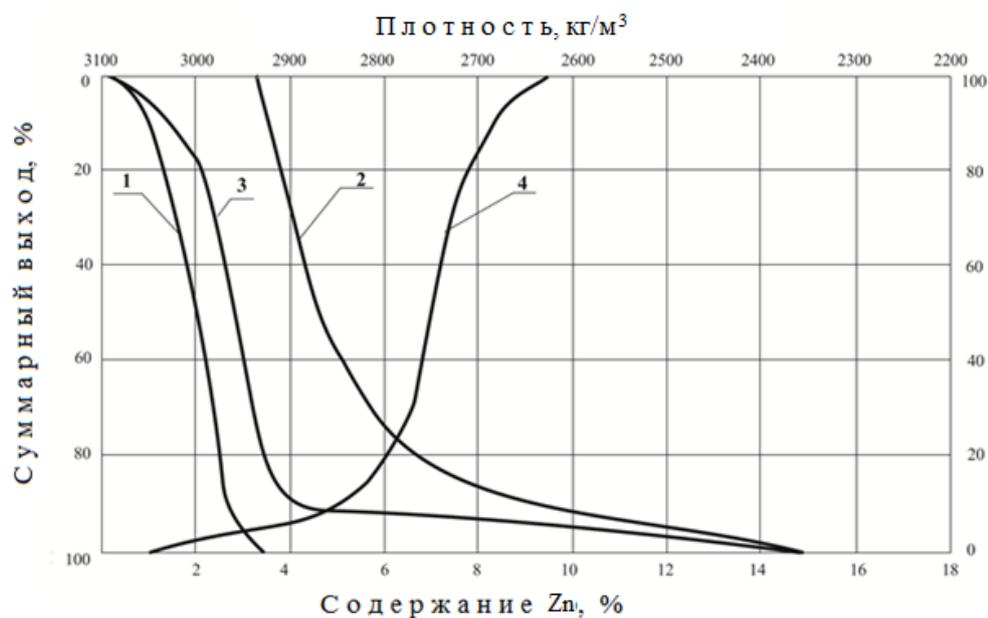
Таблица 16 – Расчет кривых обогатимости по цинку для суммарного класса 50 – 8 мм

Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Содержание Zn, %	Произведение	Всплывшие фракции			Потонувшие фракции		
				выход, %	Содержание Zn, %	произведение	выход, %	содержание Zn, %	произведение
класс -13+8 мм									
- 2650	3,33	0,60	1,99	3,33	0,60	1,99	100,0	3,22	322,02
2650 - 2700	13,86	1,33	18,43	17,19	1,19	20,43	96,67	3,31	320,02
2700 - 2750	34,76	2,43	84,46	51,95	2,02	104,89	82,81	3,64	301,59
2750 - 2850	38,44	3,19	122,52	90,39	2,52	227,42	48,05	4,52	217,12
2850 - 2950	5,64	7,89	44,50	96,03	2,83	271,92	9,61	9,84	94,60
+ 2950	3,97	12,62	50,10	100,0	3,22	322,02	3,97	12,62	50,10
Итого	100,0	3,22	322,02	-	-	-	-	-	-



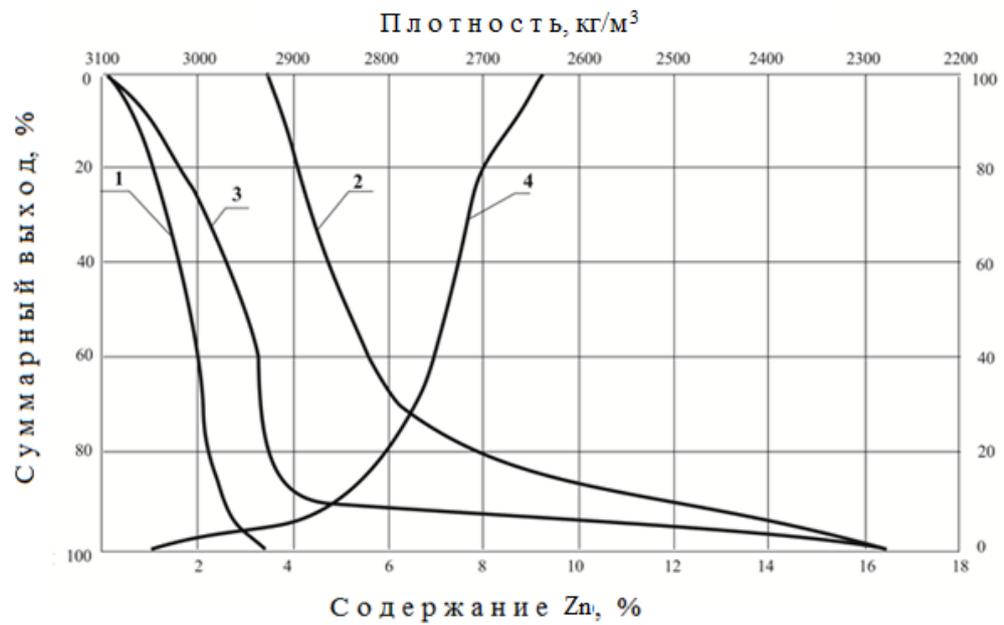
1 – всплывшая фракция; 2 – потонувшая фракция; 3 – элементарная фракция;
4 – кривая плотности

