

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

УДК 622.7

На правах рукописи

Бекишев Аскар Куанышулы

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации

Исследование обогатимости и
разработка технологии обогащения
руды месторождения Космурун

Направление подготовки

7M07223 - Металлургия и обогащение
полезных ископаемых

Научный руководитель:

канд. техн. наук

 М.Б. Барменшинова

« 14 » 06 2021 г.

Рецензент:

 Т.Ю. Суркова

« 14 » 06 2021 г.

Нормоконтроль:

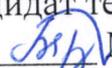
доктор PhD, сениор-лектор

 С.Б. Дюсенова

« 14 » 06 2021 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующая кафедрой МиОПИ,
кандидат технических наук

 М.Б. Барменшинова

« 14 » 06 2021 г.

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

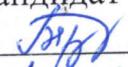
Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

7M07223 - Металлургия и обогащение полезных ископаемых

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой МиОПИ,

Кандидат технических наук

 М.Б. Барменшинова

« 1 » 02 2021 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Бекишеву Аскару Куанышулы

Тема: Исследование обогатимости и разработка технологии обогащения руды месторождения Космурун

Утверждена приказом Ректора Университета № 435-М от «03» 12.2019 г

Срок сдачи законченной диссертации «17» 06. 2021г

Исходные данные к магистерской диссертации: исследование обогатимости медно-цинковых колчеданных руд

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

- а) исследовать вещественный состав исходной руды;
- б) исследовать гранулометрический анализ с распределением Cu, Zn, Au, Ag, Fe и S по классам крупности;
- в) изучить физико-механические свойства представительной пробы руды;
- д) обосновать выбор схемы и режим флотации

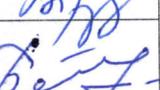
ГРАФИК

подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю и консультантам	Примечание
Введение	04.02.2021	выполнено
Аналитический обзор литературы	27.02.2021	выполнено
Методика исследований	21.03.2021	выполнено
Экспериментальная часть	07.04.2021	выполнено
Заключение	15.05.2021	выполнено

Подписи

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

Наименование раздела	Консультанты И.О.Ф (уч.степень,звание)	Дата подписания	подпись
Введение	Барменшинова М.Б. к.т.н., зав.кафедрой	04.02.2021	
Аналитический обзор литературы		27.02.2021	
Методика исследований		21.03.2021	
Экспериментальная часть		07.04.2021	
Заключение		15.05.2021	
Нормоконтролер	Дюсенова С.Б. доктор PhD, сениор-лектор	14.06.2021	

Научный руководитель _____



М.Б. Барменшинова

Задание принял к исполнению обучающийся _____



А.К. Бекишев

Дата

« » 2021 г.

АНДАТПА

Жұмыста әлемдегі және Қазақстан Республикасындағы мыс-мырыш колчедан кендерінің кен орындарын өнеркәсіптік игеру жағдайына, сондай-ақ құрамында мыс бар кендердің әртүрлі түрлерін өңдеу технологияларына талдау жасалды.

Қазіргі заманғы талдау әдістерін (гранулометриялық талдау, фракциялық талдау) пайдалана отырып, Космурун кен орнының мыс-мырыш колчедан кендерінің флотациялық байытылуы зерттелді.

Космурун кен орнының кендерін байыту және өңдеу технологиясын әзірлеу бойынша зерттеулер жүргізілді

Жүргізілген зерттеулер нәтижесінде Космурун кен орнының үздіксіз мыс-пирит кенін флотациялаудың келесі оңтайлы режимі анықталды:

- ұсақтау ірілігі 80% класс 0,074 мм-ден кем;
- ұнтақтау және флотация процесінде ортаның рН 10,5-10,7 аралығында болуы керек;
- бутил ксантогенатының шығысы 55 г/т кеннен аспауы тиіс, бұл ретте бөлшек берумен тиеледі (3 есеге дейін);
- т-66 көбіктендіргішінің Шығыны 60 г/т құрауы тиіс.

Кен байытуды зерттеу бойынша жүргізілген зерттеулердің нәтижелері негізінде үш сатылы ұсақтауды қамтитын Космурун кен орнының кендерін байытудың технологиялық схемасы жасалды. Ұсақтаудың бірінші кезеңі конустық немесе жақ ұсатқышта 250 мм-ге дейін, конустық ұсатқышта ұсақтаудың екінші кезеңі 60 мм-ге дейін және конустық ұсатқышта 12 мм-ге дейін.

Космурун кен орнының мыс-мырыш кендерін флотациялық байыту негізгі, бақылау және екі тазарту флотациясын қамтитын технологиялық схема бойынша жүзеге асырылады.

АННОТАЦИЯ

В работе выполнен анализ состояния промышленного освоения месторождений медно-цинковых колчеданных руд в мире и республике Казахстан, а также технологий переработки различных типов медьсодержащих руд.

С использованием современных методов анализа (гранулометрический анализ, фракционный анализ) исследована флотационная обогатимость медно-цинковых колчеданных руд месторождения Космурун.

Проведены исследования обогатимости и разработка технологии переработки руд месторождения космурун

В результате проведенных исследований выявлен следующий оптимальный режим флотации сплошной медно-пиритной руды месторождения Космурун:

- крупность измельчения 80 % класса менее 0,074 мм;
- рН среды в процессе измельчения и флотации должно быть в интервале 10,5-10,7;
- расход бутилового ксантогената не должен превышать 55 г/т руды, при этом загружается дробной подачей (до 3 раз);
- расход пенообразователя Т-66 должен составлять 60 г/т.

На основании результатов выполненных исследований по изучению обогатимости разработана технологическая схема обогащения руд месторождения Космурун, включающая трехстадиальное дробление. Первая стадия дробления осуществляется в конусной или щековой дробилке до крупности 250 мм, вторая стадия дробления в конусной дробилке до крупности 60 мм и третья стадия в конусной дробилке до крупности 12 мм.

Флотационное обогащение медно-цинковых руд месторождения Космурун осуществляется по технологической схеме, включающей в себя основную, контрольную и две перечистные флотации.

ABSTRACT

The paper analyzes the state of industrial development of copper-zinc pyrite ore deposits in the world and the Republic of Kazakhstan, as well as technologies for processing various types of copper-containing ores.

Using modern methods of analysis (granulometric analysis, fractional analysis), the flotation enrichability of copper-zinc pyrite ores of the Kosmurun deposit was studied.

The study of the enrichment capacity and the development of the technology for processing the ores of the kosmurun deposit were carried out

As a result of the conducted studies, the following optimal flotation mode of solid copper-pyrite ore of the Kosmurun deposit was identified:

- grinding fineness of 80 % of the class less than 0.074 mm;
- The pH of the medium during grinding and flotation should be in the range of 10.5-10.7;
- the consumption of butyl xanthogenate should not exceed 55 g / t of ore, while it is loaded with a fractional feed (up to 3 times);
- the consumption of the foaming agent T-66 should be 60 g/t.

Based on the results of the carried out studies on the study of the enrichment capacity, a technological scheme for the enrichment of the ores of the Kosmurun deposit, including three-stage crushing, was developed. The first stage of crushing is carried out in a cone or jaw crusher to a size of 250 mm, the second stage of crushing in a cone crusher to a size of 60 mm and the third stage in a cone crusher to a size of 12 mm.

Flotation enrichment of copper-zinc ores of the Kosmurun deposit is carried out according to the technological scheme, which includes the main, control and two perechistnye flotations.

СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	8
1	Анализ современного состояния технологий переработки труднообогатимых медно-цинковых руд	9
1.1	Основная информация о месторождении Космурун	11
1.1.1	Общая геологическая характеристика месторождения Космурун	11
1.1.2	Характеристика природных типов руд месторождения Космурун (по данным ГКЗ)	12
2	Объект и методы исследований	16
2.1	Подготовка проб к исследованиям (сокращение, дробление, отбор навесок)	16
2.2	Изучение вещественного состава исходной руды	18
2.2.1	Фазовый анализ меди, цинка и серы	18
2.2.2	Рациональный анализ золота	19
2.2.3	Полный химический анализ (в т.ч. As, Sn, P, Cu, Pb, Zn, Sb, Cd, Bi, SiO ₂ , Al ₂ O ₃)	20
2.2.4	Гранулометрический анализ с распределением Cu, Zn, Au, Ag, Fe и S по классам крупности	21
2.2.5	Минералогический анализ на основе современных методов исследования	24
3	Изучение физико-механических свойств представительной пробы руды	26
3.1	Определение удельного веса, насыпной массы	26
3.2	Определение прочности на сжатие, крепости по шкале Протодьяконова	28
3.3	Определение индекса дробления Бонда (CWi)	28
3.4	Определение индекса шарового измельчения Бонда (BWi)	31
3.5	Определение абразивности (Ai)	34
4	Исследования медной руды на обогатимость методом флотации	36
4.1	Обоснование выбора схемы и режима флотации	36
4.2	Замкнутый опыт флотационного обогащения исследуемой руды	42
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	44
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	45
	ПРИЛОЖЕНИЕ А. Список опубликованных работ	47

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Медно-цинковые руды отечественных месторождений в основном являются колчеданными, и относятся к наиболее трудным объектам обогащения как за счет высокой массовой доли пирита в руде, которая может достигать 85-90 %, так и тонкого неравномерного взаимопрорастания сульфидных минералов между собой и с породными минералами. Флотационный метод обогащения является основным способом переработки колчеданных медно-цинковых руд. Это позволяет утверждать, что исследования по разработке технологии обогащения руды месторождения Космурун являются актуальными, а разработка технологии ее переработки позволит получать кондиционные товарные концентраты.

Цели и задачи исследований. Цель исследований – разработка оптимальной технологической схемы флотационного обогащения руды месторождения Космурун с получением товарной продукции в виде медного концентрата.

Для достижения поставленных целей необходимо было решить следующие задачи: изучение вещественного состава исходной руды; изучение физико-механических свойств представительной пробы руды; обоснование выбора схемы и режима флотации.

Объектом исследования является материал штокверкового и массивно-колчеданного типа рудной минерализации из медных и медно-цинковых руд месторождения Космурун.

Научная новизна заключается в том, что впервые изучены физико-химические свойства, флотируемость материала пробы, отобранной из отвала медно-цинковых руд Космурун и находящегося на борту карьера "Космурун" в условиях естественного окисления под воздействием осадков и ветров, а также проверке возможности получения кондиционного медного концентрата.

Практическая значимость полученных результатов заключается в разработке экологически чистой и экономически эффективной технологии переработки руд месторождения Космурун.

1 Анализ современного состояния технологий переработки труднообогатимых медно-цинковых руд

В зависимости от минерального состава и содержания полезных компонентов медно-цинковые руды принято классифицировать на сплошные (колчеданные) сульфидные руды с содержанием сульфидных минералов 75-95 %; вкрапленные руды с содержанием сульфидных минералов 20-30 %.

Медно-цинковые руды, перерабатываемые на уральских обогатительных фабриках (Гайская, Учалинская, Сибайская), являются в основном колчеданными [1,2,3].

Все колчеданные руды отличаются разнообразной текстурой, структурой и степенью метаморфизма. Один и тот же минерал может быть представлен несколькими генерациями, отличающимися формой, размером зерен, содержанием примесей.

Наличие в руде различных сульфидов меди, а также сульфатов и оксидов меди, присутствие сфалерита, обладающего различной флотуируемостью, и флотоактивного пирита, неблагоприятное соотношение в руде меди и цинка (от 1 : 2 до 1 : 0,3) создают значительные трудности в осуществлении селективной флотации. [1,2,4,5,6,7].

При прямой селективной флотации руда измельчается до крупности 85-95 % класса минус 0,074 мм, при которой происходит раскрытие основной массы тонковкрапленных зерен халькопирита, сфалерита и пирита [1,8,9,10].

На Сибайской обогатительной фабрике перерабатываются колчеданные и вкрапленные медно-цинковые руды, отличающиеся тонкой взаимной вкрапленностью сульфидных минералов. Отделение их возможно лишь при измельчении до крупности 95-100 % класса минус 0,044 мм.

Для подавления сфалерита в мельницы подается сульфит натрия (50 г/т) и цинковый купорос (50 г/т), для депрессии пирита- известь. Медная флотация проводится в присутствии бутилового ксантогената (90...150 г/т) и пенообразователя. В цинковую флотацию для активации сфалерита подается медный купорос (400 г/т). Щелочность пульпы для депрессии пирита в основной цинковой флотации составляет 800...900 г/м³ свободной СаО и в перечистных повышается до 1300 г/м³. Цинковый концентрат с содержанием цинка до 30...40% цинка подвергается операции обезжелезивания и обезжелезнения, которая включает сгущение до 75% твердого, десорбцию ксантогената сернистым натрием и перемешивание с железным или цинковым купоросом. Медно-пиритная флотация осуществляется с подачей ксантогената (до 570 г/т).

Получаемый при этом цинковый концентрат в виде камерного продукта содержит до 52% цинка при содержании в нем меди до 0,6%. Медно-пиритный продукт присоединяется к медному концентрату, содержащему 19...20% меди. Коллективно-селективная схема флотации медно-цинковых руд применяется на Гайской и Учалинской обогатительных фабриках [1,11,5,12], где перерабатываются сплошные и вкрапленные руды в основном медно-

цинковые. На Гайской обогатительной фабрике в настоящее время перерабатываются шахтные сплошные и вкрапленные медные и медно-цинковые, а также привозные руды. На фабрике применяется четырехстадиальная схема измельчения исходной руды. После третьей стадии измельчения до крупности 70-75 % класса минус 0,074 мм проводится межстадиальная флотация, в которой извлекаются в основном вторичные сульфидные минералы меди; они флотируются также после четвертой стадии измельчения при крупности 75-78 % класса минус 0,074 мм и при небольшом расходе ксантогената (5-10 г/т). Камерный продукт медной флотации является питанием основной медно-цинковой флотации, которая проводится после перемешивания с медным купоросом (10-50 г/т). Расход ксантогената в цинковой флотации составляет 120-170 г/т. Отвальные хвосты выделяются в виде камерного продукта контрольной медно-цинковой флотации. При содержании в руде пиритной серы более 38 % хвосты являются пиритным концентратом. Грубый медно-цинковый концентрат, содержащий 3% меди и 2% цинка, после доизмельчения до крупности 92-95 % класса минус 0,074 мм трижды перечищается в известковой среде при pH=12 для депрессии пирита. После перечисток медный концентрат, в котором содержится 13 % меди и 9 % цинка, направляется на десорбцию в присутствии NaHS ина медно-пиритную флотацию. Получаемый медно-пиритный концентрат присоединяется к медному концентрату, который содержит 14% меди и 2-3 % цинка. Камерный продукт медно-пиритной флотации – цинковый концентрат, в котором содержание цинка и меди составляет 50% и 1 % соответственно.

Депрессия сфалерита проводится цинковым купоросом, который подается в медно-пиритную флотацию. Медно-цинковые руды, перерабатываемые на Учалинской фабрике относятся к труднообогатимым.

Медно-цинковые руды, перерабатываемые на обогатительных фабриках, являются в основном колчеданными. Эти руды сильно различаются по минеральному составу, характеру вкрапленности ценных минералов, содержанию меди, цинка, серы, их соотношению. Для них характерно преобладание сульфидов железа (пирита, пирротина, марказита), суммарное содержание которых может достигать 90 %. В рудах помимо халькопирита и сфалерита могут содержаться борнит, халькозин, ковеллин блеклые руды. Минералы пустой породы представлены серицитом, хлоритом, кварцем, баритом. Все колчеданные руды отличаются разнообразной текстурой, структурой и степенью метаморфизма. Один и тот же минерал может быть представлен несколькими генерациями, отличающимися формой, размером зерен, содержанием примесей.