Рисунок 10 – Кривые обогатимости по цинку класса -50+20 мм



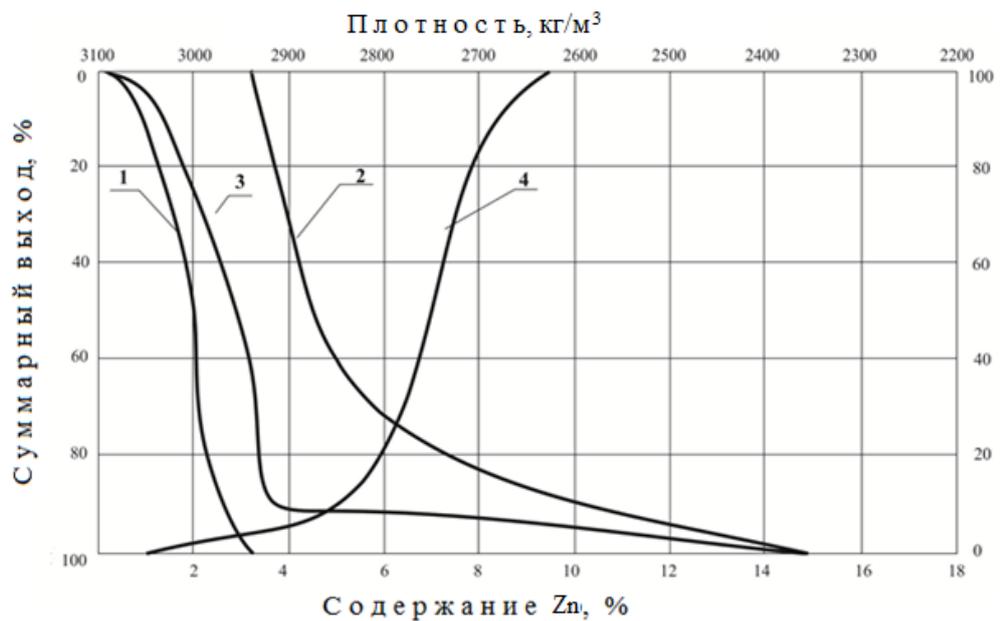
1 – всплывшая фракция; 2 – потонувшая фракция; 3 – элементарная фракция;
4 – кривая плотности

Рисунок 11 – Кривые обогатимости по цинку класса -20+13 мм



1 – всплывшая фракция; 2 – потонувшая фракция; 3 – элементарная фракция;
4 кривая плотности

Рисунок 12– Кривые обогатимости по цинку класса -13+8 мм



1 – всплывшая фракция; 2 – потонувшая фракция; 3 – элементарная фракция;
4 – кривая плотности

Рисунок 13 – Кривые обогатимости по цинку класса -50+8 мм

4.2 Определение плотности разделения классов крупности на легкую и тяжелую фракции

Из построенных кривых обогатимости можно вычислить наиболее выгодную плотность разделения для процесса предобогащения в тяжелой суспензии. В процессе предконцентрации, данная плотность позволила нам выделить в легкую фракцию потери по свинцу и цинку с минимальными технологическими показателями. Значения содержания и извлечения в зависимости от плотности тяжелой суспензии и классов крупности отображены в таблице 17.

Таблица 17 – Значения содержания и извлечения в процессе разделения по плотностям по классам крупности

Плотность разделения, кг/м ³	Выход от руды, %	Содержание, %		Извлечение от руды, %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Класс -50+20 мм					
2650	0,33	0,24	0,80	0,09	0,07
2700	3,42	0,39	1,31	1,57	1,19
2750	10,59	0,53	1,93	6,50	5,44
Класс -20+13 мм					
2650	0,68	0,17	0,59	0,13	0,11
2700	3,57	0,31	1,15	1,28	1,09
2750	11,87	0,53	2,09	7,27	6,60
Класс -13+8 мм					
2650	1,15	0,17	0,54	0,23	0,17
2700	4,15	0,35	1,13	1,71	1,25
2750	11,2	0,53	2,03	6,97	6,04
Машинный класс -50+8 мм					
2650	2,16	0,18	0,60	0,45	0,35
2700	11,14	0,35	1,19	4,56	3,53
2720	16,91	0,42	1,40	8,25	6,29
2730	19,56	0,43	1,50	9,78	7,80
2740	25,78	0,50	1,55	14,98	10,63
2750	33,66	0,53	2,02	20,74	18,08

Из информации по таблице 17, наиболее эффективной плотностью разделения можно считать - 2730 кг/м³, так, при данной плотности разделения, потери по полезным компонентам составят 9,78% по свинцу и 7,8% по цинку.

4.3 Определение индекса гравитационной обогатимости

Индекс гравитационной обогатимости является технологическим показателем, с помощью которого можно оценить обогатимость какой-либо руды, перерабатываемой гравитационными методами обогащения. В данной работе, был выполнен расчет по индексу гравитационной обогатимости для классов крупности -50+20 мм, -20+13 мм, -13+8 мм и машинного класса крупности 50-8мм. Для определения индекса обогатимости была использованы

данные по кривым обогатимости. Для расчета индекса была использована формула (1) [21, 22]:

$$I = \frac{100\gamma_l \cdot \gamma_m}{\rho_{50}(\gamma_l + \gamma_m) + 50(\gamma_l - \gamma_m)}$$

где: ρ_{50} - принятая плотность разделения, кг/м³;

γ_l и γ_m - выход в смежных фракций с плотностью, меньшей и большей плотности разделения на 100 кг/м³, %.

В таблице 18 представлены результаты по расчету индекса к вышеперечисленным классам крупности.

Таблица 18 – Результаты расчета индекса гравитационной обогатимости

Плотность разделения, кг/м ³	Индекс гравитационной обогатимости			
	Классы крупности, мм			
	-50+20	-20+13	-13+8	-50+8
2730 (по свинцу)	0,62	0,66	0,70	0,72
2730 (по цинку)	0,71	0,68	0,75	0,71

По полученным результатам был принят индекс гравитационной обогатимости 0,6-0,7. Исходя из полученного значения, руду месторождения Шалкия можно считать труднообогатимой.

4.4 Выводы по определению кривых обогатимости, индекса гравитационной обогатимости и плотности разделения суспензии

По вышеизложенным расчетам и графикам были сделаны следующие выводы:

- операция гравитационного предобогащения, позволит еще в голове всего технологического процесса удалить до 20% легкой фракции руды, при этом содержание полезных компонентов в легкой фракции не превысит и 10% от всей легкой фракции;

- учитывая труднообогатимость руды, наиболее эффективным методом предконцентрации можно принять метод предобогащения в тяжелой суспензии, так как данный метод имеет высокую точность и позволяет сохранить необходимую плотность разделения;

5 Разделение тяжелой и легкой фракции гравитационной предконцентрации суммарного класса в тяжелой суспензии

5.1 Рудоподготовка для процесса предконцентрации

Для изучения руды в процессе предобогащения, была использована проба весом 150 кг, с содержанием свинца и цинка 0,83 % и 3,77 %. Гранулометрический состав данной пробы отображен в таблице 19.

Таблица 19 – Гранулометрический состав пробы руды

Классы крупности, мм	Выход, %	
	кг	%
-50+20	72,39	48,26
-20+10	39,44	26,29
-8+2,5	11,82	7,88
-2,5+1,25	7,49	5,00
-1,25+0,63	6,27	4,18
-0,63+0,0	12,59	8,39
Итого	150,0	100,0

Из таблицы видно, что содержание машинного класса в пробе составляет около 75%.

Для проведения исследования по предварительному обогащению согласно нормам и правилам, исходная проба руды прошла процессы подготовки к обогащению. Данный процесс включает в себя операции: дробление до 50 мм, сухое грохочение по размеру 8 мм чтобы получить машинный класс -50+8мм, промывание от шламов пробы руды, операция сушки в естественных условиях. Схема рудоподготовки представлена на рисунке 13.

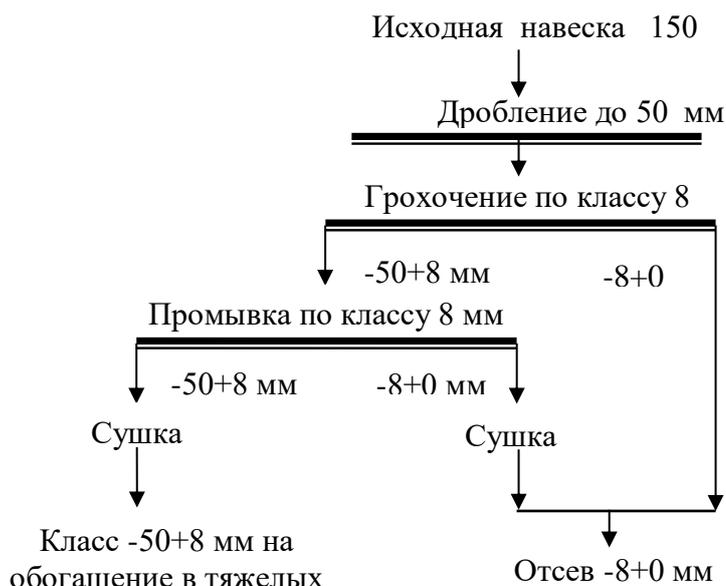


Рисунок 13 – Схема рудоподготовки пробы

После проведения операции грохочения был отсеян класс -8+0,0 мм. Результаты грохочения представлены в таблице 20.

Таблица 20 – Результаты по грохочению исходной руды

Наименование	Выход,		Содержание, %			Извлечение, %		
	кг	%	Pb	Zn	SiO ₂	Pb	Zn	SiO ₂
Класс -50+8 мм	113,2	75,45	0,82	3,66	49,79	74,27	73,17	75,99
Класс -8+0,0 мм	36,8	24,55	0,87	4,12	48,36	25,73	26,83	24,01
Руда -50+0,0 мм	150,00	100,00	0,83	3,77	49,44	100,00	100,00	100,00

Из таблицы видно, что по классу -50+8мм, извлечение свинца составило 74,27 %, цинка - 73,17 % и кварца - 75,99 %.

Выход класса -8+0,0мм составил менее 25%, с извлчением свинца, цинка и кварца - 25,73 %, 26,83 %, 24,01 % соответственно.

5.2 Процесс обогащения в тяжелой суспензии в тяжелосредном сепараторе. Создание тяжелой суспензии определенной плотности

Для создания тяжелой суспензии определенной плотности (плотность была вычислена ранее) необходимо иметь следующие начальные данные:

- ранее заданная плотность суспензии 2730 кг/см³;
- необходимый объем тяжелой суспензии 20 л;
- смесью ферросилиция (рабочей среды) - 80 % по массе плотностью 6400 кг/см³ и магнетита 20 % по массе плотностью 4900 кг/см³. Средняя плотность смеси утяжелителя составит – 6100 кг/см³.

Далее, масса сухого утяжелителя определяется по формуле (2):

$$m_y = \frac{W_c \delta_y (\Delta_c - 1000)}{\delta_y - 1000}, \text{ кг}, \quad (2)$$

где: m_y – масса сухого утяжелителя, кг;

W_c – объем суспензии, л;

δ_y – плотность утяжелителя г/см³;

Δ_c – плотность суспензии, г/см³.

Тогда, вес сухого утяжелителя составит:

$$m_y = \frac{20 * 6,1 * (2,73 - 1)}{6,1 - 1} = 41,38 \text{ кг.}$$

Для создания утяжелителя с заданной плотностью, необходимо вычислить объем воды по формуле (3):

$$W_B = W_c - \frac{m_y}{\delta_y}; \quad (3)$$

$$W_B = 20 - \frac{41,38}{6,1} = 13,21 \text{ л.}$$

Для проведения исследовательской операции по гравитационному обогащению в тяжелой суспензии в работе была использована специальная установка – был использован лабораторный колесный сепаратор с наклонным элеваторным колесом.