Наличие в руде различных сульфидов меди, а также сульфатов и оксидов меди, присутствие сфалерита, обладающего различной флотируемостью, и флотоактивного пирита, неблагоприятное соотношение в руде меди и цинка (от 1:2 до 1:0,3) создают значительные трудности в осуществлении селективной флотации.

Медно-цинковые руды в зависимости от вещественного состава и особенно содержания в них сульфидной серы обогащаются по схеме прямой селективной или коллективно-селективной флотации. При прямой селективной флотации руда измельчается до крупности 85-95 % класса минус 0,074 мм, при которой происходит раскрытие основной массы тонковкрапленных зерен халькопирита, сфалерита и пирита.

На основании вышеперечисленного можно сделать следующие выводы:

1. Медно-цинковые руды являются наиболее сложным объектом для флотационного обогащения. Это связано со сложностью вещественного состава, характером вкрапленности минералов меди, цинка, пирита близостью флотационных свойств сульфидов меди, цинка и железа.

2. Основной особенностью медно-цинковых руд является их сложный минеральный состав; большинство таких руд можно отнести к колчеданным, основным вмещающим минералом которых является пирит, а сфалерит, в зависимости от его структурных особенностей и состава примесей, проявляет различную флотируемость в операциях флотационного обогащения таких руд.

3. Практика обогащения медно-цинковых руд указывает на разнообразие технологических схем их обогащения. Коллективно-селективная схема флотации медно-цинковых руд применяется на обогатительных фабриках, где перерабатываются сплошные и вкрапленные руды в основном медно-цинковые.

1.1 Основная информация о месторождении Космурун

1.1.1 Общая геологическая характеристика месторождения Космурун

Месторождение Космурун расположено в Аягузском районе Семипалатинской области в 30 км запад-северо-западнее поселка Корык, находящегося на автострате Аягуз-Караганда.

В строении месторождения участвуют андезито-дацитовые и андезитовые порфириды, их лавобрекчии, кристалло-литокластические и кристалло-витрокластические туфы, туфопесчаники, алевролиты, алевропелиты средне-верхнекарадокского возраста [13, 14]. Широко распространены субвулканические тела андезито-базальтовых и базальтовых порфиритов. Лежащий бок рудной зоны сложен крупным, возможно экструзивным телом дацитовых порфиритов. Восточная часть площади месторождения сложена породами диорит-тоналит-плагиогранитовой интрузии позднеордовикского Космурунского комплекса. Падение пород юго-западное под углом 40-80°.

Оруденение приурочено к Космурунской зоне расланцевания и трещноватости в краевой части контактовых метасоматитов Космурунского интрузивного массива. Рудная минерализация локализуется в метасоматитах кварцево-серицитовой фации и субвулканических пропилитах. Околорудные изменения – пропилитизация, березитизация, алунитизация. Руды имеют

сложный минералогический состав и представлены серноколчеданными, медно-колчеданными и колчеданно-полиметаллическими разностями с резким преобладанием последних двух типов. Наиболее распространены прожилковые, прожилково-вкрапленные, массивные, а также брекчиевидные руды. Характерно сонахождение массивных и брекчиевидных текстур. Особенностью сплошных руд является широкое развитие в них реликтовых метакolloидных, колломорфных и колломорфно-зональных структур.

Выделено пять субсогласных с вмещающими породами рудных тел линзо-пластообразной формы. Протяженность рудных тел по простиранию 52-380 м, по падению 40-646 м, мощность 1-76,6 м. Руды в основной массе колчеданно-медно-цинковые. Отношение свинца, цинка и меди в сплошных рудах 1:4:7. Основные минералы руд: пирит, халькопирит, сфалерит, галенит, блеклые руды; второстепенные – борнит, энаргит, марказит, мельниковит, золото; нерудные минералы – кварц, барит, хлорит, серицит, сидерит. Элементы-примеси – мышьяк, золото, серебро, кадмий, висмут, молибден, селен, теллур, галлий, германий, индий, таллий. Текстура массивная, брекчиевая, брекчиево-полосчатая, вкрапленная и прожилково-вкрапленная.

Зона окисления распространена до глубины 40-48 м. В ней выявлены гипергенные минералы меди, свинца, цинка и гидроксиды железа.

1.1.2 Характеристика природных типов руд месторождения Космурун (по данным ГКЗ)

На месторождении выделено три природных типа руд:

- а) первичные сульфидные;
- б) смешанные;
- в) окисленные

Первичные сульфидные руды:

Этот тип руд слагает рудные тела I, II и III, в которых заключены: 87% балансовых запасов руды, 83% меди и 51% цинка.

Первичные сульфидные руды месторождения сложены кварц-серицитовыми, кварц-серицит-хлоритовыми, серицит-хлоритовыми и хлорит-серицит-кварцевыми породами.

Основными рудными минералами, слагающими первичные сульфидные руды месторождения, являются пирит и халькопирит, в верхних горизонтах присутствует сфалерит, галенит, блеклая руда и мельниковит-пирит. Жильные минералы представлены кварцем, баритом, хлоритом, серицитом и гипсом.

Рудные и жильные минералы по времени выделения и их количественному взаимоотношению образуют сплошные и прожилково-вкрапленные руды, среди которых по содержанию меди и цинка выделяются медный и медно-цинковый минералогические типы руд. Сульфидной основой обоих типов руд является пирит.

Количественное соотношение перечисленных типов следующее: сплошные руды - 17%, в том числе медные - 5,7%, медно-цинковые - 12,3%,

прожилково-вкрапленные - 82%, в том числе медные - 65%, медно-цинковые -17%.

По вертикали разновидности сплошных руд, а также прожилково-вкрапленные медно-цинковые руды распространены до глубины 380-400 м (до горизонта +400 м). Ниже этого горизонта первичные руды представлены полностью прожилково-вкрапленным медным минералогическим типом руд.

Решающее значение среди перечисленных минералогических типов руд принадлежит прожилково-вкрапленному медному типу. От общих балансовых запасов месторождения запасы прожилково-вкрапленных медных руд составляют 65%.

Сплошные руды, в основном, распространены на северо-западном фланге месторождения, между разведочными линиями II и IIIа. Контакты их с вмещающими породами, как правило, резкие и чётко контролируются межслоевыми тектоническими нарушениями.

Основные рудные минералы, слагающие сплошные и прожилково-вкрапленные руды, образуют три последовательные минеральные ассоциации: пиритовую, пирит-халькопиритовую и халькопирит-сфалеритовую.

Смешанные руды. Смешанными рудами сложены Верхнее рудное тело и линзы I, II и III. От общих балансовых запасов месторождения запасы руды, заключенные в смешанных рудах, составляют 13 %.

Основными рудными минералами в смешанных руда являются: пирит, халькопирит, сфалерит, халькозин, ковеллин, блеклая руда, галенит, изредка встречаются смитсонит, англезит, золото самородное.

Основная масса (95 %) смешанных руд представлена сплошными рудами, которые слагают Верхнее рудное тело. Прожилково-вкрапленным и смешанными рудами сложены линзы I, II и III.

Сплошные руды, слагающие Верхнее рудное тело, по содержанию меди и цинка подразделяются на медные и медно-цинковые. Запасы медных руд от общих запасов Верхнего рудного тела составляют 64 %, а медно-цинковых – 36 %.

Основными ценными компонентами первичных сульфидных и смешанных руд месторождения являются: медь и цинк, которые сопровождаются целым рядом элементов спутников. Среди последних наиболее ценными являются: золото, серебро, селен, теллур, кадмий, молибден и сера.

Медь. Судя по данным рациональных анализов, главная масса меди до 98,6 % в сульфидных рудах содержится в первичных сульфидах (халькопирите), а в смешанных рудах до 58,8 % меди содержится во вторичных сульфидах (ковеллине и халькозине), остальная часть приходится на первичные сульфиды и только весьма незначительное количество приходится на сульфаты и окисленные соединения.

Интервалы содержания меди в рудных телах месторождения следующие: Верхнее рудное тело - 0,02-16,2 %, среднее - 4,51 %; рудное тело

I - 1,03 % - 9,5 %, среднее - 4,19%; рудное тело II - 0,02-16,05%, среднее - 3,05%; рудное тело III - 0,05-13,4%, среднее - 1,9%.

Цинк. В первичных сульфидных и смешанных рудах основная масса (96,2 - 99,5%) цинка заключена в сфалерите. Повышенные концентрации цинка (до 21,15%) распространены до глубины 350-400м.

Интервалы содержания цинка в рудных телах следующие:

Верхнее рудное тело - 0,02 - 21,15 %, среднее - 1,72 %; рудное тело I - 0,25 % - 20,0 %, среднее - 3,27%; рудное тело II - 0,05-14,37%, среднее - 0,73%; рудное тело III - 0,05-9,6 %, среднее - 0,62%.

Свинец. По падению рудных зон месторождения наиболее высокие концентрации свинца встречены до глубины 300-350м. При этом содержание его в смешанных рудах выше, чем в первичных сульфидных. Содержание свинца в смешанных рудах достигает 15,86 %, а в первичных ниже 0,5%.

Золото является одним из наиболее ценных элементов - спутников смешанных и первичных сульфидных руд месторождения. В контуре балансовых запасов, подсчитанных по смешанным рудам месторождения, содержание золота колеблется от 0,2 до 4,7 г/т, составляя в среднем 2,89г/т. В первичных сульфидных рудах содержание золота колеблется от 0,1 до 2,6 г/т, составляя, в среднем, в подсчетном контуре балансовых запасов 1,37 г/т. Установлено, что наиболее высокие концентрации золота приурочены к верхним горизонтам месторождения.

В разрезах месторождения наиболее высокие концентрации золота отмечаются в висячем боку смешанных и первичных сульфидных руд.

Основная форма выделения золота - самородная.

Серебро. В пространственном распределении ведёт себя аналогично золоту, только лишь с той разницей, что концентрации его в 10-20 раз выше, чем золота. Присутствует как в самородной форме, так и в форме соединений - сульфидах и сульфатах. В контуре балансовых запасов, в смешанных рудах, содержание серебра колеблется в пределах 1,3-132,8 г/т, составляя, в среднем, в медных рудах - 46,8 г/т, в медно - цинковых – 51,34 г/т, в первичных медных рудах среднее содержание серебра - 10,49 г/т, в медно-цинковых - 33,6 г/т.

Сплошные руды по текстурным особенностям подразделяются на следующие разновидности: массивные, брекчиевидные, полосчатые, колломорфные и пятнистые.

Руды с массивной и брекчиевидной текстурами составляют подавляющую массу Верхнего рудного тела.

Широким развитием в рудах месторождения пользуются различные проявления метаколлоидной структуры, возникшие за счет раскристаллизации тела. Очень характерными структурами являются: тонкоагрегатная, почковидная, глобулярная, радиально-лучистая и колломорфная, концентрически-зональная. Наиболее распространены тонкоагрегатная и колломорфная структуры.

Окисленные руды. Окисленные руды развиты в зоне окисления Верхнего рудного тела. Последняя (зона окисления) подразделяется на две подзоны - подзону полного окисления и подзону выщелачивания.

Подзона полного окисления к настоящему времени отработана.

Подзона выщелачивания представлена барито-опаловой и пиритовой сыпучкой; Последняя залегает в основании залежи в виде пласта мощностью 3-6 м, располагающегося непосредственно на «голове» Верхнего рудного тела. Контуры рудного тела определяются только химическими анализами проб.

Основные полезные компоненты в окисленных рудах представлены золотом и серебром. Помимо этих элементов химическими анализами установлены: свинец, барий, сера, селен, теллур, мышьяк, сурьма, молибден, висмут и таллий. Золото является основным промышленно ценным минералом зоны окисления и под микроскопом фиксируется во всех гипергенных образованиях. Форма выделения: овальная, каплевидная, плёночная выполнения микротрещин.

Золотосодержащим рудам зоны окисления свойственны массивные брекчиевидные, пористые, пятнистые текстуры.

2 Объект и методы исследований

2.1 Подготовка проб к исследованиям (сокращение, дробление, отбор навесок)

На исследования поступила технологическая проба № KSM-CZ-1-2014 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. В пробу поступил материал штокверкового и массивно-колчеданного типа рудной минерализации из медных и медно-цинковых руд месторождения Космурун. Материал пробы отобран из отвала медно-цинковых руд Космурун, сформированных в 2008 году, который находится на борту карьера "Космурун" в условиях естественного окисления под воздействием осадков и ветров.

Отбор технологической пробы произведен методом горстегового опробования. В литологическом отношении пробы представлены туфами, лапиллиевыми туфами риолитового реже дацитового состава с различными прослоями и прожилками кварца, кальцита и серецита.

Среднее содержание меди по данным паспорта составляет 3,88 %. Попутные компоненты: цинк - 0,50 %; свинец - 0,17 %; золото - 0,67 г/т; серебро - 2,92 г/т; железо - 34,80 %; оксид меди - 0,30 %.

Исходная проба руды месторождения «Космурун» подвергалась разделке, по схеме, представленной на рисунке 1.

Дробление осуществлялось в несколько стадий в дробилках до крупности –20 и -3 мм. После дробления проба перемешивалась и сокращалась в соответствии со стандартной методикой. В процессе разделки руды были отобраны представительные пробы для изучения химического, минералогического, гранулометрического составов исходной руды и пробы для определения физико-механических свойств руды. Оставшаяся часть проб предназначалась для технологических исследований.

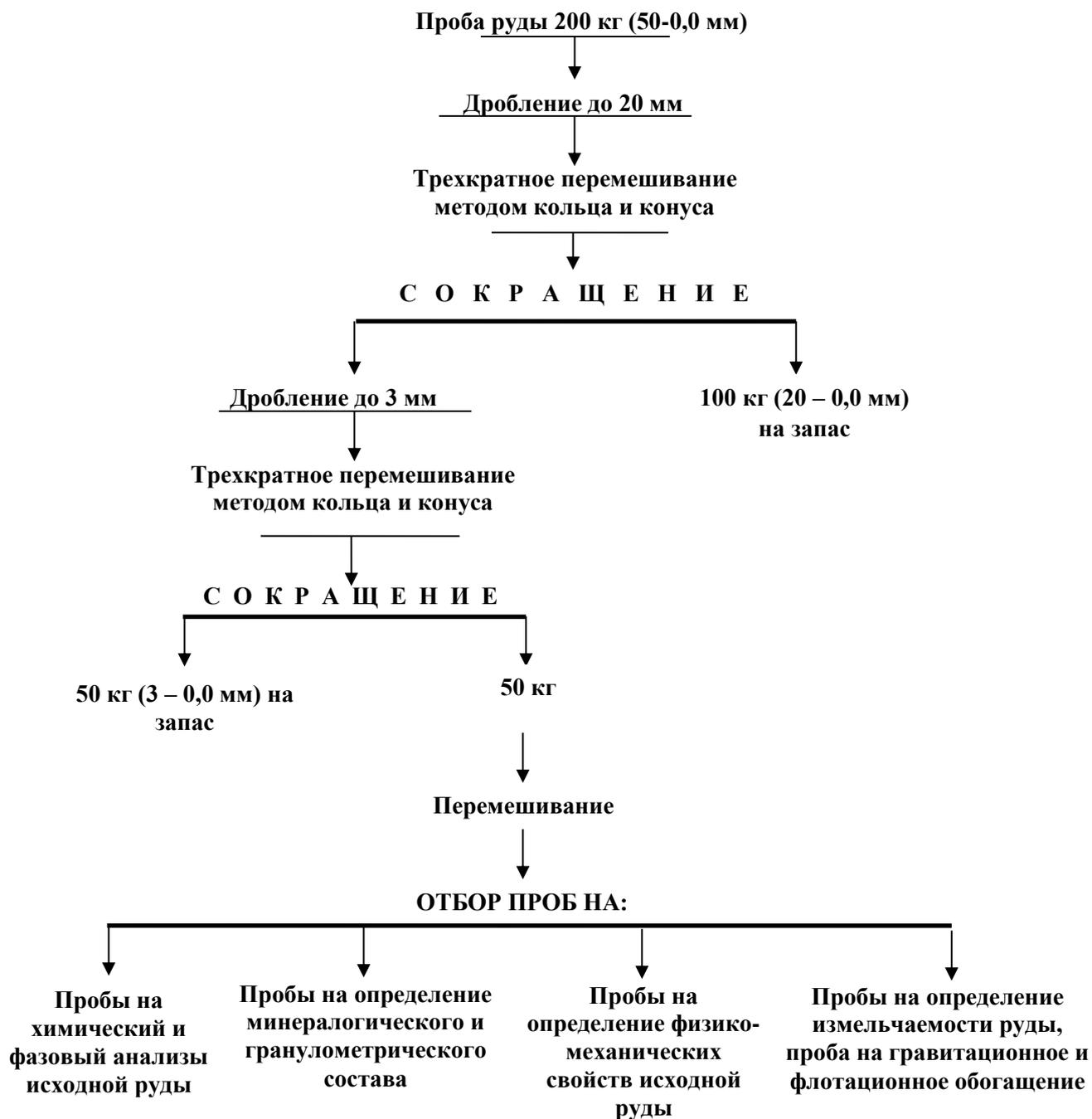


Рисунок 1 - Схема разделки пробы исходной руды

2.2 Изучение вещественного состава исходной руды

2.2.1 Фазовый анализ меди, цинка и серы

На пробе исходной руды месторождения Космурун выполнялся фазовый анализ, с целью определения форм нахождения следующих элементов: меди, цинка и серы. Результаты фазового анализа приведены в таблицах 1 – 3.