Ход работы: готовая суспензия, с выверенной плотностью 2730 кг/м³, с помощью насоса подавалась из бака в сепаратор. При этом, 70% суспензии подавалась в нижнюю часть ванны чтобы поддерживать утяжелитель во взвешенном состоянии, а 30% суспензии отправлялась в питание для обеспечения движения жидкости. В процессе, легкая фракция плотностью менее 2730 кг/м³ всплывала вверх, они разгружались в верхней части ванны. Тяжелая фракция, плотностью более 2730 кг/м³ оседала на дне и затем разгружалась с помощью элеваторного колеса.

Данный процесс осуществлялся по схеме, изображенной на рисунке 14.

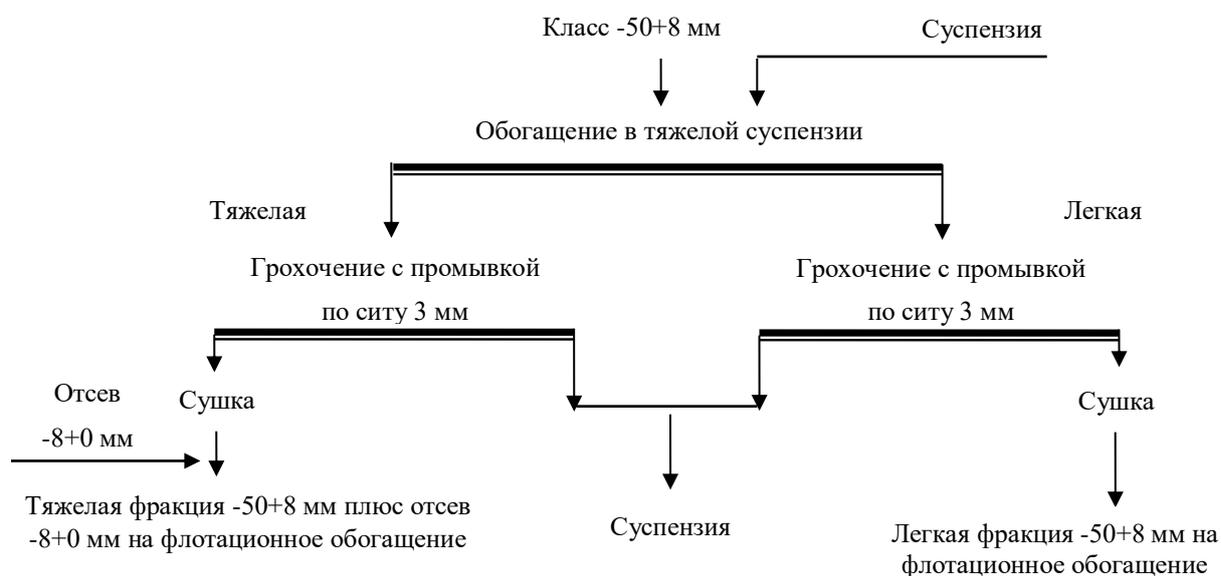


Рисунок 14 – Схема гравитационного предобогащения в тяжелой суспензии

Результаты по процессу предобогащения отображены в таблице 21.

Таблица 21 – Технологические показатели по процессу предобогащения

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	SiO ₂	Pb	Zn	SiO ₂
Легкая фракция	20,60	0,39	1,51	69,50	9,80	8,29	28,92
Тяжелая фракция	54,85	0,96	4,43	42,50	64,15	64,74	47,09
Отсев класс -8+0 мм	24,55	0,87	4,12	48,36	26,05	26,97	23,99
Тяжелая фракция объединённая с отсевом	79,40	0,93	4,33	44,31	90,20	91,71	71,08
Руда	100,00	0,82	3,75	49,50	100,00	100,00	100,00

Из таблицы видно, что выход легкой фракции менее 21%, с потерями свинца 9,80% и цинка 8,29 %. При этом, выход тяжелой фракции - 54,85 %, с извлечением свинца 64,15 %, цинка 64,74 % и кварца - 47,09 %.

После объединения тяжелой фракции с классом 8-0,0мм их выход в сумме составил 79,40 %. При этом, среднее содержание целевых компонентов: свинца - 0,93 %, цинка - 4,33 % и кварца - 44,31 %.

5.3 Выводы по процессу предконцентрации

По результатам проведенного предварительного гравитационного обогащения было проведено сравнение технологических показателей руды до и после данного процесса. Так, по машинному классу крупности -50+8мм, в исходной руде выход составил 64,78%, с содержанием свинца и цинка 0,64% и 3,08% соответственно. После проведения операции предобогащения, выход машинного класса по тяжелой фракции составил 54,85% с содержанием полезных компонентов 0,96% и 4,43% соответственно. Таким образом, происходит возрастание концентрации целевых компонентов в перерабатываемой руде с одновременным отсевом легкой фракции, не содержащей рентабельного процента свинца и цинка. При объединении тяжелой фракции с классом -8+0 мм, технологические показатели свинца и цинка достигают отметки 0,93% и 4,33% при повышении выхода объединенных фракций до 79,40%.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Краткие выводы:

1. Исследования производились на пробе руды месторождения Шалкия со средним содержанием свинца и цинка 0,75% и 3,47% соответственно. Основными минералами руды являются сфалерит, галенит и пирит. На руде, дробленной до 50 мм, был произведен ситовой анализ, по результатам которого основная часть пробы состоит из трех классов крупности -50+20 мм, -20+13 мм и -13+8 мм, их выход в сумме - 64,78 %. Суммарное содержание свинца и цинка в машинном классе крупности 0,64% и 3,08% соответственно; извлечение свинца – 55,09%, извлечение цинка – 57,48%.