Таблица 1 - Результаты фазового анализа соединений меди в исходной руде

Фаза	Формы меди	Содержание меди, %	Распределение, %
I фаза	Сульфат меди	0,023	0,61
II фаза	Окисленные минералы меди (кроме сульфата)	0,031	0,81
III фаза	Медь вторичных сульфидов: 1. Халькозин Cu_2S 2. Ковелин CuS 3. Борнит Cu_5FeS_4	1,62	42,59
IV фаза	Медь первичных сульфидов: халькопирит $\text{Cu}_2\text{SFe}_2\text{S}$	2,13	55,99
	Итого:	3,804	100,0

Результаты таблицы 1 показывают, что основная часть соединений меди представлена первичными и вторичными сульфидами - 98,58 % (фаза III и IV), при этом большая часть медных минералов - на 55,99 % состоит из первичных сульфидов. Содержание меди в трудно флотуруемой форме в виде сульфатов и окислов составило 1,42 % (0,61 и 0,81 % фаза I и II).

Таблица 2 - Результаты фазового анализа соединений цинка в исходной руде

Фаза	Формы цинка	Содержание цинка, %	Распределение, %
I фаза	Каламин $2\text{ZnO}\cdot\text{SiO}_2\cdot\text{H}_2\text{O}$	0,088	17,32
II фаза	Смитсонит ZnCO_3	< 0,01	1,97
III фаза	Сфалерит ZnS	0,23	45,28
IV фаза	Биверит $\text{Pb}[\text{Cu}\cdot\text{Zn}](\text{Fe}\cdot\text{Al})\cdot(\text{SO}_4)_4\cdot(\text{OH})_6\cdot\text{H}_2\text{O}$	0,18	35,43
	Итого	0,508	100,0

Результаты таблицы 2 показывают, что основное количество цинка представлено сфалеритом и биверитом 80,71 % (фаза III и IV). Содержание цинка в трудно флотуруемой форме в виде карбоната (смитсонита) и каламина составило 19,29 % (17,32 и 1,97 % фаза I и II).

Таблица 3 – Результаты фазового анализа соединений серы

Фаза	Формы серы	Содержание серы, %	Распределение, %
I фаза	SO ₄	0,98	2,33
II фаза	Сульфидная сера	41,06	97,67
Итого		42,04	100,0

Результаты таблицы 3 показывают, что основное количество серы связано с сульфидами 97,67 % (фаза II). Содержание серы в виде сульфатов незначительно и составило 2,33 % (фаза I).

2.2.2 Рациональный анализ золота

Рациональный анализ золота приведен в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты фазового анализа золота

Фаза	Форма нахождения золота	Содержание, г/т	Распределение, %
I фаза	Сульфидное золото	< 0,01	0,97
II фаза	Тонко дисперсное самородное золото	< 0,01	0,97
III фаза	Видимое самородное золото	1,0	97,09
IV фаза	Золото связанное с кристаллической решеткой минерала носителя	<0,01	0,97
Итого		1,03	100,0

Результаты, представленные в таблице 4 показывают, что основная часть золота находится в свободном виде 97,09 % (III фаза), что свидетельствует о целесообразности использования гравитационных методов обогащения на стадии измельчения руды, с целью улавливания свободного золота.

2.2.3 Полный химический анализ (в т.ч. As, Sn, P, Cu, Pb, Zn, Sb, Cd, Bi, SiO₂, Al₂O₃)

Результаты химического анализа исходной руды согласно акта отбора технологической пробы №KSM-CZ-1-2014 приведены в таблице 5 (приложение 1), а результаты химического анализа исходной руды выполненные в КазНИТУ им. К.И. Сатпаева приведены в таблице 6.

Таблица 5 – Химический состав технологической пробы №KSM-CZ-1-2014

Наименование продуктов	СОДЕРЖАНИЕ %					
	Cu	Zn	Pb	Au, г/т	Ag, г/т	Fe
Исходная руда	3,88	0,50	0,17	0,67	2,92	34,80

Таблица 6 – Химический состав исходной исследуемой руды, выполненный в КазНИТУ

Наименование продуктов	СОДЕРЖАНИЕ %									
	Cu	Zn	Au, г/т	Ag, г/т	Fe	S	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	K ₂ O
Исходная руда	3,78	0,49	0,65	18,00	36,83	42,04	2,18	7,45	7,60	0,49

Из анализа данных таблиц 5-6 следует, что результаты химического анализа таблицы 6 практически соответствуют данным паспорта отбора технологической пробы, указанных в таблице 5, кроме серебра, содержание которого составило 18,0 г/т.

Спектральным анализом в пробе установлены (%): Fe₁₀ > 1, As - 0,05; Pb - 0,03; Si₁₀ > 1; Al₁₀ > 1; Co - 0,015; Na - 0,5; Ca - 0,35; Cd - 0,0035; Mn - 0,005; Zn - 0,005; Ti - 0,05; Sc - 0,0003; Cr - 0,007; V - 0,0015; Ni - 0,0015; Bi - 0,00075; Mo - 0,015.

На основании приведенных результатов фазового, химического и спектрального анализов видно, что основную ценность в исследуемой руде представляют медь (3,78 %), золото (0,65 г/т) и серебро (18,00 г/т). Основными химическими составляющими руды являются железо общее (36,83 %) и сера общая (42,04 %), за ними следуют оксиды кремния, алюминия, калия. Содержание вредной примеси - мышьяка незначительное и составляет сотые доли процента.

2.2.4 Гранулометрический анализ с распределением Cu, Zn, Au, Ag, Fe и S по классам крупности

Для определения гранулометрического состава руды использовался набор сит КСМ (ГОСТ 9758-86) с размерами отверстий, мм: 3,0, 1,25, 0,63, 0,315, 0,16, 0,074. Определение гранулометрического состава на пробе руды дробленной до крупности 3,0 мм выполнялось комбинированным методом. Комбинированный метод включает в себя, промывку дробленной руды на сите 0,074 мм, подсушку надрешетного продукта, с дальнейшим рассевом на классы крупности [13].

Результаты комбинированного ситового анализа с распределением содержаний меди, цинка, золота, серебра, железа и серы по классам крупности приведены в таблице 7.

Представленные в таблице 7 результаты комбинированного ситового анализа показали, что средневзвешенное содержание меди, цинка, золота, серебра, железа и серы в руде составило Cu – 3,97 %, Zn – 0,49 %, Au – 0,63 г/т, Ag – 17,87 г/т, Fe – 37,80 % и S – 42,71 %.

Таблица 7 – Результаты комбинированного ситового анализа исследуемой руды

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание, %						Извлечение, %					
		Cu	Zn	Au г/т	Ag г/т	Fe	S	Cu	Zn	Au	Ag	Fe	S
3,0 – 1,25	29,83	5,2	0,65	0,2	20,0	39,62	43,35	39,06	41,50	9,39	33,38	31,26	30,27
1,25 – 0,63	13,80	4,26	0,57	0,2	18,0	37,39	51,26	14,80	16,84	4,35	13,90	13,65	16,56
0,63 – 0,315	11,28	3,59	0,5	0,4	20,0	41,86	43,3	10,19	12,07	7,10	12,62	12,49	11,43
0,315 – 0,16	12,28	2,78	0,36	0,8	12,5	44,06	45,77	8,59	9,46	15,47	8,59	14,31	13,15
0,16 – 0,074	10,98	2,37	0,22	0,4	11,5	42,42	47,83	6,55	5,17	6,91	7,06	12,32	12,29
0,074 – 0,0	21,85	3,78	0,32	1,65	20,0	27,65	31,85	20,80	14,97	56,78	24,45	15,98	16,29
Итого	100,0	3,97	0,47	0,63	17,87	37,80	42,71	100,0	100,0	100,00	100,0	100,0	100,0

По результатам комбинированного отсева руды, дробленной до крупности 3,0 мм, можно отметить, что распределение содержания и извлечения: золота, серебра, меди, цинка, железа и серы, по классам крупности имеет неравномерный характер.

По меди: наиболее высокие содержания меди (по отношению к содержанию меди в руде) соответствуют классам крупности от 3,0 мм до 0,63 мм, которые составили 5,2 % – 4,26 % при содержании в руде $\text{Cu} - 3,97\%$. В остальных классах крупности содержание меди варьирует от 2,37 % до 3,78 %. Наиболее высокое извлечение меди наблюдается в классах крупностью 3,0 – 1,25 мм и 0,074 – 0,0 мм и составило 39,06 % и 20,80 % соответственно.

По цинку: наиболее высокие содержания цинка (по отношению к содержанию цинка в руде) соответствуют классам крупности от 3,0 мм до 0,315 мм, которые составили от 0,65 % до 0,50 % при содержании в руде $\text{Zn} - 0,49\%$. В остальных классах крупности содержание цинка варьирует от 0,22 % до 0,36 %. Наиболее высокое извлечение цинка наблюдается в классы крупностью 3,0 – 1,25 мм, 1,25 – 0,63 мм и 0,074 – 0,0 мм и составило 41,50 % 16,84 % и 14,97 % соответственно.

По золоту: наиболее высокие содержания золота (по отношению к содержанию золота в руде) соответствуют классам крупности 0,315 – 0,16 мм и 0,071 – 0,0 мм, которые составили 0,8 г/т и 1,65 г/т при содержании в руде $\text{Au} - 0,63\text{ г/т}$. В остальных классах крупности содержание золота варьирует от 0,2 г/т до 0,4 г/т. Наиболее высокое извлечение золота наблюдается в классы крупностью 0,315 – 0,16 мм и 0,074 – 0,0 мм и составило 15,47 % и 56,78 % соответственно.

По серебру: наиболее высокие содержания серебра (по отношению к содержанию серебра в руде) соответствуют классам крупности от 3,0 мм до 0,315 мм и 0,074 – 0,0 мм, которые составили 18 г/т - 20 г/т при содержании в руде $\text{Ag} - 17,87\text{ г/т}$. В остальных классах крупности содержание серебра варьирует от 11,5 г/т до 12,5 г/т. Наиболее высокое извлечение наблюдается в классы крупностью 3,0 – 1,25 мм и 0,074 – 0,0 мм и составило 33,38 % и 24,45 % соответственно.

По железу: наиболее высокие содержания железа (по отношению к содержанию железа в руде) соответствуют классам крупности от 3,0 мм до 0,074 мм, которые составили от 37,39 % до 44,06 % при содержании в руде $\text{Fe} - 37,80\%$. В классе крупностью 0,074 – 0,0 мм содержание железа составило 27,65 %. Наиболее высокое извлечение железа наблюдается в классы крупностью 3,0 – 1,25 мм и 0,074 – 0,0 мм и составили 31,26 % и 15,98 % соответственно.

По сере: наиболее высокие содержания серы (по отношению к содержанию серы в руде) соответствуют классам крупности от 3,0 мм до 0,74 мм, которые составили от 43,3 % до 51,26 % при содержании в руде $\text{S} - 42,71\%$, в классе крупностью 0,074 – 0,0 мм содержание серы составило

31,85 %. Наиболее высокое извлечение серы наблюдается в классы крупностью 3,0 – 1,25 мм и составило 30,27 % соответственно.

2.2.5 Минералогический анализ на основе современных методов исследования

Под биноклем был описан минеральный состав дробленной пробы исходной руды и подсчитано количество зерен анализируемой фракции (с увеличением в 24 раза). Проба представлена метасоматитом с массивной текстурой, содержащей сульфидные минералы, интенсивно пиритизирована, серитизирована и окварцована.

Полученная дробленая проба была механически обработана, продроблена, просеяна, промыта, высушена, разделена в тяжелой жидкости (бромформ) на легкую и тяжелую фракции. В тяжелой фракции с помощью постоянного магнита и электромагнита произведена магнитная сепарация и выделены: магнитная фракция, электромагнитная и немагнитная фракция. Все фракции были взвешены.

Крупный класс (диаметром от < 1,0 до 2,0 мм) с выходом 36 % представлен на 90 % пиритом, на 5-6 % - кварцитом, серицитом, кварцем. Минералы меди (халькопирит, борнит, халькозин) образуют гнезда, сростки, включения в зернах пирита, пирит в виде формы куба слагает вкрапления в обломках пород.

Был выбран класс << 0,1 мм - <1,0 мм, как наиболее представительный в количественном и в качественном отношении. При делении в тяжелой жидкости выбранного класса выяснилось, что выход легкой фракции незначителен по весу, в процентном отношении и по составу минералов (обломки кварцитов, серицита и слюдисто-кремнистых пород с включением пирита). Основную же массу класса (<< 0,1 мм - <1,0 мм) составляет тяжелая часть фракции:

1. Минералы магнитной фракции отсутствуют, как механические загрязнения отмечены железные стружки.

2. В электромагнитных фракциях – гематит – темно-буро-красный плоский.

3. Минеральный состав немагнитной фракции: пирит (97 %), халькопирит (0,40 %), халькозин (1 %), ковеллин (0,1 %), борнит (0,20 %), единичными включениями представлен сфалерит, флюорит, циркон.

Пирит – основной минерал немагнитной фракции состоит на – 97 % и представлен хорошо образованными мелкими кристаллами в форме куба и реже пентагондодекаэдра, в результате дробления и их бесформенными угловатыми обломками. Медные минералы – халькопирит, халькозин, борнит развиты в виде включений, сростков, прослоек и вкраплений в зернах пирита, свободные зерна редки. Ковеллин по всей вероятности сростается с окислами

меди (тенорит CuO) – мягкий, цвет индигово-сине-черный размеры зерен от 0,03 до < 0,1 мм.

На рисунке 2 представлен шлик медных минералов.



Рисунок 2 - Шлик мономинералов меди - халькопирит (темно-серый цвет), халькозин (серый цвет) с тонкими сростками борнита (оранжево-зеленоватый цвет), увеличение в 40 раз

3 Изучение физико-механических свойств представительной пробы руды

3.1 Определение удельного веса, насыпной массы

Определение удельного веса осуществлялось пикнометрическим методом, следующим образом [14]:

- в пикнометр наливали дистиллированную воду до метки. Температура воды составила 20 °С. Определили массу пикнометра с водой g_1 .

- пробу руды, находящуюся в воздушно-сухом состоянии, растирали пестиком в фарфоровой (агатовой) ступке и просеивали через сито с диаметром отверстий 2 мм.

- из просеянной и тщательно перемешанной руды брали навеску около 15 г и помещали в стеклянный бюкс. Руду в бюксе высушивали в термостате при температуре 100—105 °С до постоянной массы, охлаждали в эксикаторе и переводили в предварительно взвешенный пикнометр. Пикнометр с породой взвешивали на технических весах с точностью до 0,01 г. Из массы пикнометра с породой вычитали массу пикнометра и получали массу сухой руды g .

- для удаления воздуха из руды пикнометр наполняли дистиллированной водой на 0,3—0,5 его вместимости и кипятили на песчаной бане (не допуская разбрызгивания) в течение 30 мин.

- после кипячения пикнометр охлаждали в ванне с водой, доливали до метки дистиллированной воды и измеряли температуру воды, которая составила 20 °С. Уровень воды в пикнометре устанавливали строго по нижнему краю мениска. Пикнометр тщательно обтирали и взвешивали на технических весах с точностью до 0,01 г и получали массу пикнометра с водой и рудой (g_2).

- на основании полученных данных вычисляли плотность минеральной части руды ρ_m (г/см³) по формуле 1 (с точностью до 0,01):

$$\rho_m = g / (g_1 + g - g_2) \quad (1)$$

В таблице 8 приведены данные по определению удельного веса руды месторождения Космурун, результаты которой показывают, что удельный вес пробы руды месторождения Кусмурун составил 4,27 – 4,32 г/см³, среднее значение 4,30 г/см³.

Таблица 8 – Определение плотности руды месторождения Космурун

Навеска породы			Объем пикнометра, см ³	Масса пикнометра, г			Плотность минеральной части, г/см ³	Температура воды °С
Масса пустого бюкса, г	Масса бюкса с сухой рудой, г	Масса сухой руды для анализа, г		Пустого	С водой g ₁	С водой и рудой g ₂		
120,55	134,75	14,15	100	36,67	135,40	146,24	4,27	18,0
120,55	134,75	14,20	100	36,67	135,20	146,10	4,30	20,0
120,55	134,75	14,18	100	36,67	135,10	146,00	4,32	22,0

Определение насыпной плотности руды месторождения Космурун дробленной до 3 мм

Для определения насыпной плотности руды брался литровый металлический сосуд, в который через воронку наполнялся до краев дробленной рудой крупностью 3 – 0,0 мм. После наполнения сосуда рудой избыток ее осторожно срезался линейкой. Сосуд с рудой взвешивался.

Насыпная плотность определялась по формуле как отношение массы (m, г) к объему (V, см³):

$$\delta_H = \frac{m}{V},$$

Коэффициент разрыхления «μ» определялся как отношение насыпной плотности (δ_н) к плотности руды (δ_т):

$$\mu = \frac{\delta_H}{\delta_T}.$$

Результаты определений насыпной плотности руды и коэффициента разрыхления приведены в таблице 3, из анализа данных которой следует, что насыпная плотность руды месторождения Космурун, дробленной до 3,0 мм, составила 2,37 г/см³, а коэффициент разрыхления руды составил 0,55.

Таблица 3 – Определение насыпной плотности и коэффициента разрыхления

Наименование	Объем сосуда V, см ³	Масса руды пошедшей на заполнение m, г	Насыпная плотность δ _н , г/см ³	Плотность руды δ _р , г/см ³	Коэффициент разрыхления μ
Руда 3 – 0,0 мм	100	2375	2,375	4,30	0,55
Руда 3 – 0,0 мм	100	2370	2,37	4,30	0,55
Руда 3 – 0,0 мм	100	2366	2,366	4,30	0,55

3.2 Определение прочности на сжатие, крепости по шкале Протодяконова

Крепость руды месторождения Космурун определялась удельной работой дробления (метод толчения) на образование частиц крупностью минус 0,63 мм. Для этого на дно стального стакана в один слой укладывались 6 – 10 кусков руды крупностью 20 – 40 мм. На куски с высоты $h = 1$ м сбрасывали гирию массой $m = 2$ кг. Число сбрасываний $n = 3-20$ раз, объем образованной мелочи должен составлять около $V_m = 20$ % массы уложенных кусков. Опыт выполнялся 5 раз [16].

Затраченная на дробление работа определялась по формуле:

$$A = h \cdot g \cdot m \cdot n$$

где: g – ускорение свободного падения (9,8).

Удельная работа дробления определялась по формуле:

$$A_{y\partial} = A / V_m, \text{ Па}$$

Коэффициент крепости определялся по формуле:

$$f = 10^{-7} \cdot A_{y\partial}$$

Результаты определения крепости сведены в таблицу 10, из анализа результатов которой следует, что крепость руды месторождения Космурун по шкале Протодяконова составила $14,036 \cdot 10^{-7}$ Па. Данную руду можно отнести к категории средней твердости.

Таблица 4 – Определение крепости по шкале Протодяконова

№ опыта	Кол-во сбрасываний n , раз	Затраченная на дробление работа A	Объем мелочи - V_m , 0,63 мм см ³	Удельная работа дробления $A_{y\partial}$, Па	Крепость по шкале Протодяконова
1	15	294	20,85	14,1	$14,1 \cdot 10^{-7}$
2	15	294	21,0	14,0	$14,0 \cdot 10^{-7}$
3	15	294	20,65	14,23	$14,23 \cdot 10^{-7}$
4	15	294	21,15	13,90	$13,90 \cdot 10^{-7}$
5	15	294	21,07	13,95	$13,95 \cdot 10^{-7}$
Сред.	15	294	20,94	14,036	$14,036 \cdot 10^{-7}$

3.3 Определение индекса шарового измельчения Бонда (BW_i)

Дробимость руды исследовалась в лабораторной щековой дробилке 160x100 мм стандартной конструкции.

В качестве критерия дробимости был принят индекс чистой работы дробления по Бонду W_i , кВт·ч/т мкм^{0,5}.

Опыты дробления в щековой дробилке проводились при ширине выходной щели в пределах 7-8 мм в замкнутом цикле с грохотом для получения готового продукта крупностью $-10 + 0,0$ мм. Крупность исходной руды составляла $50 - 0,0$ мм [17].

Индекс чистой работы по Бонду определялся по формуле:

$$Wi = \frac{E\sqrt{F_{80}}}{10(\sqrt{\frac{F_{80}}{P_{80}}} - 1)}, \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}} \text{мкм}^{0,5}$$

где E – затраты полезной энергии на дробление 1 т исходного питания кВт·ч/т мкм^{0,5};

F₈₀, P₈₀ – размеры квадратных отверстий сит, через которые проходит 80 % исходного питания и разгрузки дробилки мкм.

В таблице 11 приведен гранулометрический состав исходной руды крупностью $50 - 0,0$ мм

Таблица 11 – Гранулометрический состав исходной руды

Класс крупности, мм	Выход классов, %	
	Частный	Суммарный по «->»
80-50	-	100
50-40	20,55	79,45
40-20	12,81	66,64
20-10	16,46	50,18
10-5	11,01	39,17
5-2,5	7,26	31,91
2,5-1,25	6,31	25,6
1,25-0,63	6,77	18,83
0,63-0,0	18,83	0
Итого	100	

Ситовая характеристика исходной руды по «минусу» крупностью $50 - 0,0$ мм представлена на рисунке 3.

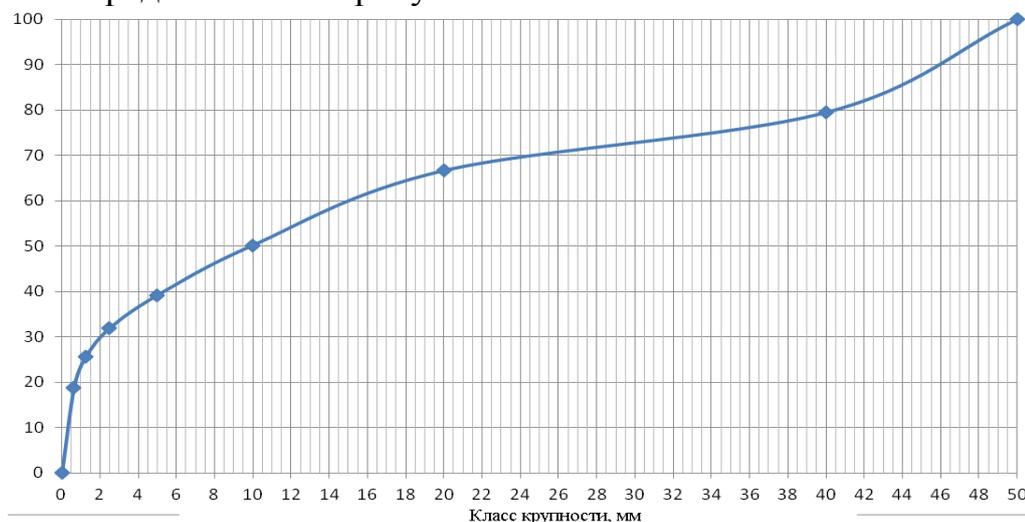


Рисунок 3 - Ситовая характеристика исходной руды

Согласно графику ситовой характеристики руды крупностью 50–0,0 мм, ячейка через которое проходит 80 % исходного питания соответствует $F_{80} = 40,5$ мм или 40500 мкм.

В таблице 12 приведен гранулометрический состав дробленой руды крупностью 10 – 0,0 мм

Таблица 12 – Гранулометрический состав дробленой руды

Класс крупности, мм	Выход классов, %	
	Частный	Суммарный по «->»
20-10	-	100
10-5	31,60	68,4
5-2,5	16,96	51,44
2,-1,25	9,71	41,73
1,25-0,63	8,40	33,33
0,63-0,315	7,00	26,33
0,315-0,16	8,00	18,33
0,16-0,0	18,33	0
Итого	100	

Ситовая характеристика дробленой руды по «минусу» крупностью 10 – 0,0 мм представлена на рисунке 4

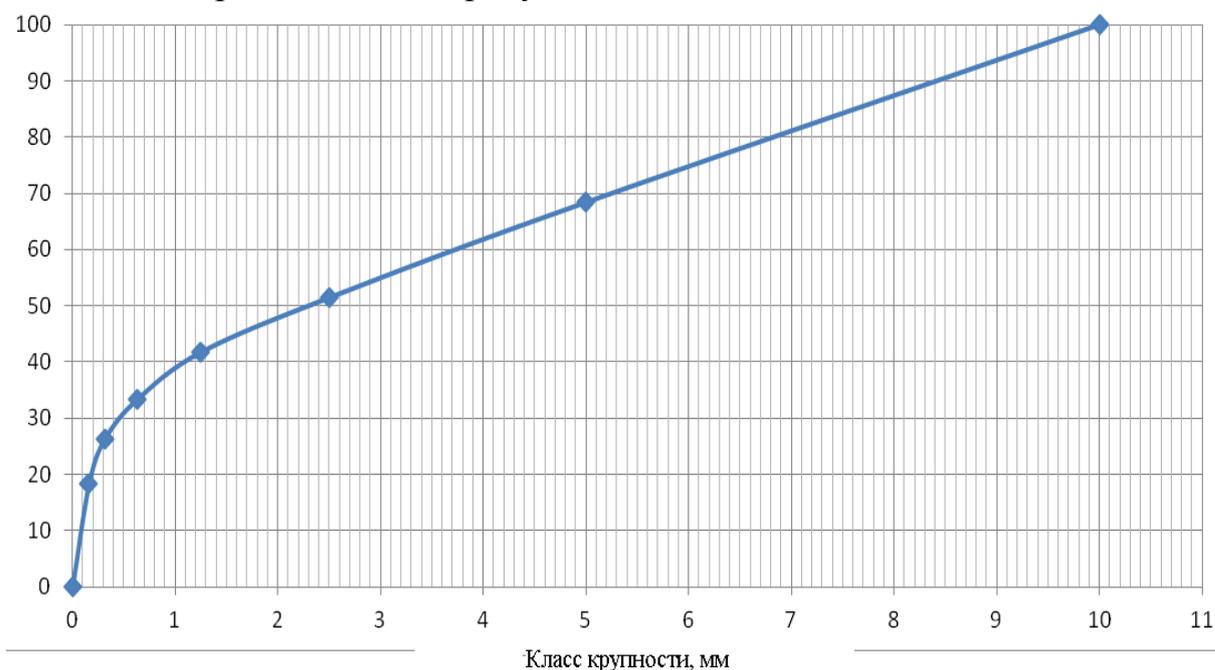


Рисунок 4 - Ситовая характеристика дробленной руды

Согласно графику ситовой характеристики руды крупностью 10 – 0,0 мм, ячейка через которое проходит 80 % исходного питания соответствует $P_{80} = 6,5$ мм или 6800 мкм.

Затраты полезной энергии на дробление 1 т руды составили 1,528 кВт.

Расчитываем индекс дробления по Бонду:

$$Wi = \frac{1,528\sqrt{40500}}{10\left(\sqrt{\frac{40500}{P_{80}6800}} - 1\right)} = 21,35 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}} \text{мкм}^{0,5}$$

Индекс чистой работы дробления по Бонду для медно-цинковой руды месторождения Кусмурун равен $21,35 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}} \text{мкм}^{0,5}$.

3.4 Определение индекса шарового измельчения Бонда (BW_i)

По гранулометрическому составу готовых продуктов и исходной руды графическим способом определялись 80 %-ная крупность продуктов и рассчитывался «индекс чистой работы W_i» для шарового измельчения по эмпирической формуле [16]:

$$Wi = 1,1 \times 44,5 / ((d)^{0,23} \times (G) \times \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}\right))$$

где: d – размер ячейки сита, на котором проводилось выделение готового продукта, мкм;

G - количество вновь образованного продукта «минус А» за один оборот барабана, грамм/оборот;

F и P – 80 %-ная крупность исходного и готового продуктов, мкм.

1. Подготовка проб исследуемой руды осуществлялась дроблением руды до крупности 100 % минус 3,0 мм. Для каждого цикла измельчения до требуемой крупности использовалось навеска весом 10 кг.

2. Определение гранулометрического состава мелкодробленой руды проводилось на стандартном наборе сит (2,5 мм, 1,25 мм, 0,63 мм, 0,315 мм, 0,15 мм, 0,10 мм, 0,074 мм и 0,044 мм). Содержания классов приведены в таблице 13.

Таблица 13 – Гранулометрический состав руды дробленной до 2,5 мм

Класс крупности, мм	Масса класса, г	Выход класса, %
+2,5 мм	694	6,94
-2,5 +1,25 мм	2252	22,52
-1,25 +0,630 мм	1352	13,52
-0,630 +0,315 мм	1092	10,92
-0,315 +0,160 мм	1240	12,40
-0,160 +0,100 мм	654	6,54
-0,100 +0,074 мм	474	4,74
-0,074 +0,044 мм	604	6,04
-0,044 мм	1640	16,40
ИТОГО	10000	100,00

Ситовая характеристика крупности исходной руды по «минусу» представлена на рисунке 5.

По графику 80 %-ная крупность исходного продукта составляет $F_{80} = 1760$ мкм.