2. По результатам фракционного анализа руды была принята наиболее выгодная плотность разделения в коридоре 2700 - 2750 кг/м³, при этом потери по целевым компонентам составляет не более 10%. Были построены кривые обогатимости руды для определения оптимальной плотности разделения суспензии. Была выбрана плотность 2730 кг/м³, так, при данной плотности разделения, потери по полезным компонентам составят 9,78% по свинцу и 7,8% по цинку. Был определен индекс гравитационной обогатимости, равный 0,6 – 0,7. Руда была принята как труднообогатимая.

3. Были произведены расчеты по приготовлению суспензии, масса сухого утяжелителя (смесь магнетита с ферросилицием) – 41,38кг, масса воды – 13,21л. По машинному классу крупности было проведено исследование по гравитационному предобогащению в тяжелой суспензии, в результате которого были получены три продукта: легкая фракция, тяжелая фракция, отсев класса крупностью 8-0 мм.

4. Легкая фракция после гравитационного обогащения ушла в отсев. Выход легкой фракции составил 20,60% с содержанием свинца 0,39% и его извлечением 9,80%, содержание цинка в легкой фракции составило 1,51% и извлечение – 8,29%. Тяжелая фракция после гравитационной предконцентрации получила следующие технологические показатели: выход фракции - 54,85%, содержание свинца и цинка - 0,96% и 4,43%, извлечение свинца и цинка – 64,15% и 64,74%. Тяжелая фракция была объединена с классом -8+0 мм в сумме их выход составил 79,40%, а содержание свинца - 0,93% и цинка - 4,33%.

5. По результатам исследований была разработана технологическая схема гравитационного предобогащения в тяжелой суспензии для руды месторождения Шалкия, она представлена на рисунке 13.

6. Применение процесса гравитационного предобогащения в тяжелой суспензии, позволяет еще в голове процесса удалить значительную часть пустой породы, при которой потери свинца и цинка составляют не более 10%. Удаление 20% руды (легкой фракции) сразу после процесса дробления, позволяют значительно сократить эксплуатационные расходы на процессы измельчения и флотации. А также, повысить качество конечных продуктов и уменьшить их себестоимость.

Оценка полноты решений поставленных задач. Согласно

поставленным задачам исследования, были проведены следующие работы: изучен гранулометрический и фракционный состав руды, построены кривые обогатимости, найден индекс гравитационной обогатимости, определен процесс гравитационного обогащения, рассчитаны данные для создания тяжелой суспензии, проведен эксперимент по предобогащению в тяжелой суспензии.

Разработка рекомендаций и исходных данных по конкретному использованию полученных результатов. По результатам исследований, можно прийти к выводу, что применение данной технологии возможно для руд с аналогичными характеристиками и свойствами.

Оценка технико-экономической эффективности внедрения. Эффективность внедрения данной технологии достаточно высокая, так как расходы на проведение операции предобогащения тяжелой суспензии с помощью колесного сепаратора требуют минимальных вложений и не несут больших эксплуатационных расходов.

Оценка научно-технического уровня выполненной работы. Научно-технический уровень выполнения данной работы можно оценить как высокий. Технологическая схема предварительного обогащения руды является довольно простой в исполнении и позволяет сократить дальнейшие эксплуатационные расходы по процессам переработки данной руды.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Валиев Х.Х., Романтеев Ю.П. «Металлургия свинца, цинка и сопутствующих металлов» - Алматы, 2000.
2. Студенцов В.В. Клец А. Горно-металлургический комплекс Республики Казахстан. – Алматы, 1997.
3. П.Д. Яковлев «Промышленные типы рудных месторождений» - СССР, 1986г.
4. Смирнов С.С. «Зона окисления сульфидных месторождений». – М.: АН СССР, 1951.
5. Польшкин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных металлов. – М.: Недра, 1983.
6. Абрамов А. А., Леонов С. Б. «Обогащение руд цветных металлов». – М.: Недра, 1991.
7. Абрамов, А. А. Технология переработки обогащения руд цветных металлов – М.: МГГУ, 2005. – Кн. 1.
8. Абрамов, А. А., С. Б. Леонов Обогащение руд цветных металлов. – М.: Недра, 1991.
9. Алгебраистова Н. К. Технология обогащения руд цветных металлов. – ИПК СФУ, 2009.
10. Справочник по обогащению руд. М.: – Недра, 1982. – Т. 1.
11. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. – М.:МГГУ, 2006.
12. Шохин В.Н. Гравитационные методы обогащения. – М.: Недра, 1993.
13. Берт Р.О. Технология гравитационного обогащения. – М.: Недра, 1990.
14. Абрамов, А. А. Технология переработки обогащения руд цветных металлов. – МГГУ, 2005. – Кн. 2.
15. Мокроусов В.А., Лилеев В.А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. – М.: Недра, 1979.
16. Абрамов, А. А. Обогащение руд цветных и редких металлов в странах Азии, Африки и Латинской Америки. – М.: Недра, 1991.
17. Справочник по обогащению руд. – М.: Недра, 1984.
18. Шубов Л.Я. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. – М.: Недра, 1990.
19. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. – М.: Недра, 1984.
20. Леонов С.Б., Белькова О.Н. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Интерметинжиниринг, 2001.
21. ГОСТ 4790-80. Метод фракционного анализа. – М.: Недра, 1988.

Список опубликованных работ

1. Арстанова А.А., Телков Ш.А., Мотовилов И.Ю., М.Б. Барменшинова, Изучение вещественного и гранулометрического состава руды месторождения Шалкия / Труды сатпаевских чтений // Сатпаевский чтения 2021 г. - Т. 1. – С. 879-883.

"САТПАЕВ ОҚУЛАРЫ - 2021"

СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫНЫҢ

ЕҢБЕКТЕРІ

І Том

ТРУДЫ

САТПАЕВСКИХ ЧТЕНИЙ

"САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ - 2021"

Том I

PROCEEDINGS

SATPAYEV'S READINGS

"SATPAYEV READINGS - 2021"

I volume

Алматы 2021 Almaty

Полученные данные подтверждают, что чем больше двухвалентного железа переходит в трехвалентное состояние, тем выше ОВП раствора, при этом содержание серной кислоты снижается. В этой связи требуется добавление «дополнительной» серной кислоты для ускорения процесса бактериального окисления железа.