Содержание готового класса (β) соответствует «контрольному» сити с ячейкой 0,160 мм.

$$\beta_{0,160} = 0,337 \text{ д.е.}$$

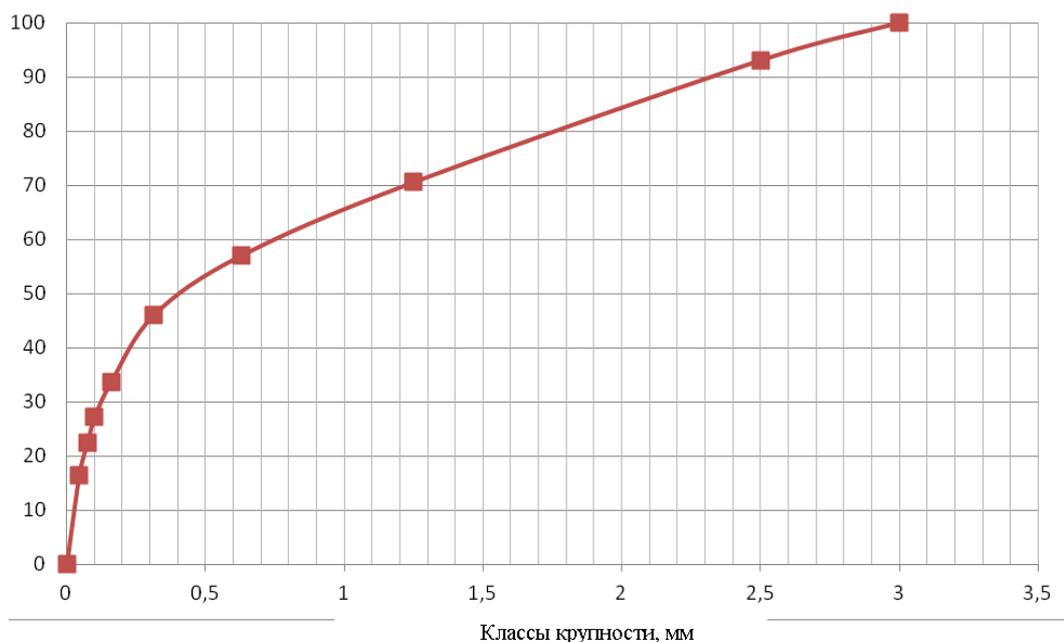


Рисунок 5 - Ситовая характеристика исходной руды

3. Средний вес руды, упакованной встряхиванием мерного цилиндра объемом 1000 см^3 , после трех измерений составил 2370 г, что соответствует насыпному весу (δ_n) $2,37 \text{ г/см}^3$.

Таблица 14 – Расчетная таблица параметров измельчения

1	1) продолжительность измельчения, оборотов	100
	2) количество подрешетного продукта на сите 0,150 мм после отсева, г	797,909
	3) количество вновь образованного продукта, г	238,83
	4) производительность мельницы по готовому продукту, г/об.	2,39
2	1) продолжительность измельчения, оборотов	86
	2) количество добавленной исходной руды	797,909
	3) количество подрешетного продукта на сите 0,150 мм после отсева, г	599,334
	4) количество вновь образованного продукта, г	330,439
	5) производительность мельницы по готовому продукту, г/об.	3,84

3	1) продолжительность измельчения, оборотов	71
	2) количество добавленной исходной руды	599,334
	3) количество подрешетного продукта на сите 0,150 мм после отсева, г	505,462
	4) количество вновь образованного продукта, г	303,487
	5) производительность мельницы по готовому продукту, г/об.	4,27
4	1) продолжительность измельчения, оборотов	71
	2) количество добавленной исходной руды	505,462
	3) количество подрешетного продукта на сите 0,150 мм после отсева, г	496,436
	4) количество вновь образованного продукта, г	326,095
	5) производительность мельницы по готовому продукту, г/об.	4,59
5	1) продолжительность измельчения, оборотов	67
	2) количество добавленной исходной руды	496,436
	3) количество подрешетного продукта на сите 0,150 мм после отсева, г	478,384
	4) количество вновь образованного продукта, г	311,085
	5) производительность мельницы по готовому продукту, г/об.	4,64
6	1) продолжительность измельчения, оборотов	67
	2) количество добавленной исходной руды	478,384
	3) количество подрешетного продукта на сите 0,150 мм после отсева, г	445,89
	4) количество вновь образованного продукта, г	284,675
	5) производительность мельницы по готовому продукту, г/об.	4,25
7	1) продолжительность измельчения, оборотов	76
	2) количество добавленной исходной руды	445,89
	3) количество подрешетного продукта на сите 0,150 мм после отсева, г	463,942
	4) количество вновь образованного продукта, г	313,677
	5) производительность мельницы по готовому продукту, г/об.	4,13

4. Вес исходной навески для всех опытов составил:

$$P_{\text{исх.}} = 700 * \delta_{\text{н.}} = 700 * 2,37 = 1659 \text{ г.}$$

5. Периоды измельчения представлены в таблице 14.

Цикл замкнулся после пятого опыта. Средняя производительность по готовому продукту, по результатам опытов 5-7 составляет 4,34 г/оборот.

6. Рассев последней измельченной навески на наборе сит представлен в таблице 15.

Таблица 15 – Гранулометрический состав готового продукта

Класс крупности, мм	Выход классов, %	
	Частный	Суммарный
+0,1	32,68	32,68
+0,071	17,51	50,19
+0,063	5,06	55,25
+0,044	10,12	65,37
+0,0	34,63	100,00
Итого	100	

Ситовая характеристика крупности измельченного продукта по «минусу» представлен на рисунке 6.

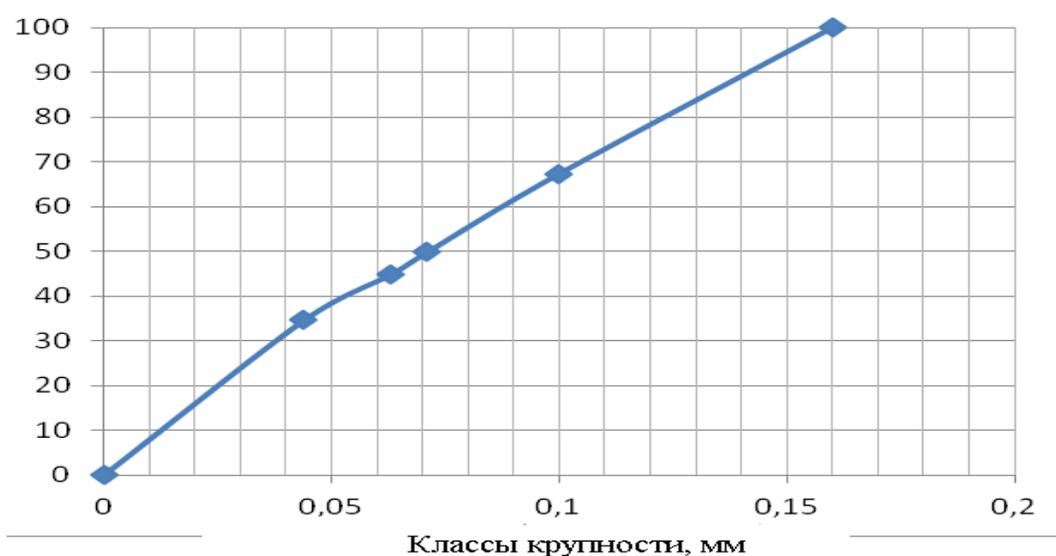


Рисунок 6 - Ситовая характеристика измельченного продукта

По графику 80 %-ная крупность готового продукта $P_{80} = 118$ мкм.

10. Рассчитываем индекс «чистой работы W_i » по формуле:

$$W_i = 1,1 \times 44,5 / ((150)^{0,23} \times (4,34) \times \left(\frac{10}{\sqrt{118}} - \frac{10}{\sqrt{1760}} \right)) = 6,8 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$$

Индекс шарового измельчения по Бонду для медно-цинковой руды месторождения Кусмурун составил $6,8 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$.

3.5 Определение абразивности (A_i)

Абразивность руды оценивали по износу образца материала футеровки. Желоб испытательной машины заполняли материалом пробы. В работающую машину помещали образец, который перемещался в материале пробы по

окружности со скоростью 0,48 м/с. Продолжительность испытаний 8 ч. Износ, 1 м² площади образца за 8 часов работы, являлся оценкой абразивности [16].

По результатам испытаний абразивность медно-цинковой руды месторождения Кусмурун составила 0,141 г/т.

4.1 Обоснование выбора схемы и режима флотации
4.2 Замкнутый опыт флотационного обогащения исследуемой руды
4.3 Изучение вещественного состава продуктов обогащения
Заключение

4 Исследования медной руды на обогатимость методом флотации

4.1 Обоснование выбора схемы и режима флотации

Для лабораторного определения измельчаемости руды проба дробилась на лабораторной щековой дробилке до крупности $-2,5+0$ мм и измельчалась в лабораторной стержневой мельнице. Результаты представлены на рисунке 10.

Выход кл. $-0,071$ мм, %

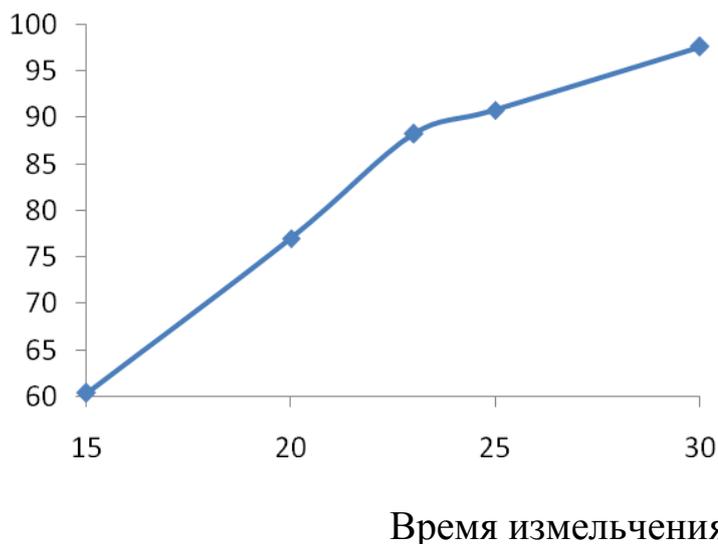


Рисунок 10 – Кинетика измельчения исходной руды Космурунского месторождения

Подбор требований к крупности измельченного продукта проводился путем изучения влияния крупности исходного питания на результаты цикла основной флотации (таблица 19).

Таблица 19 – Определение кинетики измельчаемости руды

Время, мин	Выход класса менее 0,074 мм, %
15	60,4
20	77,0
23	88,2
25	90,8
30	97,6

Схема флотации руды Космурунского месторождения состоит из основной коллективной, контрольной флотации и перечистки черного коллективного концентрата.

Руду Космурунского месторождения дробили на лабораторных щековой и валковой дробилках до крупности $-2,5+0$ мм, затем измельчали в

лабораторной стержневой мельнице от 70 до 90,8 % класса менее 74 мкм. Флотационные опыты проводились на лабораторных флотационных машинах ФМЛ-1 и ФМЛ-2. Навеска руды для опыта составляла 500 г. После измельчения проводили флотационные опыты по получению черного коллективного концентрата. В цикле коллективной флотации проводились опыты по установлению оптимального реагентного режима, необходимого для получения черного коллективного концентрата. Схема коллективной флотации руды Космурунского месторождения представлена на рисунке 11.

Основную коллективную медно-свинцовую флотацию проводили в течение 7 минут и использовали в качестве реагента-собирателя – бутиловый ксантогенат, а реагента-вспенивателя – сосновое масло Т-66.

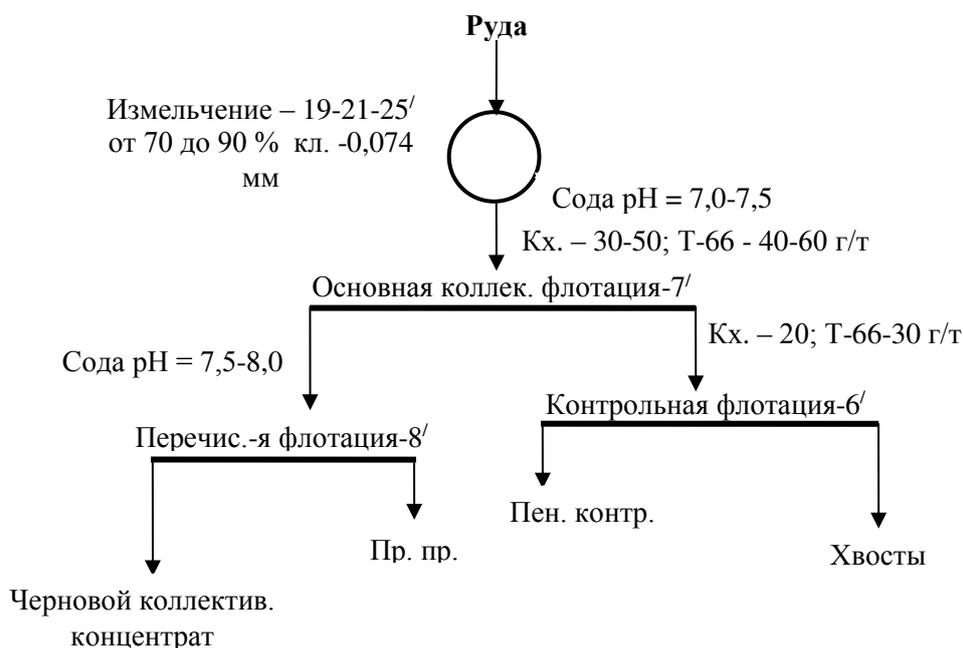


Рисунок 11 - Предварительная схема коллективной флотации руды Космурунского месторождения

Проводились опыты по получению коллективного медно-цинкового концентрата из руды Космурунского месторождения с различным расходом собирателя – бутилового ксантогената и при различном рН среды.

Результаты опытов по подбору оптимального расхода бутилового ксантогената в интервале 30-50 г/т в цикле черновой коллективной флотации представлены в таблице 20, из анализа данных которой следует, что удовлетворительных результатов флотации по содержанию и извлечению в концентрат меди и цинка при рН=7,5 достигнуто не было.

Таблица 20 – Результаты предварительной коллективной флотации руды Космурунского месторождения с различным расходом бутилового ксантогената при pH=7,5

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, % и г/т				Извлечение, % и г/т				Примечание
		Cu	Zn	Au	Ag	Cu	Zn	Au	Ag	
Черн.колл. к-т	47,6	3,88	0,47	1,9	20	46,58	42,72	44,86	46,0	№1 опыт Бут. Кх.=30 г/т Изм.70%
Пен.контр.фл.	4,68	8,5	2,54	2,6	30	10,03	22,7	6,03	6,78	
Пром. прод.	28,06	4,07	0,33	1,6	21,5	28,80	17,68	22,2	29,15	
Хвосты	19,66	2,94	0,45	2,75	19	14,57	16,9	26,8	18,0	
Исх. руда	100	3,96	0,52	2,01	20,6	100	100	100	100	
Черн.колл. к-т	47,4	3,68	0,31	1,8	23	44,38	41,60	41,45	51,28	№2 опыт Бут. Кх.=40 г/т Изм.70%
Пен.контр.фл.	12,34	4,78	0,55	2,2	19,5	15,0	19,21	13,18	11,3	
Пром. прод.	27,2	3,96	0,36	1,8	22,5	27,4	27,72	23,78	28,79	
Хвосты	13,06	3,97	0,31	3,4	14	13,19	11,46	21,5	8,60	
Исх. руда	100	3,92	0,35	2,05	21,2	100	100	100	100	
Черн.колл. к-т	47,02	4,12	0,32	1,55	20	50,69	31,58	38,60	48,44	№3 опыт Бут. Кх.=50 г/т Изм.70%
Пен.контр.фл.	17,8	2,82	0,58	1,45	14	13,13	21,67	13,67	12,83	
Пром. прод.	21,94	4,69	0,55	3,05	24	26,9	25,33	35,4	27,13	
Хвосты	13,24	2,67	0,77	1,75	17	9,25	21,4	12,2	11,59	
Исх. руда	100	3,82	0,47	1,8	19,4	100	100	100	100	
Черн.колл. к-т	42,32	2,97	0,45	1,8	24	40,09	40,0	33,0	44,2	№4 опыт Бут. Кх.=30 г/т Изм.80%
Пен.контр.фл.	29,22	2,89	0,35	2,2	21,05	26,9	21,51	27,89	26,7	
Пром. прод.	11,32	5,8	0,75	2,8	30	20,9	17,81	13,75	14,79	
Хвосты	17,14	2,2	0,57	3,4	19	12,0	20,5	25,28	14,18	
Исх. руда	100	3,13	0,47	2,3	22,9	100	100	100	100	
Черн.колл. к-т	44,04	3,85	0,43	3,15	21,7	48,28	36,8	32,8	49,0	№5 опыт Бут. Кх.=40 г/т Изм.80%
Пен.контр.фл.	21,48	3,54	0,5	4,95	17,5	21,65	20,8	25,20	19,28	
Пром. прод.	13,8	4,62	0,51	3,9	24,5	18,15	13,6	12,7	17,3	
Хвосты	20,68	2,02	0,71	5,95	13,5	11,89	28,5	29,16	14,32	
Исх. руда	100	3,51	0,51	4,21	19,4	100	100	100	100	
Черн.колл. к-т	42,08	3,1	0,22	4,8	20,5	79,58	5,64	52,4	43,8	№6 опыт Бут. Кх.=50 г/т Изм.80%
Пен.контр.фл.	19,28	0,38	0,03	2,85	18	4,47	0,35	14,2	17,64	
Пром. прод.	19,94	0,56	0,1	4,1	22,5	6,81	1,21	21,21	22,81	
Хвосты	18,7	0,8	0,26	2,5	16,5	9,12	2,96	12,12	15,6	
Исх. руда	100	1,63	1,64	3,85	19,6	100	10,18	100	100	
Черн.колл. к-т	2,36	0,35	0,01	2,95	28	0,24	0,05	3,73	3,41	№7 опыт Бут. Кх.=30 г/т Изм.90%
Пен.контр.фл.	51,66	3,56	0,29	1,6	18,5	53,46	32,2	44,3	49,3	
Пром. прод.	14,4	4,83	0,5	2,45	35	20,22	15,4	18,91	26,0	
Хвосты	31,58	2,84	0,77	1,95	13	26,07	52,26	33,02	21,20	
Исх. руда	100	3,43	0,46	1,86	19,3	100	100	100	100	
Черн.колл. к-т	19,46	3,62	0,39	2,45	22,5	22,43	17,36	16,17	23,57	№8 опыт Бут. Кх.=40 г/т Изм.90%
Пен.контр.фл.	17,34	5,14	0,57	3,3	19,5	28,39	22,61	19,41	18,2	
Пром. прод.	44,48	2,17	0,19	2,9	18	30,74	19,33	43,76	43,1	
Хвосты	18,72	3,09	0,95	3,25	15	18,42	40,68	20,64	15,11	

<i>Исх. руда</i>	100	3,14	0,43	2,94	18,5	100	100	100	100	№9 опыт Бут. Кх.=50 г/т Изм.90%
Черн.колл. к-т	34,44	3,44	0,23	3,82	19	29,7	15,28	40,94	32,64	
Пен.контр.фл.	26,8	4,65	0,51	3,4	18	31,25	26,37	28,35	24,06	
Пром. прод.	20	5,27	0,63	2,4	34	26,43	24,31	14,93	33,92	
Хвосты	18,76	2,68	0,94	2,7	10	12,60	34,02	15,76	9,359	
<i>Исх. руда</i>	100	3,98	0,51	3,21	20,0	100	100	100	100	

Далее были проведены исследования по получению черного коллективного концентрата с различным расходом бутилового ксантогената и добавлением кальцинированной соды в цикл измельчения до рН=10,5. Результаты исследований приведены в таблице 21.

Таблица 21 – Результаты коллективной флотации руды Космурунского месторождения с различным расходом бутилового ксантогената при рН=10,5

Наименование продуктов	Выход %	Содержание,%			Извлечение,%			Примечание
		Cu	Zn	Fe,b	Cu	Zn	Fe,b	
Черн.колл. к-т	12,74	18,5	2,36	30,76	65,08	66,76	10,93	№12 опыт Бут. Кх.40 г/т Изм.70%
Пен.контр.фл.	16,84	3,21	0,2	40,6	14,92	7,479	19,07	
Пром. прод.	8,28	4,39	0,65	29,08	10,03	11,95	6,718	
Хвосты	62,14	0,58	0,1	36,49	9,952	13,79	63,26	
<i>Исх. руда</i>	100	3,621	0,450	35,83	100	100	100	
Черн.колл. к-т	8,3	21,3	1	30,76	45,46	20,76	7,092	№13 опыт Бут. Кх.40 г/т Изм.80%;
Пен.контр.фл.	18,3	6,21	1,06	37,02	29,22	48,53	18,82	
Пром. прод.	8,22	5,55	0,62	31,76	11,73	12,75	7,252	
Хвосты	65,18	0,81	0,11	36,91	13,57	17,94	66,83	
<i>Исх. руда</i>	100	3,888	0,399	35,99	100	100	100	
Черн.колл. к-т	7,12	24,06	3,1	27,07	44,57	43,90	5,424	№14 опыт Бут. Кх. 40 г/т Изм.90,8%;
Пен.контр.фл.	14,36	7,3	1,09	37,8	27,27	31,13	15,27	
Пром. прод.	6,52	6,1	0,71	26,62	10,34	9,208	4,885	
Хвосты	72	0,95	0,11	36,72	17,79	15,75	74,41	
<i>Исх. руда</i>	100	3,843	0,502	35,52	100	100	100	
Черн.колл. к-т	21,02	4,8	0,39	42,95	26,53	15,39	23,89	№15 опыт Бут. Кх.50 г/т Изм.70%;
Пен.контр.фл.	19,54	8,59	1,04	38,7	44,14	38,15	20,01	
Пром. прод.	33,2	2,48	0,2	42,16	21,65	12,46	37,05	
Хвосты	26,24	1,11	0,69	27,4	7,660	33,99	19,03	
<i>Исх. руда</i>	100	3,802	0,532	37,77	100	100	100	
Черн.колл. к-т	24,4	6,23	0,4	42,5	38,43	19,39	26,81	№16 опыт Бут. Кх.50 г/т Изм.80%
Пен.контр.фл.	18,68	7,08	1,09	41,38	33,43	40,46	19,98	
Пром. прод.	29,46	2,92	0,21	41,94	21,74	12,29	31,94	
Хвосты	27,46	0,92	0,51	29,94	6,386	27,83	21,25	
<i>Исх. руда</i>	100	3,955	0,503	38,67	100	100	100	
Черн.колл. к-т	19,62	6,2	0,38	40,04	31,12	15,45	23,70	№17 опыт Бут. Кх. 50 г/т Изм.90,8%
Пен.контр.фл.	19,34	7,64	1,1	25,3	37,80	44,11	14,76	
Пром. прод.	30,66	2,99	0,2	41,6	23,45	12,71	38,48	
Хвосты	30,38	0,98	0,44	25,15	7,617	27,71	23,05	
<i>Исх. руда</i>	100	3,908	0,482	33,14	100	100	100	

По результатам анализа таблицы 21 следует, что при рН=10,5 в цикле коллективной флотации содержание меди повысилось и составляет от 6,2 до 24,06 %, но извлечение остается низким – максимальное значение 65,08 %.

Следующая серия опытов проводилась по схеме (рисунок 12), при этом в процесс измельчения подавали:

- соду для создания рН среды равной 10,5;
- сульфид натрия для сульфидизации минералов.

Результаты исследований приведены в таблице 22.

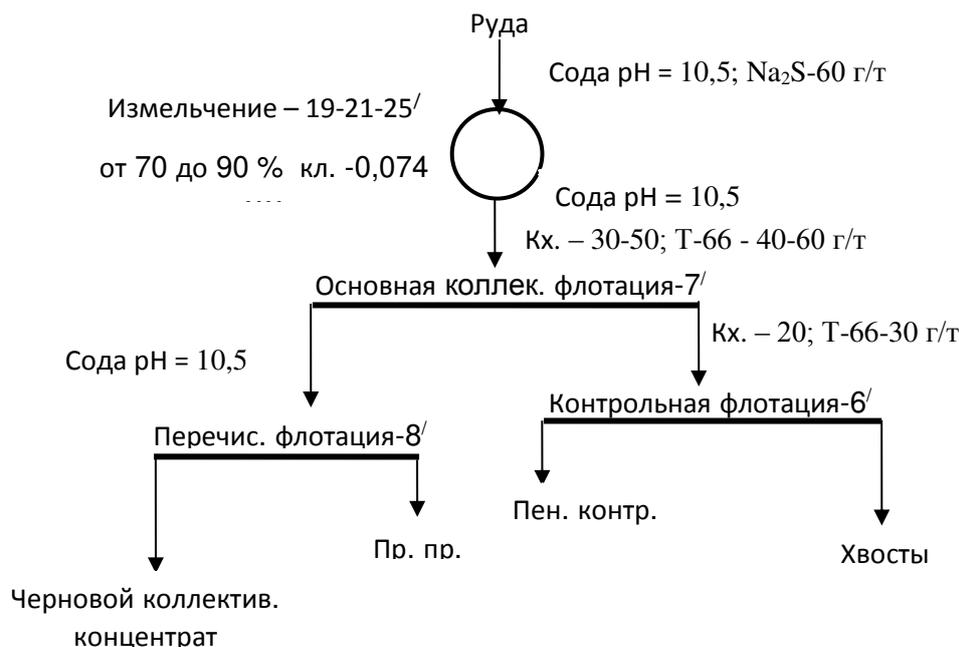


Рисунок 12 - Подбор схемы и реагентного режима коллективной флотации руды Космурунского месторождения

Таблица 22– Результаты черновой коллективной флотации исследуемой руды при рН=10,5

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Cu	Zn	Cu	Zn	
Черн.колл. к-т	20,42	15,4	1,8	77,32	72,38	№18 опыт. Изм.СаО Бут. Кх.40 г/т Изм.70%
Пен.контр.фл.	18,48	1,95	0,26	8,860	9,462	
Пром. прод.	9,08	2,75	0,27	6,139	4,828	
Хвосты	52,02	0,6	0,13	7,674	13,31	
Исх. руда	100	4,06	0,50	100	100	
Черн.колл. к-т	13,04	17	2,3	59,33	65,97	№ 19 опыт. Изм.СаО Бут. Кх.40 г/т Изм.70% -Na ₂ S - 60 г/т
Пен.контр.фл.	26,88	3,4	0,23	24,46	13,59	
Пром. прод.	9,24	3,25	0,4	8,037	8,129	
Хвосты	50,84	0,6	0,11	8,164	12,30	
Исх. руда	100	3,73	0,45	100	100	
Черн.колл. к-т	24,86	12,8	1,65	81,76	79,78	№20 опыт. Изм.СаО Бут. Кх. 50 г/т
Пен.контр.фл.	21,6	1,1	0,1	6,105	4,201	
Пром. прод.	18,1	2	0,22	9,302	7,745	

Хвосты	35,44	0,31	0,12	2,823	8,271	Изм.80%
Исх. руда	100	3,891	0,514	100	100	
Черн.колл. к-т	19,62	15,85	1,8	76,74	72,11	№21 опыт. Изм.СаО Бут. Кх.50 г/т Изм.80%-Na ₂ S - 60 г/т
Пен.контр.фл.	19,02	1,61	0,14	7,557	5,437	
Пром. прод.	13,72	3,35	0,35	11,34	9,805	
Хвосты	47,64	0,37	0,13	4,350	12,64	
Исх. руда	100	4,05	0,48	100	100	

Анализ данных таблицы 22 свидетельствует о том, что оптимальной степенью измельчения является 80 %, с учетом данного обстоятельства были проведены дальнейшие исследования с подбором оптимального расхода ксантогената, результаты которых приведены в таблице 23.

Таблица 23 – Результаты черновой коллективной флотации исследуемой руды при рН=10,5 и времени измельчения 80 % класса менее 0,074 мм

Наименование продуктов	Выход %	Содержание,%		Извлечение,%		Примечание
		Cu	Zn	Cu	Zn	
Черн.колл. к-т	27,56	15,33	2,25	87,87	86,46	№23 опыт. Изм.СаО Бут. Кх. 55 г/т Изм.80% ;
Пен.контр.фл.	26,84	0,56	0,082	3,126	3,06	
Пром. прод.	14,74	2,8	0,3	8,583	6,16	
Хвосты	30,86	0,065	0,1	0,417	4,30	
Исх. руда	100	4,80	0,71	100	100	
Черн.колл. к-т	17,64	11,98	2,25	74,0	74,1	№ 24 опыт. Изм.СаО Бут. Кх. 55 г/т Изм.80% -Na ₂ S -30 г/т
Пен.контр.фл.	23,28	0,38	0,082	3,10	3,56	
Пром. прод.	22,94	2,1	0,3	16,88	12,85	
Хвосты	36,14	0,47	0,14	5,952	9,45	
Исх. руда	100	2,85	0,53	100	100	
Черн.колл. к-т	24,06	14,27	1,85	82,03	79,64	№25 опыт. Изм.СаО Бут. Кх. 60 г/т Изм.80%;
Пен.контр.фл.	9	0,75	0,13	1,61	2,09	
Пром. прод.	23,4	2,05	0,25	11,46	10,46	
Хвосты	43,54	0,47	0,1	4,88	7,79	
Исх. руда	100	4,18	0,55	100	100	
Черн.колл. к-т	24,24	13,52	1,6	83,65	85,52	№26 опыт. Изм.СаО Бут. Кх. 60 г/т Изм.80%-Na ₂ S - 30 г/т
Пен.контр.фл.	18,24	0,37	0,01	1,722	0,40	
Пром. прод.	26,14	1,7	0,1	11,34	5,76	
Хвосты	31,38	0,41	0,12	3,283	8,30	
Исх. руда	100	3,91	0,45	100	100	

Из анализа данных таблицы 23 следует, что оптимальный расход ксантогената составляет - 55 г/т, при этом получен черновой коллективной концентрат с содержанием меди 15,33 % и извлечением 87,87 %.

4.2 Замкнутый опыт флотационного обогащения исследуемой руды

Для отработки одностадийной схемы флотации руды в замкнутом цикле (рисунок 13) использовалось стандартное лабораторное оборудование: мельница стержневая, флотомашины типа “Механобр” с объемом камер 1,5 л и 1 л. Соотношение при измельчении в стержневой мельнице Т: Ж: С = 1:1: 9.

Для флотационных исследований использовались реагентные режимы с применением следующих реагентов:

- СаО (технический, чда)
- Ксантогенат бутиловый (сухой) ХЕСТ (Китай)
- Т-66 маслянистая жидкость.