Литература:

Турысбекова Г.С., Меретуков М.А., Бектай Е.К. «Золото: Инновации в химии и металлургии», Алматы, НАО «КазННТУ им.К.И.Сатпаева», 2015, 632 стр.

Pronk J.T., Meylenberg R., Hasey W. et.al. Oxidation of reduced inorganic sulphur compounds by acidophilic *Thiobacilli* // FEMS. Microbiological Rev. – 1990 – Vol.75 – P.292

Millero F.J., Hersley J.P. Biogenic sulfur in environments // ACS Symposium / - 1989/ - Vol.393

Геохимия урана / Бектай Е.К., Турысбекова Г.С., Алтынбек А.Д., Шидерин Б.Н. – Алматы:КазННТУ, 2020. – 417с.

Гидрометаллургия урана: Монография / Турысбекова Г.С., Бектай Е.К., Меретуков М.А., Бектаев М.Е. – Алматы:КазННТУ, 2020. – 264с.

А.Д.Алтынбек, Е.К.Бектай, Г.С.Турысбекова, Б.Н.Шидерин

Уран ерітінділеріндегі темірдің тотығу кинетикасы

Аннотация. Мақалада магистрант А.Д. Алтынбек жүргізген ғылыми-зерттеу жұмысында уран кенішінің шаймалау ерітінділеріндегі екі валентті темірдің бактериялық жолмен тотығуы туралы ақпарат берілген. Алтын, мыс, уран және басқа металдарды бактериялық жолмен шаймалау жөнінде қолжетімді технологияларға шолу жасалған. Күкірт қышқылын қосу және шаймалау ерітінділерінің бастапқы күйі жағдайында ерітінділеріндегі темірдің тотығу кинетикасы зерттелді. Зерттеулер көлемі 1 м³ болатын бірнеше өндірістік үлгідегі биореакторларда жүргізілді. Темірдің бактериялық тотығу кинетикасы ортаның рН-на тәуелділігі көрсетілген. Шаймалау ерітінділеріне қышқылдың қосылуы темірінің үш валентті күйге дейін тотығу жылдамдығын бірнеше есе арттыратындығы анықталды.

Клт сөздер. Бактериалды шаймалау, темір тотықтырғыш бактериялар, екі валентті темір, үш валентті темір, тотығу, уран, күкірт қышқылы.

A.D. Altynbek, E.K. Bektay, G.S. Turysbekova, B.N. Shiderin

Kinetics of iron oxidation in uranium solutions

Annotation. The article provides information about the research work carried out by master student A.D. Altynbek on bacterial oxidation of ferrous iron in leaching solutions of a uranium mine. The available technologies for bacterial leaching of gold, copper, uranium and other metals are reviewed. The kinetics of ferrous iron oxidation in leaching solutions under the conditions of adding sulfuric acid and the initial state of leaching solutions has been investigated. The studies were carried out on several industrial bioreactors with a volume of 1 m³. The dependence of the kinetics of bacterial iron oxidation on the pH of the medium is shown. It was found that the addition of acid to the leaching solutions multiplies the rate of ferrous iron oxidation to the trivalent state.

Keywords. Bacterial leaching, iron-oxidizing bacteria, bivalent iron, trivalent iron, oxidation, uranium, sulfuric acid.

УДК 622.7

¹А.А. Арстанова*, ¹Ш.А. Телков, ¹И.Ю. Мотовилов, ¹М.Б. Барменшинова

*Научный руководитель – Телков Ш.А., профессор, кандидат технических наук, доцент
ВАК*

*¹Satbayev University (г. Алматы, Казахстан)
arstanovaaanara29@gmail.com*

ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ШАЛКНЯ

Аннотация. В данной работе приведены результаты изучения вещественного и гранулометрического состава свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия.

В ходе данной работы был рассмотрен гранулометрический, химический и минеральный состав руды, путем проведения ситового, фазового, дифрактометрического анализов.

Минералогическим анализом установлено, что свинцово-цинковая руда представлена такими минералами как - сульфиды железа (пирит, пирротин), сфалерит и галенит. Содержание железа в пробе по результатам химического анализа находится на уровне 2,24 %, свинца - 0,8 % и цинка - 3,50 %. В незначительном количестве отмечаются окисленные минералы свинца и цинка, а также сульфиды меди. Основным минералом пустой породы является кварц со средним содержанием 49,63 %, второстепенным: оксид кальция с содержанием 10,81 %.

Ситовым анализом установлено, что в пробе руды дробленной до 50 мм основное количество цинка, свинца, диоксида кремния, оксида кальция и углерода сосредоточено в трех крупных классах крупности -50+20 мм, -20+13 мм и -13+8 мм.

Ключевые слова. Шалкия, свинец, цинк, кварц, выход, содержание, извлечение.

Месторождение Шалкия, по общим запасам руды в настоящее время является одним из важнейших источников сырья для цветной металлургии Республики Казахстан, состоящее из двух участков – Северо-Западного и Юго-Восточного, Данное месторождение представлено свинцово-цинковыми рудами. Максимальное суммарное содержание ценных компонентов составляет не более 4,5 %, где 70 – 80 % составляет цинк и 30–20 % свинец. По общему содержанию металлов Шалкинское месторождение можно отнести к категории бедных [1].

Месторождение Шалкия представлено следующими минералами: сфалерит, галенит и пирит, характеризующиеся очень тонкой вкрапленностью, от пылевидной до 0,1 мм и тесным взаимопроращением между собой, а также с вмещающими минералами пустой породы, в частности с кварцем и карбонатами.