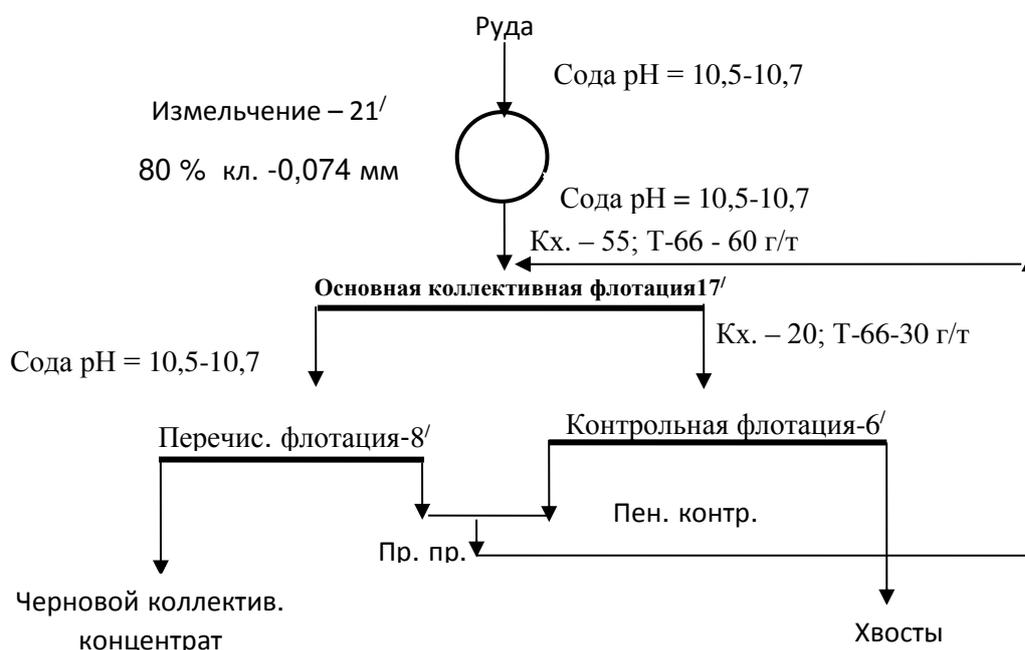


Рисунок 13 - Схема и реагентный режим флотации руды Космурынского месторождения в замкнутом цикле

Таблица 24 – Результаты замкнутого опыта флотации руды Космурынского месторождения

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Cu	Zn	Cu	Zn
Си концентрат	28,94	12,9	1,25	90,28	84,27
Хвосты	71,06	0,57	0,095	9,71	15,72
Руда	100	4,16	0,42	100	100

Для повышения качества медного концентрата нами были проведены дальнейшие исследования с введением 2-ой перечистки по следующей схеме (рис.14):

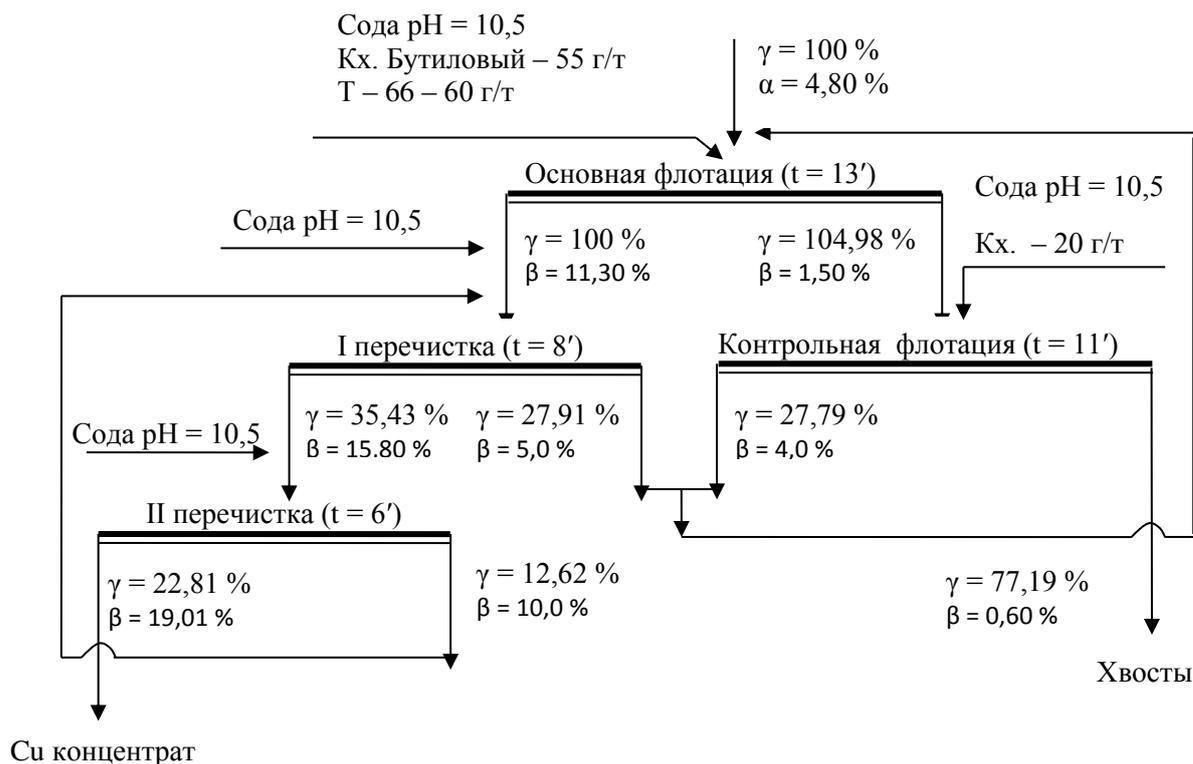


Рисунок 14 - Оптимальная схема и реагентный режим коллективной флотации руды Космурунского месторождения

Результаты флотации по рекомендуемой технологической схеме приведены в таблице 25.

Таблица 25– Результаты коллективной флотации руды Космурунского месторождения по рекомендуемой схеме

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Cu	Zn	Cu	Zn
Концентрат	22,81	19,01	2,25	90,34	72,28
Хвосты	77,19	0,60	0,25	9,66	27,72
Руда	100,0	4,8	0,71	100,0	100,0

По предлагаемой технологической схеме обогащения руды месторождения Космурун выход медного концентрата составит 22,81 %, с содержанием меди 19,01 % и цинка 2,25 %, извлечением меди 90,34 % и цинка 72,28 %.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. Исследуемая руда является труднообогатимой (из-за большого содержания пирита – то есть, руда относится к сплошным рудам и значительная часть меди представлена вторичными минералами меди, среди которых особенно переизмельчается - ковеллин).

2. В результате проведенных исследований выявлен следующий оптимальный режим флотации сплошной медно-пиритной руды месторождения Космурун:

- крупность измельчения 80 % класса менее 0,074 мм;
- рН среды в процессе измельчения и флотации должно быть в интервале 10,5-10,7;
- расход бутилового ксантогената не должен превышать 55 г/т руды, при этом загружается дробной подачей (до 3 раз);
- расход пенообразователя Т-66 должен составлять 60 г/т.

3. Установлено, что сернистый натрий отрицательно влияет на процесс флотации и измельчения.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов / А.А. Абрамов- М.: Недра, 1983. -359 с.
2. Бочаров В. А. Развитие технологии переработки медно-цинковых руд Урала / В.А. Бочаров, М.Я.Рыскин , Н.Д .Поспелов // Цветные металлы.- 1979.- № 10-е.105-107
3. Игнаткина В.А. Влияние сульфгидрильных собирателей на образование осадков с ионами меди в водных растворах / В.А. Игнаткина ,В.Д. Самыгин, В.А. Бочаров // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. -2009. - №1-с.92-97.
4. Кумоков В.Н. Произведение растворимости / В.Н. Кумоков., О.М. Куляшев, Л. А. Карабин –Новосибирск: Наука. -1983. -247 С.
5. Самыгин В.Д. Основы обогащения руд / В.Д. Самыгин, Л.О. Филлипов, Д.В Шехирев-М.: «Альтекс», 2003. - 303 с.
6. Самыгин В.Д. Основы обогащения руд / В.Д. Самыгин, Л.О. Филлипов, Д.В Шехирев-М. Учебное пособие для вузов. –М.: «Альтекс» 2003. 304 с.
7. Сорокин М.М. Методы конструирования реагентов-собирателей для сульфидных руд / М.М. Сорокин // Переработка минерального сырья. М.: Наука. -1976. -с.99-108.
8. Абрамов А.А., Горячев Б.Е. О связи сорбционных и флотационных свойств халькозина в присутствии цианида //Комплексное использование минерального сырья. 1980. №10. С. 73 – 75.
9. Абрамов А.А. Влияние рН и окислительно-восстановительного потенциала раствора на состояние поверхности сульфида свинца (галенита) / А.А. Абрамов - Обогащение руд 1972, № 4, с 24-32.
10. Бетехтин А.Г. Минералогия / А.Г. Бетехтин -М.: Государственное издательство геологической литературы, 1950. — 956 с.
11. Глазов В. М., Охотин А. Методы исследования термоэлектрических свойств полупроводников / В. М. Глазов -М.: Атомиздат, 1969. - 272 с.
12. Сорокин М.М. Флотация. Раздел: Химические основы флотации / М.М. Сорокин // курс лекций. М.: МИСиС, 1998. - 140 с.
13. Авдонин В.В. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых: Учебник для вузов/ В.В.Авдонин, Г.В.Ручкин, Н.Н.Шатагин, Т.И.Лыгина, М.Е.Мельников М.:Фонд «Мир».2007. 540с.
14. Чантурия В.А. Перспективы устойчивого развития горно-металлургической индустрии России // Горный журнал, № 2, 2-9 2007.
15. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых.Т. 1, 2. 2007: Руда и металлы. 880 с.
16. Загайнов В.Г.,Еремин Ю.П. Стратегия рационального недропользования и воспроизводства минеральных ресурсов //Горный журнал Казахстана, № 1,2009.С.2-6.
17. Чантурия В.А. Инновационные процессы в технологиях

переработки минерального сырья сложного вещественного состава // Сборник научных трудов

18. Арбатов А., Астахов А.С., Лаверов Н.П., Толкачев М.В. Нетрадиционные ресурсы минерального сырья. М.: Недра. 254 с.

19. Загайнов В.Г., Шаутонов М.Р. Различия и общее в толковании «химическое обогащение» и «гидрометаллургия» на современном этапе развития горнометаллургической отрасли // Вестник КазНТУ им. К.И. Сатпаева. 2010. № 4. С. 23-27.

20. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения / А.А. Абрамов - М.: Недра, 1993. - 412 с.

21. Бочаров В.А. Особенности окисления сульфидов при подготовке и колчеданных руд к селективной флотации / В.А. Бочаров // Цветные металлы. - 1985. -№10-с.96-99.

22. Бочаров В.А., Флотация сульфидных тонкодисперсных минеральных систем / В.А. Бочаров, В.Е. Вигдергауз // Цветные металлы. - 1997. -№3-с.8-11.

23. Бочаров В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т.2.: Минерально-сырьевая база полезных ископаемых. Обогащение руд цветных металлов, руд и россыпей редких металлов / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина – М.: Руда и металлы. -2007.

24. Бочаров В.А. Механизм окисления и особенности флотации сульфидных минералов медно-цинковых руд // «Теория процессов производства тяжелых цветных металлов». / В.А. Бочаров - М.: Гинцветмет. - 1984. -с. 160-164.

"САТПАЕВ ОҚУЛАРЫ - 2021"

СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫНЫҢ

ЕҢБЕКТЕРІ

I Том

ТРУДЫ

САТПАЕВСКИХ ЧТЕНИЙ

"САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ - 2021"

Том I

PROCEEDINGS

SATPAYEV'S READINGS

"SATPAYEV READINGS - 2021"

I volume

Алматы 2021 Almaty

УДК 001
ББК 42
С21

«ҚР ҰЛТТЫҚ МЕМЛЕКЕТТІК КІТАП ПАЛАТАСЫ»
ХАЛЫҚАРАЛЫҚ СТАНДАРТТЫҚ КІТАП НӨМІРІ (ISBN)
ӘМБЕБАП ОНДЫҚ ЖІКТЕУ, КІТАПХАНАЛЫҚ – БИБЛИОГРАФИЯЛЫҚ ЖІКТЕУ,
ШТРИХ – КОД БЕРІЛДІ
«НАЦИОНАЛЬНАЯ ГОСУДАРСТВЕННАЯ КНИЖНАЯ ПАЛАТА РК»
ПРИСВОЕНЫ (ЗАРЕГИСТРИРОВАННЫ) МЕЖДУНАРОДНЫЕ
УНИФИЦИРОВАННЫЙ ДЕСЯТИЧНЫЙ КЛАССИФИКАТОР
БИБЛИОТЕЧНО – БИБЛИОГРАФИЧЕСКОГО ДЕЛА,
УНИФИЦИРОВАННЫЙ ДЕСЯТИЧНЫЙ КЛАССИФИКАТОР ШТРИХ – КОД

- Сыздыков А.Х. – И.о. Проректор по науке и инновациям, **председатель оргкомитета**
- Рысбеков К.Б. – Директор Института геологии, нефти и горного дела, **заместитель председателя оргкомитета**
- Бекботаева А.А. – Заведующий кафедрой «Геологическая съёмка, поиски и разведка месторождений полезных ископаемых», **ответственный исполнитель**
- Елемесов К.К. – Директор Института металлургии и промышленной инженерии
- Сейлова Н.А. – Директор Института кибернетики и информационных технологий
- Туйебахова З.К. – Директор Института химических и биологических технологий
- Омарбеков Б.О. – Директор Института промышленной автоматизации и цифровизации
- Куспангалиев Б.У. – Директор Института архитектуры и строительства
- Субалова М.А. – Директор Института управления проектами
- Саренова А.С. – Директор Института базового образования
- Узбаева Б.Ж. – Директор Научной библиотеки
- Баудагулова Г.Т. – Специалист минералогического музея кафедры ГСПиРМПИ, **ответственный секретарь конференции**

С21

«Сатпаевские чтения -2021»: сборнике представлены материалы конференции Сатпаевские чтения.

Алматы: КазННТУ имени Сатпаева, 2021.

ISBN 978-601-323-246-1

ISBN 978-601-323-247-8

Конференция посвящена празднованию 30-летия независимости Казахстана, обобщению опыта развития горно-геологической, металлургической, химической отраслей, машиностроения, строительства, коммуникаций, а также развитию творческого и интеллектуального потенциала обучающихся и молодых ученых университета. Конференция будет способствовать подготовке нового поколения лидеров, способных решать глобальные задачи устойчивого развития, узнаваемости университета и популяризации научных исследований.

ISBN

УДК 001
ББК 42

ISBN 978-601-323-246-1
ISBN 978-601-323-247-8

Сызыков
Иман

© Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И.Сатпаева

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

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

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

Литература

1 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.: Интерметинжиниринг, 2001.

¹А.А. Арстанова *, ¹Ш.А. Телков, ¹И. Ю. Мотовилов, 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 елеуіш, химиялық, фазалық, дифрактометриялық анализдер жүргізу арқылы кеннің 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 класы болып саналады.

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

¹A.A. Arstanova *, ¹Sh.A. Telkov, ¹I. Yu. Motovilov, 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. Бекишев, М.Б. Барменшинова

Научный руководитель – М.Б. Барменшинова, зав.кафедрой

«Металлургия и обогащение полезных ископаемых», к.т.н

Satbayev 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 Протодьяконова. Определены индексы дробления Бонда (CWi) и шарового измельчения Бонда (BWi), абразивность (Ai) 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

содержание меди по данным паспорта составляет 3,88 %. Попутные компоненты: цинк - 0,50 %; свинец - 0,17 %; золото - 0,67 г/т; серебро - 2,92 г/т; железо - 34,80 %; оксид меди - 0,30 %.