Учитывая особенности Шалкинской руды, проба полиметаллической руды была подготовлена к проведению исследований посредством ее дробления до крупности -50+0,0 мм, а затем усреднена с использованием метода «кольца и конуса» и отбором представительных проб на изучение вещественного, гранулометрического составов и проведения технологических исследований [2,3].

Химический анализ пробы исходной руды

Химический состав пробы руды представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав проб руды месторождения «Шалкия»

Элементы, компоненты	Массовая доля, %	Элементы, компоненты	Массовая доля, %
SiO ₂	49,7	As	0,0055
Al ₂ O ₃	1,36	Pb _{total}	0,8
CaO	10,1	Zn _{total}	3,50
K ₂ O	0,58	Cu	0,0087
Na ₂ O	<1,0	Ni	0,0018
MgO	9,4	Sb	<0,0050
MnO	0,067	Cd	0,0067
P ₂ O ₅	0,044	Cr	0,0015
TiO ₂	0,048	Co	0,0007
C _{total}	5,90	Mo	0,0011
CO ₂	16,4	Ba	0,0036
C _{org}	1,41	Sn	<0,0050
Fe _{total}	2,24	Sr	0,0065
Fe _{miner}	0,1	W	<0,0050
Fe _{cyandist}	2,14	Bi	<0,0020
S _{total}	4,66	Hg	<0,0030
S _{cyandist}	<0,25	Ag, г/т	4,13

По данным таблицы 1, химический состав пробы представлен литофильными компонентами, в особенности преобладает кремнезем. Его количество составляет 49 %.

Фазовый анализ свинца и цинка

Для свинца и цинка выполнен фазовый анализ. Результаты анализа представлены в таблице 2, анализ которой позволяет сделать вывод, что свинец и цинк в руде представлены преимущественно в сульфидной форме.

Таблица 2 - Результаты фазового анализа свинца и цинка в пробе руды

Величина	Формы нахождения/массовая доля, %					
	Свинец			Цинк		
	Общее количество	Окисленная	Сульфидная	Общее количество	Окисленная	Сульфидная
Абс.	0,8	0,079	0,721	3,50	0,11	3,39
Отн.	100,0	9,85	90,15	100,0	3,24	96,76

Минеральный состав пробы исходной руды

Для определения минерального состава исходной пробы руды месторождения «Шалкия» выполнен дифрактометрический анализ, который позволяет определить состав пробы по основным минералам, доля которых в пробе более 1 %. Минеральный состав, определенный по результатам комплексного исследования проб, приведен в таблице 3.

Таблица 3 – Минеральный состав проб руды месторождения «Шалкия»

Элементы, компоненты	Массовая доля, %
Породообразующие минералы	
Кварц	46,0
Доломит	30,0
Кальцит	7,0
Мусковит	2,0
КПШ	1,0
Угlistое вещество	1,4
Рудообразующие минералы	
Сфалерит	5,3
Вторичные Zn минералы (смитсонит, виллемит)	0,2
Пирит, пирротин	5,2
Галенит	1,0
Вторичные минералы (ангелит-церрусит)	0,1

Анализ данных таблицы 3 показывает, что проба руды представлена породообразующими минералами, среди которых существенно преобладают кварц и карбонаты. Доля кварца в пробе находится на уровне 46 %. Суммарная доля карбонатов, представленных кальцитом и доломитом, составляет 35 - 37 %.

Рудная минерализация в пробах руды представлена сульфидами железа (пирит, пирротин), сфалеритом и галенитом. В незначительном количестве отмечаются окисленные минералы свинца и цинка, а также сульфиды меди.

Ситовый состав исходной руды, дробленной до 50 мм

Гранулометрический состав, полученный проведением ситового анализа, с распределением содержания цинка и свинца по классам крупности приведен в таблице 4.

Таблица 4 – Гранулометрический состав исходной руды с распределением содержания цинка и свинца по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	SiO ₂	CaO	C	Pb	Zn	SiO ₂	CaO	C

-50+20	22,74	0,58	2,81	46,71	12,79	6,25	17,55	18,41	21,4	26,91	23,73
-20+13	22,86	0,69	3,17	50,76	12,17	5,66	20,98	20,88	23,37	25,74	21,60
-13+8	19,18	0,65	3,29	51,44	10,61	5,70	16,56	18,19	19,88	18,83	18,25
-8+2,5	11,30	0,71	3,62	52,35	9,83	5,56	10,65	11,79	11,92	10,29	10,49
-2,5+1,25	7,18	0,77	3,77	52,44	9,54	6,31	7,32	7,80	7,59	6,34	7,56
-1,25+0,63	5,99	0,85	4,21	52,54	9,63	6,75	6,74	7,28	6,34	5,34	6,75
-0,63+0,315	3,11	0,86	4,62	45,53	7,46	6,44	3,53	4,14	2,85	2,15	3,34
-0,315+0,16	2,39	0,96	4,37	44,25	6,86	6,52	3,02	3,01	2,13	1,52	2,60
-0,16+0,074	1,68	1,19	6,00	43,66	6,09	6,45	2,63	2,90	1,48	0,95	1,81
-0,074+0,0	3,57	2,32	5,43	42,24	5,85	6,49	11,02	5,60	3,04	1,93	3,87
Итого	100,0	0,75	3,47	49,63	10,81	5,99	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Средневзвешенное содержание, свинца, цинка, кварца, оксида кальция и углерода по результатам ситового анализа, составило 0,75 %, 3,47 %, 49,63 %, 10,81 % и 5,99 %.

Основная часть пробы руды, дробленной до 50 мм, представлена тремя классами крупности -50+20 мм, -20+13 мм и -13+8 мм, суммарный выход которых составил 64,78 %.

Выход класса крупностью -8+0,0 мм составил 35,22 %. Выход самого тонкого класса крупностью -0,074+0,0 мм составил 3,57 %.

Анализ распределения содержания свинца по классам крупности показывает, что содержание свинца в самом крупном классе -50+20 мм составило 0,58 % и повышается до 1,19 % в мелком в классе -0,16+0,074 мм. Содержание свинца в самом тонком классе крупностью -0,074+0,0 мм возрастает до 2,32 %.

Распределение содержания диоксида кремния по классам крупности имеет неравномерный характер. В самом крупном классе крупностью -50+20 мм содержание кремния составляет 46,71 % и повышается до 52,54 % в классе -1,25+0,63 мм и далее снижается до 42,24 % в классе крупностью -0,074+0,0 мм.

Содержание оксида кальция в крупных классах крупностью -50+20 мм и -20+13 мм составило 12,79 % и 12,17 % и постепенно уменьшается с понижением крупности до 5,85 %, в классе крупностью -0,074+0,0 мм.

Содержание углерода по всем классам крупности распределяется практически равномерно и изменяется в пределах 6,25– 6,75 %, за исключением классов крупности -20+13 мм, -13+8 мм и -8+2,5 мм, где содержание углерода колеблется от 5,56 % до 5,7 %. В целом, содержание углерода в руде высокое и составляет 5,99 %.

Выводы по результатам изучения вещественного и гранулометрического состава пробы руды

Рудообразующие элементы представлены, главным образом, железом, свинцом и цинком. Доля железа в пробе находится на уровне 2,24 %. Преобладает железо в сульфидной форме. Среднее содержание свинца в пробе составило 0,8 %, а цинка - 3,50 %.

Минералы свинца и цинка в пробе представлены преимущественно в сульфидной форме:

- доля свинца в сульфидах составляет 90,15 % от общей массы элемента;
- доля цинка 96,76 % от общей массы элемента.

Рудная минерализация в пробах руды представлена сульфидами железа (пирит, пирротин), сфалеритом и галенитом.

В незначительном количестве отмечаются окисленные минералы свинца и цинка, а также сульфиды меди.

На основании результатов полученных при изучении гранулометрического состава и характера распределения основных металлов по классам крупности, можно утверждать, что основным машинным классом для предварительного гравитационного обогащения является класс крупностью -50+8 мм.

Литература

- 1 Студенцов В.В. Клец А. Вопросы теории и практики обогащения руд. / Кн. 2. Горно-металлургический комплекс Республики Казахстан // Анализ, запасы, технологии. – Алматы: Информационно-аналитический центр геологии, экологии и природных ресурсов Республики Казахстан, 1997.
- 2 Митрофанов С.И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Госгортехиздат, 1962.
- 3 Леонов С.Б., Белькова О.Н. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Ингертехинжиниринг, 2001.

¹А.А. Арстанова *, ¹Ш.А. Телков, ¹И. Ю. Мотвилев, ¹М.Б. Барменшинова

Шалкия кен орнының қорғасын-мырыш кенінің материалы мен гранулометриялық құрамын зерттеуі
Аннотация. Бұл жұмыста Шалкия кен орнының қорғасын-мырыш кенінің материалы мен гранулометриялық құрамын зерттеу нәтижелері келтірілген.

Осы жұмыс барысында елеуші, химиялық, фазалық, дифрактометриялық анализдер жүргізу арқылы кенің гранулометриялық, химиялық және минералды құрамы қарастырылды.

Бөлшектер мөлшерінің үлестірілуін және негізгі металдардың мөлшер кластары бойынша таралу сипатын зерттеу барысында алынған нәтижелерге сүйене отырып, алдын-ала ауырлық күші концентрациясы үшін -50 + 8 мм өлшемдері классы болып саналады.

Түйінді сөздер. Шалкия, қорғасын, мырыш, кварц, шығымдылығы, мазмұны, алынуы.

¹A.A. Arstanova *, ¹Sh.A. Telkov, ¹I. Yu. Motvilov, ¹M.B. Barmenshinova

The research of the material and granulometric composition of the lead-zinc ore of the Shalkiya deposit
Annotation. This research presents the results of studying the material and granulometric composition of the lead-zinc ore of the Shalkiya deposit.

In the course of this work, the granulometric, chemical and mineral composition of the ore was considered by carrying out sieve, chemical, phase, diffractometric analyzes.

Based on the results obtained in the study of the particle size distribution and the nature of the distribution of base metals by size classes, it can be argued that the main machine class for preliminary gravity concentration is the size class -50 + 8 mm.

Keywords. Shalkiya, lead, zinc, quartz, yield, content, extraction.

УДК 622.7.

А.К. Бекішев, М.Б. Барменшинова

*Научный руководитель – М.Б. Барменшинова, зав. кафедрой
«Металлургия и обогащение полезных ископаемых», к.т.н
Sathbayev University (г. Алматы, Казахстан)
bmadinab@mail.ru*

ИЗУЧЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ПРЕДСТАВИТЕЛЬНОЙ ПРОБЫ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОСМУРУН

Аннотация. В лабораторных условиях пикнометрическим методом определен удельный вес и насыпная масса медно-цинковой руды месторождения Космурун. Определена насыпная плотность руды; прочность на сжатие, крепости по шкале Протоdjяконова. Определены индексы дробления Бонда (CWi) и шарового измельчения Бонда (BW_i), абразивность (A_i) руды.

Ключевые слова: медно-цинковая руда, проба, гранулометрический состав, характеристики, дробление, измельчение.

Исследования проводились на технологической пробе массой 200 кг, с максимальной крупностью кусков 50 мм. По данным паспорта и акта отбора пробы технологическая проба характеризует сульфидный тип руды из Верхней рудной зоны месторождения Космурун. Проба представлена материалом штокверкового и массивно-колчеданного типа рудной минерализации из медных и медно-цинковых руд месторождения Космурун. Среднее