Дробление осуществлялось в несколько стадий в дробилках до крупности -20 и -3 мм. После дробления проба перемешивалась и сокращалась в соответствии со стандартной методикой.

Определение удельного веса осуществлялось пикнометрическим методом [1] и удельный вес пробы руды месторождения Кусмурун составил 4,27 – 4,32 г/см³, среднее значение 4,30 г/см³.

Определение насыпной плотности руды месторождения Космурун дробленной до 3 мм

Для определения насыпной плотности руды брался литровый металлический сосуд, в который через воронку наполнялся до краев дробленой рудой крупностью 3 – 0,0 мм. После наполнения сосуда рудой избыток ее осторожно срезался линейкой [1]. Сосуд с рудой взвешивался.

Насыпная плотность определялась по формуле как отношение массы (m, г) к объему (V, см³): $\delta_H = \frac{m}{V}$.

Коэффициент разрыхления «μ» определялся как отношение насыпной плотности (δ_н) к плотности руды (δ_т): $\mu = \frac{\delta_H}{\delta_T}$.

Насыпная плотность руды месторождения Кусмурун, дробленной до 3,0 мм, составила 2,37 г/см³, а коэффициент разрыхления руды составил 0,55.

Определение прочности на сжатие, крепости по шкале Протождьяконова

Крепость руды месторождения Космурун определялась удельной работой дробления (метод толчения) на образование частиц крупностью минус 0,63 мм. Для этого на дно стального стакана в один слой укладывались 6 – 10 кусков руды крупностью 20 – 40 мм. На куски с высоты h = 1 м сбрасывали гирию массой m = 2 кг. Число сбрасываний n = 3-20 раз, объем образованной мелочи должен составлять около V_м = 20 % массы уложенных кусков. Опыт выполнялся 5 раз [2].

Затраченная на дробление работа определялась по формуле:

$A = h \cdot g \cdot m \cdot n$, где: g – ускорение свободного падения (9,8).

Удельная работа дробления определялась по формуле: $A_{уд} = A / V_m$, Па

Коэффициент крепости определялся по формуле: $f = 10^{-7} \cdot A_{уд}$

Крепость руды месторождения Космурун по шкале Протождьяконова [2] составила 14,036 · 10⁻⁷ Па. Данную руду можно отнести к категории средней твердости.

Определение индекса дробления Бонда (CWi)

Дробимость руды исследовалась в лабораторной щековой дробилке 160x100 мм стандартной конструкции. В качестве критерия дробимости был принят индекс чистой работы дробления по Бонду Wi, кВт·ч/т мкм^{0,5}.

Опыты дробления в щековой дробилке проводились при ширине выходной щели в пределах 7-8 мм в замкнутом цикле с грохотом для получения готового продукта крупностью -10 + 0 мм. Крупность исходной руды составляла 50 – 0 мм [3].

Индекс чистой работы по Бонду определялся по формуле:

$$Wi = \frac{E \sqrt{F_{80}}}{10 \left(\sqrt{\frac{F_{80}}{P_{80}}} - 1 \right)}, \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}} \text{мкм}^{0,5}$$

где E – затраты полезной энергии на дробление 1 т исходного питания кВт·ч/т мкм^{0,5};

F₈₀, P₈₀ – размеры квадратных отверстий сит, через которые проходит 80 % исходного питания и разгрузки дробилки мкм.

На основании гранулометрического состава исходной руды крупностью 50–0 мм построена ситовая характеристика исходной руды по «минусу», которая представлена на рисунке 1.

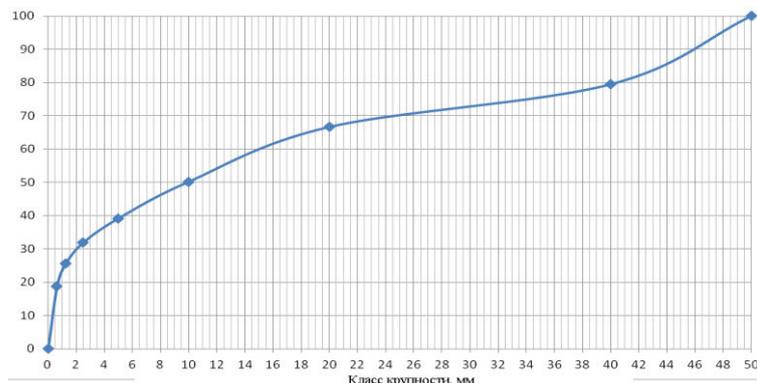


Рисунок 1 - Ситовая характеристика исходной руды крупностью 50–0 мм

Согласно графику ситовой характеристики руды, крупностью 50–0 мм, ячейка через которое проходит 80 % исходного питания соответствует $F_{80} = 40,5$ мм или 40500 мкм.

На основании гранулометрического состава дробленой руды крупностью 10–0 мм построена ситовая характеристика исходной руды по «минусу», которая представлена на рисунке 2.

Согласно графику ситовой характеристики руды, крупностью 10–0 мм, ячейка через которое проходит 80 % исходного питания соответствует $P_{80} = 6,5$ мм или 6800 мкм. Затраты полезной энергии на дробление 1 т руды составили 1,528 кВт.

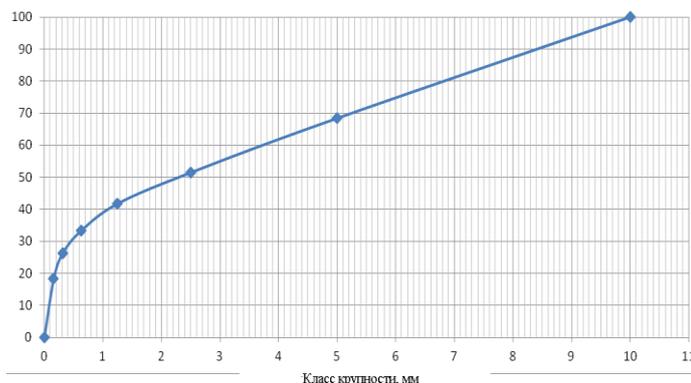


Рисунок 2 - Ситовая характеристика дробленой руды крупностью 10–0 мм

Расчитываем индекс дробления по Бонду:

$$Wi = \frac{1,528\sqrt{40500}}{10\left(\sqrt{\frac{40500}{P_{80}6800}} - 1\right)} = 21,35 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}} \text{мкм}^{0,5}$$

Индекс чистой работы дробления по Бонду для медно-цинковой руды месторождения Кусмурун равен $21,35 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}} \text{мкм}^{0,5}$.

Определение индекса шарового измельчения Бонда (BWi)

По гранулометрическому составу готовых продуктов и исходной руды графическим способом определялись 80 %-ная крупность продуктов и рассчитывался «индекс чистой работы Wi » для шарового измельчения по эмпирической формуле [2]:

$$Wi = 1,1 \times 44,5 / ((d)^{0,23} \times (G) \times \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right))$$

где: d – размер ячейки сита, на котором проводилось выделение готового продукта, мкм;
G - количество вновь образованного продукта «минус А» за один оборот барабана, грамм/оборот;

F и P – 80 %-ная крупность исходного и готового продуктов, мкм.

Подготовка проб исследуемой руды осуществлялась дроблением руды до крупности 100 % минус 3,0 мм. Для каждого цикла измельчения до требуемой крупности использовалось навеска весом 10 кг. Определение гранулометрического состава мелкодробленой руды проводилось на стандартном наборе сит (2,5 мм, 1,25 мм, 0,63 мм, 0,315 мм, 0,15 мм, 0,10 мм, 0,074 мм и 0,044 мм).

По графику ситовой характеристики крупности руды, дробленной до 2,5 мм по «минусу» 80 %-ная крупность исходного продукта составляет $F_{80} = 1760$ мкм (рисунок 3).

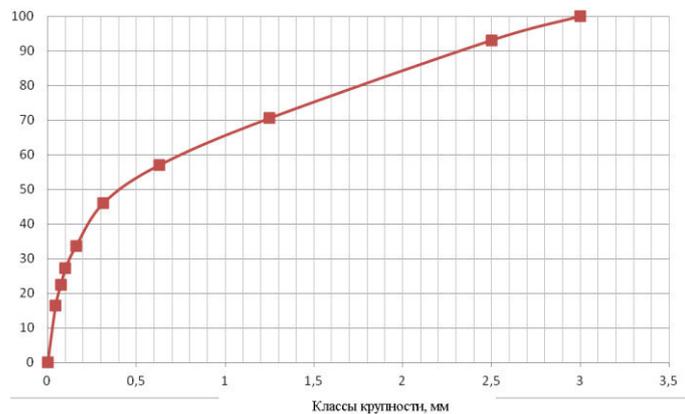


Рисунок 3 - Ситовая характеристика руды, дробленной до 2,5 мм

Ситовая характеристика крупности измельченного продукта по «минусу» представлена на рисунке 4.

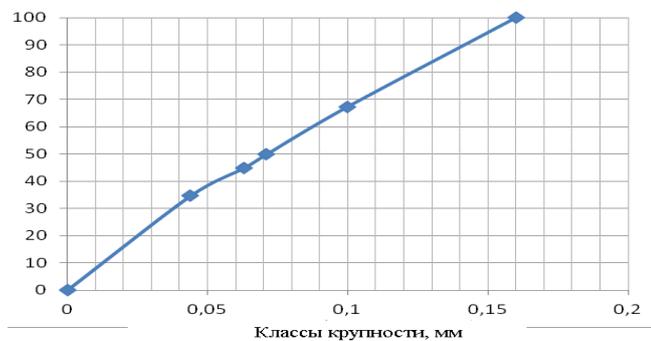


Рисунок 4 - Ситовая характеристика измельченного продукта

По графику 80 %-ная крупность готового продукта $P_{80} = 118$ мкм.

Расчитываем индекс «чистой работы Wi » по формуле:

$$Wi = 1,1 \times 44,5 / ((150)^{0,23} \times (4,34) \times \left(\frac{10}{\sqrt{118}} - \frac{10}{\sqrt{1760}} \right)) = 6,8 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$$

Индекс шарового измельчения по Бонду для медно-цинковой руды месторождения Кусмурун составил $6,8 \frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}}$.

Определение абразивности (A_i)

Абразивность руды оценивали по износу образца материала футеровки. Желоб испытательной машины заполняли материалом пробы. В работающую машину помещали образец, который перемещался в материале пробы по окружности со скоростью 0,48 м/с.

Продолжительность испытаний 8 ч. Износ, 1 м² площади образца за 8 часов работы, являлся оценкой абразивности [3]. По результатам испытаний абразивность медно-цинковой руды месторождения Кусмурун составила 0,141 г/т.

Таким образом, в данной работе приведены результаты лабораторных исследований по изучению физико-механических свойств медно-цинковой руды месторождения Космурун. Удельный вес пробы руды месторождения Кусмурун составил 4,30 г/см³. Насыпная плотность руды месторождения Кусмурун, дробленной до 3,0 мм, составила 2,37 г/см³, а коэффициент разрыхления руды равен 0,55. Крепость руды месторождения Космурун по шкале Протодьяконова составила 14,036·10⁻⁷ Па. Данную руду можно отнести к категории средней твердости. Индекс чистой работы дробления по Бонду для медно-цинковой руды месторождения Кусмурун равен $21,35 \frac{\text{кВт}\cdot\text{ч}}{\text{т}} \text{МКМ}^{0,5}$, индекс шарового измельчения по Бонду составил $6,8 \frac{\text{кВт}\cdot\text{ч}}{\text{т}}$.

Литература:

1. Ломтадзе В.Д. Физико-механические свойства горных пород. Методы лабораторных исследований. – Л.: Недра, 1990
2. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость. Учебное пособие. Урал. Гос. Горный ун-т – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008
3. Кузьмин И.В. Снижение энергоёмкости процесса рудоподготовки при дезинтеграции руды в валковой дробилке высокого давления на примере окисленных железистых кварцитов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Отдельные статьи (специальный выпуск). – 2013. – № 5. – 16 с. – М.: издательство «Горная книга».

A.K Bekishev, M.B. Barmenshinova

Study of physical and mechanical properties of a representative sample of ore from the Kosmurun deposit

Abstract. Under laboratory conditions, the specific gravity and bulk mass of copper-zinc ore from the Kosmurun deposit were determined by the pycnometric method. The bulk density of ore; compressive strength, strength on the Protodyakonov scale are determined. The indices of Bond crushing (CWi) and ball grinding of Bond (BWi), the abrasiveness (Ai) of the ore are determined..

Keywords: copper-zinc ore, sample, granulometric composition, characteristics, crushing, grinding.

А.К. Бекишев, М.Б. Барменшинова

Космурун кен орны кенінің өкілдік сынамаcының физика-механикалық қасиеттерін

Аңдатпа Зерттеу зертханалық жағдайда космурун кен орнының мыс-мырыш кенінің үлес салмағы мен сусымалы массасы пикнометриялық әдіспен анықталды. Кеннің үйілмелі тығыздығы анықталды; сығылуға беріктігі, протодьяконов шкаласы бойынша беріктігі. Бондтың ұсақтау индексі (сwі) және бондтың шарлы ұсақтау индексі (bwi), кендердің абразивтілігі (ai) анықталды

Түйінді сөздер: мыс-мырыш кені, сынама, гранулометриялық құрамы, сипаттамалары, ұсақтау, ұнтақтау.

УДК 664.066

А.С. Беркинбаева, А.Ж. Тагаева

Ғылыми жетекші - А.С. Беркинбаева, сениор-лектор, PhD докторы

Алматы технологиялық университеті, Алматы қ, Қазақстан

Aisulu_1989-89@mail.ru

УРАН ӨНДІРУШІ ЖШС «ҚАРАТАУ» КӘСІПОРЫНЫНЫҢ ҚОРШАҒАН ОРТАҒА ӘСЕРІН БАҒАЛАУ ЖӘНЕ ТАБИҒИ-КЛИМАТТЫҚ, ГЕОЭКОЛОГИЯЛЫҚ СИПАТТАМАСЫ

Түйіндеме. Бұл мақалада геоэкологиялық зерттеулерді жүргізуді қарастырады, олардың қажеттілігі жер асты ұңғылап шаймалау әдісімен уран өндіру процесіне, экологиялық проблемалардың өзектілігіне байланысты. Геоэкологиялық зерттеулерді орындау нәтижесінде қоршаған ортаның жай-күйін сипаттайтын топырақ, өсімдік

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

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

Автор: Бекишев Аскар Куанышулы

Название: Исследование обогатимости и разработка технологии обогащения руды месторождения Космурун

Координатор: Мадина Барменшинова

Коэффициент подобия 1: 1.8

Коэффициент подобия 2: 0.4

Замена букв: 11

Интервалы: 0

Микропробелы: 0

Белые знаки: 0

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

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

Обоснование:

..... *Заемствования являются добросовестными. Допуска к защите*

..... *10-06-2021*

Дата

..... *Барменшинова М.Б.* 

Подпись Научного руководителя

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

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

Автор: Бекишев Аскар Куанышулы

Название: Исследование обогатимости и разработка технологии обогащения руды месторождения Космурун

Координатор: Мадина Барменшинова

Коэффициент подобия 1:1.8

Коэффициент подобия 2:0.4

Замена букв:11

Интервалы:0

Микропробелы:0

Белые знаки:0

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

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

Обоснование:

Работа выполнена добросовестно и не обладает признаками плагиата.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Магистерская диссертация Бекишева А.К. выполнена самостоятельно,
добросовестно и не обладает признаками плагиата
Допуск к защите

10-06-2021

з.в. каф. Милош
Бэрменшидзе М.Б. 

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения