

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Satbayev University

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра металлургия и обогащение полезных ископаемых

УДК 665.622.43.046.6-52 (043)

На правах рукописи

Жанатұлы Ерасыл

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации:

Разработка комбинированной
гравитационно-флотационной
технологии переработки медных
руд месторождения «Коктасжал»

Направление подготовки:

7M07223 – Металлургия и
обогащение полезных ископаемых

Научный руководитель :

Доктор PhD, ассистент-профессор

И.Ю. Мотовилов Мотовилов И.Ю.

« 26 » 05 2022 г.

Рецензент :

Доктор Ph.D, Старший

научный сотрудник,

Филиал РГП «НЦ КПМС РК»

ГНПОПЭ «Казмеханобр»

Б.Н. Суримбаев Суримбаев Б.Н.

« 26 » 05 2022 г.

Нормоконтроль;

Доктор Ph.D, ассистент-профессор

С.Б. Дюсенова Дюсенова С.Б.

« 27 » 05 2022 г.



ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой МиОПИ

Кандидат технических наук

М.Б. Барменшинова Барменшинова М.Б.

« 27 » 05 2022 г.

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Satbayev University

Горно-металлургический институт имени О. Байконурова

Кафедра металлургия и обогащение полезных ископаемых

7М07223 – «Металлургия и обогащение полезных ископаемых»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой МиОПИ

Кандидат технических наук

Барменшинова М.Б.

« 04 » 05 2022 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Жанатұлы Ерасыл

Тема: Разработка комбинированной гравитационно-флотационной технологии переработки медных руд месторождения Коктасжал.

Утверждена приказом Ректора Университета №2026-М от "03" ноября 2020 г.

Срок сдачи законченной диссертации " 31.05.2022 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: Разработка комбинированной гравитационно-флотационной технологии переработки медных руд месторождения Коктасжал. Методы исследований: химический, спектральный, рентгенофазовый и другие.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

- а) Введение. Литературный обзор;
- б) Исследовательская часть;
- в) Заключение;
- г) Список использованной литературы;

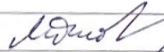
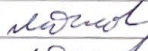
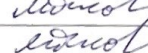
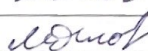
Перечень графического материала: слайдов

Рекомендуемая основная литература:

Например:

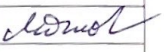
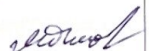
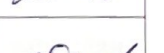
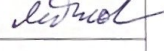
1. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения.-3-е изд.- М.: МГГУ, 2008.- 670 с.

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

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

Подписи

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

Наименование раздела	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Введение	Мотовилов И.Ю. доктор PhD	05.02.2022	
Аналитический обзор литературы		05.03.2022	
Методика исследований		05.04.2022	
Экспериментальная часть		05.05.2022	
Заключение		25.05.2022	
Нормоконтролер	Дюсенова С.Б. доктор PhD	25.05.200	

Научный руководитель:  Мотовилов И.Ю.

Задание принял к исполнению обучающийся:  Жанатұлы Е.

Дата

«05» 02 . 2022 г.

АНДАТПА

Көктасжал кен орны Қарағанды облысындағы перспективалы шағын кен орны болып табылады, ол мыс, алтын және күміс кен шикізатының қосымша көзі болып табылады. Кен орнындағы мыс тотыққан және сульфидті кендермен ұсынылған. Бұрын жүргізілген зерттеулер сульфидті Мыстың жоғары алынуын 90% - ға дейін қамтамасыз ететін осы шикізатты байытудың флотациялық әдісін қарастырды, тотыққан Мыстың алынуы 50% - ға жетті, бірақ 30-40% деңгейінде болатын алтынның жоғары алынуын қамтамасыз етпеді. Магистрлік диссертацияда әзірленіп жатқан аралас гравитациялық-флотациялық технология сульфидті және тотыққан кендер бойынша алтын, мыс және күміс алуды ұлғайтуға, сол арқылы Көктасжал кен орнының кендерін неғұрлым кешенді өңдеуге мүмкіндік береді.

Жұмыста әлемде және Қазақстан Республикасында мыс кенін қайта өңдеу технологияларына талдау жасалды.

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

Зерттеу біріктірілген гравитациялық – флотациялық схема бойынша жүргізілді. Гравитация және флотация режимдері пысықталды, реагенттік режим таңдалды.

Алынған зерттеу нәтижелерінің негізінде мыс кендерін байытудың құрамдастырылған гравитациялық - флотациялық технологиялық схемасы әзірленді, ол металдардың анағұрлым шығынқы шығарылуын қамтамасыз етеді.

Диссертациялық жұмыс тапсырмадан, кіріспеден, 3 тараудан, қорытындыдан, әдебиеттер тізімінен тұрады. Диссертациялық жұмыс 57 беттен тұрады, 14 сурет, 15 кестеден тұрады.

АННОТАЦИЯ

Месторождение Коктасжал является перспективным небольшим месторождением в Карагандинской области, которое является дополнительным источником рудного сырья меди, золота и серебра. Медные руды по месторождению представлены окисленными и сульфидными рудами. Раннее выполненные исследования рассматривали флотационный метод обогащения данного сырья, обеспечивающий высокое извлечение сульфидной меди до 90 %, извлечение окисленной меди достигало 50 %, но не обеспечивающий высокое извлечение золота, которое находилось на уровне 30-40 %. Разрабатываемая в магистерской диссертации комбинированная гравитационно-флотационная технология позволит увеличить извлечение золота, меди и серебра, как по сульфидным так и по окисленным рудам, тем самым более комплексно переработать руды месторождения Коктасжал.

В работе выполнен анализ технологий переработки медных руд в мире и Республике Казахстан.

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

Исследование проводили по комбинированной гравитационно – флотационной схеме. Отработаны режимы гравитации и флотации, подобран реагентный режим.

На основании полученных результатов исследований разработана комбинированная гравитационно - флотационная технологическая схема обогащения медных руд обеспечивающая более высокое извлечение металлов.

Диссертационная работа состоит из задания, введения, 3 глав, заключения, списка литературы. Диссертационная работа изложена на 57 страницах, содержит 14 рисунка, 15 таблиц.

ABSTRACT

The Koktaszhal deposit is a promising small deposit in the Karaganda region, which is an additional source of ore raw materials of copper, gold and silver. Copper deposits are represented by oxidized and sulfide ores. Earlier studies considered the flotation method of enrichment of this raw material, providing high extraction of copper sulfide up to 90%, extraction of oxidized copper reached 50%, but not providing high extraction of gold, which was at the level of 30-40%. The combined gravity-flotation technology being developed in the master's thesis will increase the extraction of gold, copper and silver, both for sulfide and oxidized ores, thereby more comprehensively processing the ores of the Koktaszhal deposit.

The paper analyzes the processing technologies of copper ores in the world and the Republic of Kazakhstan.

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

The study was conducted according to a combined gravity – flotation scheme. Gravity and flotation modes have been worked out, the reagent mode has been selected.

Based on the obtained research results, a combined gravity - flotation technological scheme for the enrichment of copper ores has been developed, providing a higher extraction of metals.

The dissertation work consists of a task, an introduction, 3 chapters, a conclusion, and a list of references. The dissertation work is presented on 57 pages, contains 14 figures, 15 tables.

СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	9
1	Литературный обзор	10
1.1	Общие сведения о медных рудах	10
1.2	Разновидности медных руд	11
1.3	Месторождения медных руд в мире	13
1.4	Сырьевая база медной отрасли Республики Казахстан	14
1.5	Технологии переработки окисленных и смешанных медных руд	21
1.6	Анализ литературного обзора и постановка задач исследований	28
2	Методика исследований	29
2.1	Физико-механические свойства	29
2.1.1	Определение плотности	29
2.1.2	Определение насыпного веса	29
2.1.3	Определение пористости	30
2.1.4	Определение влажности	30
2.1.5	Определение крепости	30
2.1.6	Угол естественного откоса технология	31
2.1.7	Определение рабочего индекса измельчаемости пробы руды по методике Бонда	31
2.2	Мокрый ситовой анализ руды	33
2.3	Выполнение минералогических анализов	33
2.4	Выполнение химических анализов	33
3	Экспериментальная часть	34
3.1	Изучение вещественного состава	34
3.1.1	Состав породы и выполнение спектрального анализа руды	34
3.1.2	Минеральный состав руды	36
3.2	Изучение физико-механических свойств пробы руды	37
3.3	Химический, пробирный, фазовый, рациональный, гранулометрический анализы пробы руды	38
3.4	Исследование гравитационной обогатимости медных руд	40
3.4.1	Порядок проведения исследования	40
3.4.2	Гравитационное исследование по классам крупности	41
3.4.3	Гравитационное исследование в мелких фракциях	43
3.5	Отработка режима флотации	44
3.5.1	Испытание на основной флотации	44
3.5.2	Испытание основной флотации совместно с гравитационной концентрацией	44
3.5.3	Подбор реагентного режима	46

3.5.4	Серия исследований флотации измельченной руды	46
3.5.5	Перечистная флотация	47
3.6	Схемный опыт, рекомендуемая схема переработки и баланс металлов	48
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	50
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	52
	ПРИЛОЖЕНИЕ А	54

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность. Месторождение Коктасжал является наиболее богатым перспективным небольшим месторождением в Каркаралинском районе Карагандинской области, которое является дополнительным источником рудного сырья меди, золота и серебра.

Медные по месторождению представлены окисленными и сульфидными рудами. Раннее выполненные исследования рассматривали флотационный метод обогащения данного сырья, обеспечивающий высокое извлечение сульфидной меди до 90 %, извлечение окисленной меди достигало 50 %, но не обеспечивающий высокое извлечение золота, которое находилось на уровне 30-40 %. Разрабатываемая в магистерской диссертации комбинированная гравитационно-флотационная технология позволит увеличить извлечение золота, меди и серебра, как по сульфидным так и по окисленным рудам, тем самым более комплексно переработать руды месторождения Коктасжал.

Объектом исследований являлась медно-окисленная и медно-сульфидная золотосодержащая руда месторождения «Коктасжал»

Предмет исследований - разработка технологической схемы обогащения медных руды, месторождения «Коктасжал» с использованием комбинированных флотационно-гравитационных методов обогащения.

Целью данной **магистерской диссертации** является разработка комбинированной гравитационно-флотационной технологии переработки медных руд месторождения Коктасжал обеспечивающая более высокое извлечение металлов по сравнению с традиционной флотационной схемой обогащения.

Научная новизна работы. Новая технология характеризует собой принципиально новый уровень технологических показателей, ранее не достигнутый в практике обогащения руд. С освоением технологии есть все предпосылки для обеспечения рентабельности отработки малых месторождений труднообогатимых окисленных руд.

Практическая значимость данной работы заключается в получении достоверных данных о гравитационно-флотационной обогатимости медных руды с высоким извлечением золота и разработка экономически выгодной и эффективной технологической схемы обогащения.

1 Литературный обзор

1.1 Общие сведения о медных рудах

Медные руды — природные минеральные образования, содержащие медь в таких соединениях и концентрациях, при которых их промышленное использование технически возможно и экономически целесообразно.

Медные руды разделяют на сульфидные, оксидные и смешанные. В первичных рудах большинства промышленных месторождений медь присутствует в сульфидной форме. В зоне окисления она представлена карбонатами, силикатами, сульфатами, оксидами и др. соединениями. Известно свыше 200 медьсодержащих минералов, промышленные скопления образуют прим. 20. Главные минералы меди в сульфидных рудах, на долю которых приходится свыше 90 % мировых запасов и добычи меди: халькопирит (34,5% Cu), борнит (52-65% Cu) и халькозин (79,8% Cu). В медно-никелевых месторождениях в существенных количествах встречается кубанит (22-24% Cu), в месторождениях самородной меди — медь самородная (98-100% Cu). Главные минералы меди в окисленных рудах: малахит (57,4% Cu), азурит (55,5% Cu), хризоколла (36,1% Cu), брошантит (56,2% Cu), куприт (88,8% Cu). В медных рудах часто присутствуют минералы Fe, Mo, W, Pb, Co, As. В значительных количествах есть Au и Ag, а также V. Месторождения меди разделяют на 9 геолого-промышленных типов (медно-никелевые, железо-никелевые в габброидах, карбонатитовые, скарновые, медно-порфировые, кварцево-сульфидные, самородной меди, медистых песчаников и сланцев), входящих в 6 генетических групп (I. Магматическая; II. Карбонатитовая; III. Скарновая; IV. Гидротермальная; V. Колчеданная; VI. Стратиформная). В перспективе как самостоятельный геолого-промышленный тип могут оформиться месторождения медьсодержащих морских железо-марганцевых конкреций и мулов, а также ураново-золото-медные месторождения. Среднее содержание меди в различных типах руд колеблется в пределах 0,3-5 %. Медь присутствует в комплексных рудах Ni, Co, Pb, Sn, W, Bi, Au. Главные добывающие страны в конце XX — начале XXI века — Чили, США, Канада, Замбия, Конго (Браззавиль), Конго (Киншаса), Перу.

До 50 % производимой меди используется в электротехнической промышленности для производства кабелей, проводов, изготовления теплообменников, деталей холодильников, вакуумной аппаратуры. Однако 40 % меди расходуется на производство сплавов с цинком, оловом, алюминием, никелем, железом, марганцем, бериллием, кремнием и другими элементами. Наиболее известны сплавы меди с цинком — латунь, с оловом, алюминием, кремнием и бериллием — бронзы, с никелем и цинком — мельхиор, с никелем и марганцем — никелин, константан и манганин.

Указанные сплавы широко используются в электротехнике, машиностроении, авиационной, судостроительной и приборостроительной отраслях промышленности, для изготовления хирургических инструментов, бытовых предметов и художественных изделий, а также для чеканки монет. Соли меди применяются в качестве микроудобрений, для борьбы с вредителями и болезнями растений, в кожевенной и текстильной промышленности.

По уровню производства и потребления среди других металлов медь занимает третье место после железа и алюминия [1].

Таблица 1 - Главнейшие минералы меди

Минерал	Химический состав (формула)	Содержание меди, %	Плотность, г/см ³
Халькопирит	CuFeS_2	34,5	4,1–4,3
Борнит	Cu_5FeS_4	52–65	4,9–5,2
Халькозин	Cu_2S	79,8	5,5–5,8
Кубанит	CuFe_2S_3	22–24	4,0–4,2
Блеклые руды	$3\text{Cu}_2\text{S}(\text{Sb, As})_2\text{S}_3$	22–53	4,4–5,1
Энаргит	Cu_3AsS_4	48,3	4,4–4,5
Ковеллин	CuS	66,5	4,6–4,7
Малахит	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	57,4	3,9–4,1
Азурит	$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	55,3	3,7–3,9
Хризоколла	$\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	32,8–40,3	2,0–2,3
Брошантит	$\text{CuSO}_4 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$	56,2	3,8–3,9
Атакамит	$\text{CuCl}_2 \cdot 3\text{Cu}(\text{OH})_2$	59,5	3,7–3,8
Куприт	Cu_2O	88,8	5,8–6,1
Тенорит	CuO	79,9	5,8–6,4
Самородная медь	Cu	88–100	8,5–8,9

1.2 Разновидности медных руд

Медно-порфировые руды занимают первое место по запасам и добыче меди (около 40 % мировой добычи меди). Высокая промышленная ценность этих руд определяется крупными размерами рудных тел, неглубоким их залеганием, равномерным распределением металла. Содержание меди в медно-порфировых рудах колеблется в пределах 0,4 — 1,2%. Рудные минералы — малахит, азурит, куприт, брошантит, хризоколла, халькозин, пирит. Иногда в рудах присутствуют магнетит, сфалерит, борнит, галенит, гематит.

В кварц-сульфидных или жильных рудах рудные минералы представлены магнетитом, халькопиритом и иногда молибденитом, а нерудные — кальцитом, кварцем, серицитом и хлоритом, а также иногда

баритом и флюоритом. Для этих руд характерна жильная, прожилковая и вкрапленная текстура. Залегают они на глубины 30 — 40 м, содержание окисленных руд не превышает 5% всех кварц-сульфидных руд. Кварц-сульфидные руды имеют второстепенное значение.

Месторождения самородной меди обычно образуются в зоне окисления некоторых медно-сульфидных месторождений вместе с окисленными минералами меди — купритом, малахитом и азуритом. Самородная медь может также встречаться в медистых песчаниках и сланцах.

Медно-колчеданные руды характеризуются большим разнообразием форм, размеров и типов взаимоотношений рудных и породных минералов. Главный рудный минерал — пирит, есть также халькопирит, сфалерит, иногда пирротин, галенит, борнит, халькозин, арсенопирит. Нерудные минералы — серицит, хлорит, кварц, а также барит, кальцит и сидерит. Согласно минеральному составу колчеданные руды подразделяются на медные и медно-цинковые, полиметаллические и серные. В серно-колчеданных рудах основное значение имеет сера; медь, свинец, цинк — подчинённое.

Стратиформные руды представлены медистыми песчаниками и сланцами. Медистые песчаники и сланцы являются вторым крупным источником для получения меди (около 30 % всех запасов меди) после руд медно-порфирового типа. Основным медным минералом этих руд является халькозин, а также борнит и халькопирит, иногда присутствуют ковелин, самородная медь. В виде примесей могут присутствовать свинец, цинк, серебро, кобальт и др.

По текстурным особенностям медные руды подразделяют на сплошные, массивные и вкрапленные.

Сплошные сульфидные медно-пиритные руды, конечно, богаче вкрапленных, характеризуются высоким содержанием серы (до 90 — 95%), которая представлена пиритом в сростках с сульфидами меди и цинка. Соотношение меди, цинка и серы в сплошных медно-колчеданных рудах достигает 1:1:20. Основные запасы меди сосредоточены во вкрапленных рудах. Наиболее распространёнными являются медно-порфировые руды и медистые песчаники. Медно-порфировые руды обычно содержат халькопирит и пирит, а как ценные сопутствующие компоненты — молибден и золото. Медистые песчаники, как правило, имеют незначительное содержание пирита, а медные минералы в них часто представлены халькозином и борнитом, что позволяет при их обогащении получать концентраты с высоким содержанием меди. В медистых песчаниках серебро связано с халькозином и в меньшей степени с борнитом [19, 2].

1.3 Месторождения медных руд в мире

Уникальные месторождения имеют запасы более 5 млн т меди (Эль-Теньенте, Чукикамата[1] в Чили и др.), очень большие — 1-5 млн т, средние — 0,2-1 млн т и мелкие — менее 0,2 млн т меди. Богатые руды содержат Cu 2,5-3%, рядовые — 1-2,5% и бедные — меньше 0,5%. Среди промышленных месторождений меди выделяются: магматические, карбонатитовые, скарновые, плутогенные гидротермальные, вулканогенные гидротермальные, колчеданные и стратиформные типы.

Магматические месторождения представлены сульфидными медно-никелевыми рудами и медно-ванадиевыми комплексными рудами, из которых, кроме меди (содержание 1-2%) и никеля, добывают также кобальт, золото, платину и рассеянные элементы. Нерудные минералы представлены главным образом плагиоклазом и пироксеном. К таким месторождениям относятся в России: Печенга, Аллареченское, Мончегорское (Кольский полуостров); Талнах, Октябрьское, Норильск (Красноярский край); в Финляндии — Пори; Швеции — Клевая; Канаде — Садбери, Томпсон; США — Стиллуотер и в ЮАР — Бушвельд, Инсизва.

К группе вулканогенных гидротермальных месторождений относятся редкие проявления формаций самородной меди (месторождения озера Верхнего, США). Такие рудопоявления известны в Азербайджане, на Урале, Кольском полуострове, в Казахстане и Горной Шории. Медные и медно-цинковые колчеданные месторождения известны на Урале (Гай, Сибай), в Мугоджарах (Приорское), на Кавказе (Уруп, Кафан), в Турции (Эрганы), на Кипре (Скуршо-Тисса), в Болгарии (Радка), Испании (Рио-Тинто), Норвегии (Леккон), Швеции (Болиден), США (Юнайтед Верде), Канаде (Кидд-Крик), Японии (Бесси) и др. Руды сложены сульфидами железа (на 80-90%) и содержащих S до 40%, Cu 3-5%, Zn 2-4%. Попутно изымают Cd, Se и Te.

Карбонатитовые медные руды очень редки, в них кроме меди содержится магнетит, а породы представлены карбонатами, оливином, апатитом. Представителем карбонатитовых руд является месторождение Палабор (ЮАР). Месторождение комплексное, содержит медь (в среднем 0,68%), железо и фосфатное сырье. Запасы меди оцениваются в 1,5 млн т.

Скарновые месторождения меди — комплексные, в них присутствуют молибден, кобальт, висмут, селен, теллур, железо, свинец, сурьма, мышьяк, никель, олово, вольфрам. Сульфидные минералы в этих рудах имеют неравномерные вкрапления или ассоциированные с эпидотом, кварцем, кальцитом. Эти месторождения известны в Казахстане (Саяк), РФ — на Урале (Турьинская группа), в Западной Сибири (Юлия), США (Клифтон, Бисби), Мексике (Долорес) и др. Содержание меди в них высокое, но неравномерное (1-10%, в среднем 1,5-3%). Руды, кроме меди, содержат Mo, Au, Hg, Co, Bi, Se, Te.

Среди плутогенных гидротермальных месторождений выделяются медно-порфировые и жильные. К первым относятся месторождения крупных

скоплений небогатых медных или молибден-медных прожилково-вкрапленных руд штокверкового типа в порфировых интрузиях. Они известны в Казахстане (Коунрад), Узбекистане (Кальмакир), Закавказье (Каджаран), на территории стран бывшей Югославии (Медет, Асарел), Чили (Эль-Теньенте), Перу (Токепала), Панаме (Сьерра-Колорада), США (Бингем-Каньон, Моренси, Мануэль), Канаде (Вэлли-Коппер) и др. Среднее содержание меди в первичных рудах 0,2-0,7%, в зоне повторного обогащения он увеличивается до 1-1,5%. Попутно добывается Мо (0,005-1,05%), Se, Te и Re. Жильные месторождения распространены, но крупные объекты встречаются редко. К ним относятся Чатыркульское и Жайсанское (Казахстан), Рсен и Вирли Бряг (Болгария), Бьютт, Магма (США), Матаамбре и Эль-Кобре (Куба). Рудные жилы при мощности 0,3-10 м. прослеживаются на глубину до 500-600 м. и в длину до 10 км. Содержание меди достигает 4-5%. Попутно добываемые благородные и рассеянные металлы.

К гидротермальным месторождениям относят медно-порфировые, кварц-сульфидные месторождения и месторождения самородной меди [2].

1.4 Сырьевая база медной отрасли Республики Казахстан

Традиционно в Республике Казахстан (РК) большое влияние на формирование макроэкономических показателей хозяйственной деятельности оказывает ее горно-металлургический комплекс. По данным Комитета по статистике Министерства национальной экономики Республики Казахстан доля горно-металлургического комплекса (без учета добычи нефти и газа) по отношению к совокупному объему промышленного производства в стране составляет 28,4%, из которых на горнодобывающую промышленность приходится 10,1%, а на металлургическую – 18,3%. На долю отрасли приходится около 12 % ВВП РК по данным 2016 г. (без учета нефти и газа) и 23% экспорта. Динамика развития горно-металлургической промышленности имеет тенденцию к росту: за период 2012-2016 гг. совокупный объем производства в горнометаллургической отрасли вырос в 1,5 раза. Устойчивое развитие горнометаллургического комплекса является основой конкурентных преимуществ Казахстана на мировом рынке сырья и готовой продукции в условиях глобальных вызовов, что подтверждено государственной задачей.

Наибольшую долю в составе продукции горнодобывающей промышленности занимает добыча руд цветных металлов, в 2016 г. ее удельный вес достиг 40% (рис. 1.1). Благодаря этому Казахстан занимает сильные позиции на мировом рынке цветных металлов: 9-е место в мире по запасам меди, 11-е место по добыче и 7-е место по производству рафинированной меди. Доля республики в мировом производстве меди

составляет 2,3 %. Руды цветных металлов Казахстана отличаются высоким качеством: устькаменогорский цинк, балхашская и жезказганская медь зарегистрированы в качестве эталонов на Лондонской бирже цветных металлов.

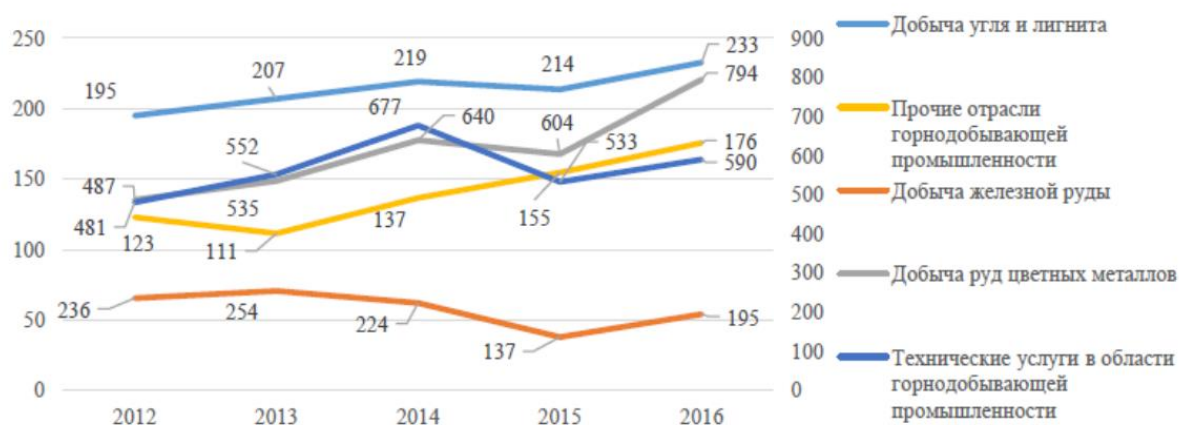


Рисунок 1.1 – Динамика добычи в горнодобывающей промышленности Республики Казахстан по видам деятельности в 2012-2016 гг., в млрд тенге

Республика Казахстан является традиционно медной страной и эта отрасль является инвестиционно привлекательной. В горнорудном секторе самым приоритетным направлением инвестирования недропользования является добыча и производство урана – \$ 869,4 млн, на втором месте стоит производство меди – \$ 781,1 млн в 2016 г. Добыча меди в Казахстане, в том числе и получение меди в концентрате, производство рафинированной меди, поступательно растут.

Эксплуатируются преимущественно месторождения медистых песчаников, медно-порфировые и колчеданно - полиметаллические. В 2017 г. Добыча медных руд в Казахстане составила почти 78,5 млн т и 5,77 млн т руд медноцинковых. Из них 26 млн т добыто в Карагандинской области, 28,5 млн т – в Павлодарской и 18,3 млн т – в Восточно-Казахстанской областях. Всего было произведено 10,5 млн т медного концентрата и 408435 т рафинированной меди. Производство рафинированной меди сосредоточено главным образом в Карагандинской области: в 2017 г. произведено 314730 т, и в ВосточноКазахстанской области, соответственно, 79651 т.

Основными потребителями меди в мире являются строительство и высокотехнологичные отрасли промышленности, а ожидание появления новых областей применения меди и прогнозы производителей в отношении развития мирового рынка меди приводят к увеличению объемов вновь вводимых мощностей. Мировой спрос на рафинированную медь растет и в 2017 г. составил 24,4 млн т по данным UBS Global Researched. Глобальный рост населения, продолжающаяся урбанизация требуют значительных

инвестиций в инфраструктуру, основным сырьем для которой по-прежнему является медь. Наблюдаемый в последние годы рост цен на медь на Лондонской бирже металлов (London Metal Exchange, LME) показывает целесообразность и дальнейшего вложения средств в развитие медной отрасли, в том числе и в Республике Казахстан.

Крупнейшие производители меди в Казахстане – «Казахмыс» (добыча 0,23 млн т в 2016 г., виды товарной продукции медь, цинк), «Kaz Minerals» (0,18 млн т, товарная продукция медь), «Казцинк» (0,5 млн т, товарная продукция цинк, свинец, медь, алюминий).

Достоверно разведанные запасы меди в Казахстане оцениваются примерно в 36,6 млн т. Обеспеченность горнодобывающих предприятий подготовленными к эксплуатации запасами меди невелика и составляет ориентировочно 25-30 лет. Основной объем балансовых запасов и месторождений меди сосредоточен в Восточном и Центральном Казахстане, при этом 13 большая их часть заключена в бедных медно-порфировых месторождениях. Резервом для укрепления минерально-сырьевой базы является ряд колчеданнополиметаллических месторождений на востоке республики (Артемьевское, Космурун, Акбастау и др.). В Центральном Казахстане подготовлено к эксплуатации медно-порфировое месторождение Нурказган с рудами высокого качества, в Южном Казахстане – медное месторождение Шатырколь, а в Жезказганском горнорудном районе – одно из крупнейших в стране месторождений Жаман-Айбат. Значительным потенциалом обладают также месторождения медно-порфирового типа, такие как Актогай, Айдарлы, Коксай и Бозшакольское. Вовлечение этих месторождений в отработку было связано, прежде всего, с решением технологических проблем, позволяющих вести рентабельную отработку низкосортных руд.

Основные проекты роста корпорации «Kaz Minerals» – это проекты разработки месторождений Бозшаколь и Актогай. Полная проектная мощность обогатительных фабрик Бозшакольского ГОКа составит 30 млн т руды в год. Срок эксплуатации рудника – более 40 лет, содержанием меди в руде – 0,36%. Объем производства в первые 10 лет составит 100 тыс. т меди в катодном эквиваленте и 120 тыс. унций золота в концентрате в год. Запасы меди на месторождении Актогай оценены в 5,8 млн т меди и 115 тыс. т молибдена. Срок эксплуатации рудника Актогай составит более 50 лет, содержание меди в окисленной руде 0,37% и 0,33% – в сульфидной руде. Годовая мощность обогатительной фабрики по переработке сульфидной руды составит 25 млн т. Операционные затраты месторождения Актогай являются конкурентными среди международных медедобывающих проектов. Объем производства в первые 10 лет составит 90 тыс. т меди в катодном эквиваленте из сульфидной руды и 15 тыс. т катодной меди из окисленной

руды. Медное производство Группы «Kaz Minerals» в ближайшие годы ожидается в диапазоне 270-300 тыс. т.

Крупнейшей корпорацией, осуществляющей добычу медьсодержащих руд на территории Казахстана, и входящей в первую десятку медных компаний мира, является ТОО «Корпорация «Казахмыс», которой в 2017 г. было произведено 14 233,77 тыс. т меди в катодном эквиваленте. На эту компанию приходится около 85% выпускаемого в стране медного концентрата и 90% рафинированной меди. Главной сырьевой базой ТОО «Корпорация Казахстанмыс» по-прежнему остается Жезказганское месторождение. Однако, за многолетний период интенсивной отработки месторождения произошло количественное и качественное истощение минерально-сырьевой базы и основная часть балансовых запасов Жезказганского месторождения на сегодняшний день отработана. К 1980-1990 гг. содержание меди в руде снизилось до 1,08%, сейчас фабрики работают с рудой, содержащей 0,7 - 0,8% меди) Поэтому в качестве резерва восполнения сырьевой базы ПО «Жезказганцветмет» корпорации «Казахмыс» рассматриваются забалансовые запасы действующих рудников, включая смешанные руды в зонах обрушения, в нарушенных опорных целиках, в охранных целиках, в выclinках рудных тел, и накопленные техногенные образования, представленные бедными окисленными и смешанными рудами в рудных отвалах и отходами обогащения руд в хвостохранилищах.

На балансе ТОО «Корпорация Казахстанмыс» на сегодняшний день находится в техногенных образованиях более 2 млрд т бедных руд и горных пород, более 870 млн т хвостов обогащения и 21 млн т шлаковых отвалов двух медеплавильных заводов в городах Балхаш и Жезказган, а суммарное количество меди в техногенных минеральных образованиях оценивается порядка 4 млн т. Компанией намечен курс на вовлечение в переработку забалансового сырья: проводится поиск инвесторов, активно проводятся исследования по переработке окисленных руд месторождений Конырат, Шатырколь, Жайсан. Для вовлечения в переработку вскрышных пород, забалансовых и окисленных руд необходимо проводить научные, технологические исследования, разрабатывать и внедрять новые технологии добычи и переработки с учетом имеющегося мирового опыта.

Существенное истощение минерально-сырьевой базы, сокращение балансовых запасов руд и одновременно нахождение значительных запасов металлов в техногенных минеральных образованиях являются характерными тенденциями для многих горнодобывающих предприятий страны. При этом практически на всех меднорудных предприятиях имеется в значительных объемах нетрадиционное минеральное сырье в виде отвалов бедных и забалансовых руд с низким содержанием металлов, в качестве потерь в недрах месторождений

оставлены как богатые, так и бедные руды в виде целиков, отдельных локальных рудных тел, в закладочном массиве, в зонах обрушения, в неразработанных минерализованных зонах ранее некондиционных руд, которые в соответствии с горнотехническими условиями эксплуатации месторождений или из-за низких содержаний полезных компонентов не отрабатывались. Кроме того, накоплены огромные количества отходов горно-обогатительного и металлургического производств. Запасы ценных компонентов в таких техногенно-минеральных образованиях исчисляется десятками тысяч тонн цветных, редких и благородных металлов и в настоящее время практически не используются. Объемы забалансовых руд в отвалах, в виде окисленных и смешанных руд в зонах окисления, в недрах и накопленных на поверхности техногенных образованиях на крупных месторождениях меди в Казахстане, являются значимыми потенциальными ресурсами для восполнения минерально-сырьевой базы меднорудной отрасли при переработке их комплексными технологиями обогащения и выщелачивания.

По данным на горнорудных предприятиях Казахстана в отвалах и хвостохранилищах находится более 20 млрд т техногенного минерального сырья, и ежегодно накапливается около 1 млрд т. Отходы обогатительных фабрик и металлургических заводов требуют формирования специальных инженерных сооружений для хранения техногенного сырья, а сами отходы содержат не только полезные, но и вредные компоненты, которые оказывают негативное влияние на окружающую среду.

Вопросы рационального и комплексного использования сформированной техногенной минерально-сырьевой базы приобретают для медной отрасли Республики Казахстан первостепенное значение, что подразумевает повышение полноты освоения запасов эксплуатируемых месторождений, снижение потерь, как при добыче, так и при переработке минерального сырья, решение вопросов утилизации накопленного в отвалах забалансовых руд, хвостохранилищах, шлакоотвалах техногенного минерального сырья. Проблема представляется актуальной не только с точки зрения расширения сырьевой базы металлургической и химической промышленности, увеличения добычи и выпуска металлов, но и с позиции ликвидации отвалов, высвобождения значительных площадей общественно полезных земель, охраны окружающей среды. Это обусловлено тем, что отвалы забалансовых и некондиционных руд, минерализованных горных пород, отработанные месторождения являются долговременным источником загрязнения окружающей среды за счет самопроизвольного выщелачивания из них меди, цинка, свинца, мышьяка и других металлов.

Для пополнения минерально-сырьевой базы меди в РК в последние годы были исследованы окисленные и смешанные медные руды более 15-ти месторождений: Актогай, Коунрад, Бенкала, Нурказган, Шатыркуль,

Карчига, Таскора, Борлы, Аяк-Коджан, Бозшаколь, Байтемир, Бесчоку, Жезказган, Вавилонское. Разработаны гидрометаллургические технологии извлечения меди из забалансовых, окисленных медных руд с применением методов выщелачивания, экстракции – электролиза, обеспечивающих высокое извлечение меди в высокосортную товарную продукцию – катодную медь высокой чистоты с содержанием меди 99,99%. Результаты научно-исследовательских работ по кучному выщелачиванию, полученные в Восточном научно-исследовательском горно-металлургическом институте цветных металлов – филиале РГП «НЦ КПМС РК» «ВНИИЦветмет», начиная с 1997 г., используются при составлении ТЭО и разработке регламентов на проектирование, и уже легли в основу целого ряда металлургических проектов по кучному выщелачиванию меди в Казахстане. К числу реализованных в последние годы в проектных решениях комбинированных технологий относятся крупные проекты эксплуатации отвалов окисленных руд месторождения Коунрад, кучного выщелачивания окисленных руд карьерной крупности на месторождениях Актогай и Бозшаколь, кучного выщелачивание дробленой руды на месторождениях Аяк-Коджан. В 2012 г. был запущен гидрометаллургический завод в ТОО «KazCopper» по переработке смешанных медных руд месторождения Бенкала, проектной мощностью 7 тыс. т по катодной меди в год, а в 2014 г. введен в эксплуатацию экстракционный завод производительностью 2,5 тыс. т катодной меди в год на месторождении Аяк-Коджан, построенный ТОО «Eurasia Copper Operating». На месторождении Актогай (KAZ Minerals PLC) переработка окисленной руды по технологии кучного выщелачивания, жидкостной экстракции и электролиза (SX/EW) началась в IV квартале 2015 г. В 2016 г. уже было получено 18,1 тыс. т катодной меди на комплексе по переработке окисленной руды. Общая себестоимость переработки окисленной руды на Актогае оценена в 110-130 центов США/фунт.

Переработка отвалов, накопившихся в процессе деятельности Коунрадского рудника, производится по технологии кучное выщелачивание – жидкостная экстракция – электролиз. Традиционная для мира технология SW-EX в Казахстане впервые была использована на проекте Коунрад. Общее количество меди в отвалах оценивается в 587 тыс. т, из них извлекаемой меди – около 240 тыс. т. Для переработки растворов выщелачивания в 2008 г. был введен в эксплуатацию опытный завод, производительностью 200 кг катодной меди в сутки. Готовой продукцией являются медные катоды марок М00к и М0к. Завод по производству катодной меди ТОО «Медная компания Коунрад» (пос. Коунрад, Карагандинская обл.), работающий по технологии SW-EX на окисленных, смешанных и сульфидных рудах отвалов коунрадского рудника, был введен в строй по Карте индустриализации в 2012 г., совместно с британской компанией Central Metals Asia и вышел на проектную мощность 10 тыс. т катодной меди в год запуска. В 2016 г.

производство меди на Коунраде выросло с 12 тыс. т до 14 тыс. т. Перспективной сырьевой площадкой проекта являются Западные отвалы, строительство которой было завершено в 2016 г. с объемом капитальных затрат \$13,5 млн.

Вовлечение в эксплуатацию техногенной сырьевой базы имеет важное социальное, экономическое и экологическое значение для Жезказганского региона, где накоплены миллиардные объемы техногенных георесурсов в целиках, зонах обрушений, в отвалах вскрышных пород, пород от проходки подземных горных выработок, в отвалах забалансовых руд, в хвостохранилищах обогатительных фабрик, в шлаковых отвалах металлургического производства, в условиях качественного и количественного истощения балансовых запасов действующих рудников. Результаты проведенной ревизии запасов природного и техногенного сырья Жезказганского месторождения показали, что из общего числа медьсодержащих забалансовых запасов (540 млн т) пригодными к отработке являются около 400 млн т руды со средним содержанием меди в товарной руде 0,31%. Поэтому в общей структуре учета запасов месторождений Жезказганского горнопромышленного региона необходимо производить оценку состояния и движения запасов техногенного сырья, и разрабатывать инновационные решения по их вовлечению в промышленную эксплуатацию современными физико-техническими и физико-химическими геотехнологиями, зачастую, отличными от базовых технологий добычи и обогащения медных руд месторождений данного региона.

Для условий Жезказганского месторождения внедрение инновационных геотехнологий добычи руд в ранее потерянных целиках, в зонах обрушений, добычи и переработки нетрадиционного для данного месторождения низкосортного медьсодержащего сырья – бедных сульфидных, окисленных и смешанных руд и лежалых хвостов из хвостохранилища способно продлить срок устойчивой работы горно-перерабатывающего комплекса не менее чем на 40 лет. Первым этапом расширения минерально-сырьевой базы регионообразующего предприятия – производственного объединения «Жезказганцветмет» корпорации «Казахмыс» определено вовлечение в переработку имеющегося в Жезказганском регионе медьсодержащего сырья, ранее не вовлекавшегося в производство традиционными способами: упорные окисленные руды карьеров Клубный и Больничный, участка Кресто Жезказганского месторождения; смешанные труднообогатимые руды участков Кресто, Златоуст и Покро-Север Жезказганского месторождения; смешанные труднообогатимые забалансовые руды месторождения Таскора, заскладированные в отвале. Объемы окисленных и смешанных руд на этих месторождениях, пригодных для первоочередной отработки, составляют свыше 6 млн т с запасами меди 59,35 тыс. т, серебра – 64,79 т.

Проведенный анализ современного состояния медной отрасли Республики Казахстане показал, что развитие рудной базы связывается не только с введением в эксплуатацию новых месторождений, а, в первую очередь, с вовлечением в переработку ранее неперерабатываемых отвалов некондиционных руд, вскрышных минерализованных пород, потерянных запасов в недрах месторождений, хвостов обогащения, отходов металлургического производства и т.п. При этом наиболее трудными объектами для переработки являются смешанные медные руды, в том числе заскладированные в отвалах на многих медных месторождениях Казахстана. Типичным примером труднообогатимых смешанных руд является отвал медного месторождения Таскора. Поэтому он принят в качестве базового объекта в диссертационном исследовании [11].

1.5 Технологии переработки окисленных и смешанных медных руд

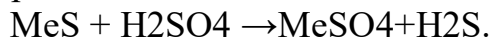
Для отвалов забалансовых, некондиционных руд, минерализованных пород вскрыши, руд, потерянных в недрах при традиционных способах добычи, наибольшее распространение получил геотехнологический метод переработки минерального сырья в вариантах кучного, подземного, чанового сернокислотного выщелачивания. В основе механизма выщелачивания лежат либо химические реакции кислотно-обменного растворения, либо окислительного бактериального, либо комбинация кислотного и окислительного бактериального выщелачивания. При агитационном выщелачивании могут также использоваться аммиак, воздух или кислород. Наиболее распространенными растворителями при выщелачивании медных руд являются серная, соляная и азотная кислоты, щелочные и цианистые растворы. Действие различных растворителей на соединения меди.

Медь довольно легко переходит в раствор из окисленных (кроме ферритов и отчасти силикатов), сульфатных и хлоридных соединений, значительно труднее извлекается из сульфидных соединений и практически не извлекается из халькопирита при обычных условиях ни одним из известных растворителей. Соляная кислота относится к агрессивным растворителям. Ее сложнее транспортировать, она дорога и трудно регенерируется.

Известно, что окислителем и растворителем большинства сульфидов металлов является крепкая серная кислота. Одна группа сульфидов (галенит, сфалерит, пирротин) довольно легко сульфатизируется ею, начиная с температуры 50°C и выше, с выделением сероводорода. Другая группа (халькопирит, халькозин, ковеллин, пирит) взаимодействует с серной кислотой при более высоких температурах (не менее 150°C), выделяя в

газовую фазу диоксид серы. Практически полностью перечисленные сульфиды вскрываются серной кислотой при нагревании до 300 °С.

В геотехнологических условиях для переработки сульфидного медьсодержащего сырья можно использовать разбавленную серную кислоту, окислительные свойства которой выражены слабее, и растворение сульфидов протекает по реакциям обменного типа:



Пирротин легко разлагается разбавленными растворами серной кислоты. Халькозин и ковеллин устойчивы в сернокислотных растворах в отсутствие кислорода, халькопирит и пирит занимают промежуточное положение, причем пирит является наименее реактивным.

Механизм растворения сульфидных медных минералов в подкисленном растворе серной кислоты изучался Сюлливаном. Им было показано, что с наибольшей скоростью извлекается в раствор медь из халькозина, медленнее – из ковеллина, труднее всего выщелачивается медь из халькопирита.

Растворение сульфидных минералов представляет собой многоступенчатый процесс, сопровождаемый частичными структурными превращениями исходных форм до их более легкорастворимых соединений. Отмечено положительное действие окислителей на процесс растворения промежуточных соединений на поверхности халькопирита и борнита.

Растворы сульфата железа трехвалентного можно применять при переработке руд с невысоким содержанием основных породообразующих минералов. На практике их обычно подкисляют, поскольку в водной среде растворы сульфата железа (III) подвергаются гидролизу. К недостаткам этого растворителя относится сложность его регенерации из отработанных растворов.

Реакции окисления сульфидов ионами трехвалентного железа протекают наиболее эффективно в присутствии микроорганизмов *Thiobacillus ferrooxidans*. Сульфат двухвалентного железа применяется в промышленном масштабе на заводе «Инсперейшн» (штат Аризона, США) для переработки смешанных сульфидных руд. Окисление FeSO_4 в $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ производится хлором, тионовыми бактериями, аэрацией. В работе отмечаются и недостатки, свойственные подобным схемам: чувствительность Fe^{3+} к изменению pH и строгие требования к поддержанию оптимальной концентрации ионов Fe^{2+} и Fe^{3+} в растворе. В работе рекомендовано поддерживать соотношение $\text{Fe}^{3+} / (\text{Fe}^{2+} + \text{Fe}^{3+})$ в пределах 0,5-1,0, то есть отношение $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$ должно быть, по крайней мере, равным или более единицы.

При выщелачивании сульфидсодержащих полиметаллических руд растворами серной кислоты наиболее полно и со сравнительно высокой скоростью происходит выщелачивание меди из окисленных минералов – малахита, азурита, а также с меньшей интенсивностью из хризоколлы. В

работе установлено, что для крупности минеральной фракции -100- +200 меш и температуре 35°C 100 %-ное извлечение меди из малахита и азурита при концентрации серной кислоты 10 г/дм³ достигается за 1 сутки, для хризоколлы процесс более длительный. Авторами работы при изучении кинетики растворения азурита из отвалов Джекказганского и малахита Меднорудянского месторождений в водных растворах серной кислоты (с использованием методики вращающего диска) показано, что азурит растворяется быстрее малахита и процесс протекает согласно закономерностям диффузионного режима. По результатам исследований процессов растворения азурита и малахита с целью интенсификации этих процессов при выщелачивании соответствующих окисленных руд авторы рекомендуют более интенсивный массообмен, повышение концентрации серной кислоты до 100 г/дм³. Повышение температуры оказывает меньшее влияние. При изучении скорости растворения смешанных актогайских руд в условиях свободной конвекции сернокислых растворов показано, что скорость растворения малахита и хризоколлы зависит в основном от концентрации кислоты и не зависит от температуры. Скорость растворения куприта прямо пропорциональна росту температуры и концентрации растворителя, а для растворения халькопирита и борнита помимо кислоты большое значение имеет доступ кислорода к поверхности минерала и температура процесса. Экранирующее действие опаловидной пленки на медных минералах некоторых месторождений, например, Айдарлинского, может быть устранено введением в растворитель хлористого натрия. Автором изучено влияние хлорида натрия, обладающего декрепентирующими свойствами, на разрушение опаловидной пленки. Показано, что при увеличении концентрации хлорида натрия с 50 до 250 г/дм³ скорость растворения малахита возрастает почти в два раза, хризоколлы – в 2,4-2,7 раза. В работе медь из окисленных руд, представленных в техногенных отходах с содержанием меди 1 % масс., золота 0,5 г/т, выщелачивали сернокислыми растворами – вначале с низким, затем с более высоким значением окислительно-восстановительного потенциала. Повышение потенциала обеспечивали введением в раствор ионов Fe³⁺. Для увеличения концентрации ионов Fe³⁺ перед доукреплением серной кислотой, выщелачивающий раствор доводили до pH 4-5 и обрабатывали кислородсодержащим газом (воздухом или воздухом, обогащенным кислородом).

Комбинированная технология переработки смешанных руд отвала месторождения Таскора была разработана в Восточном научноисследовательском горно-металлургическом институте цветных металлов (ВНИИцветмет) по заданию ТОО «КазГидроМедь». При изучении вещественного состава пробы с отвала с содержанием меди 0,77% было установлено, что содержание меди, представленной малахитом, азуритом,

хризокolloй и оксидами составляет 0,41% абс. или 53% отн., халькозином, ковеллином, борнитом – 0,30% абс. или 38% отн., халькопиритом, блеклой рудой – 0,06% абс. или 7% отн. Был сделан вывод о том, что, поскольку медь в руде находится как в окисленной, так и сульфидной форме, необходима разработка комбинированной технологии переработки смешанных, труднофлотируемых руд. Разработанная во ВНИИцветмет схема переработки руды приведена на рисунке 1.2. В лабораторных исследованиях по данной схеме сквозное извлечение меди из руды с содержанием меди 0,77% в товарную продукцию медный концентрат и катодную медь было достаточно высоким – 89,15 %. Но расход серной кислоты на выщелачивание был весьма велик – 198,3 кг на 1 т руды. При проведении испытаний технологии переработки смешанных руд месторождения Таскора на опытно-промышленной установке ВНИИцветмет были опробованы различные схемы флотации руды: с выводом хвостов I перечистки в качестве промпродукта, без вывода промпродукта, с включением третьей перечистки концентрата основной флотации. Качественно-количественная схема флотационной переработки руды на опытно-промышленной установке приведена на рисунке 1.3.

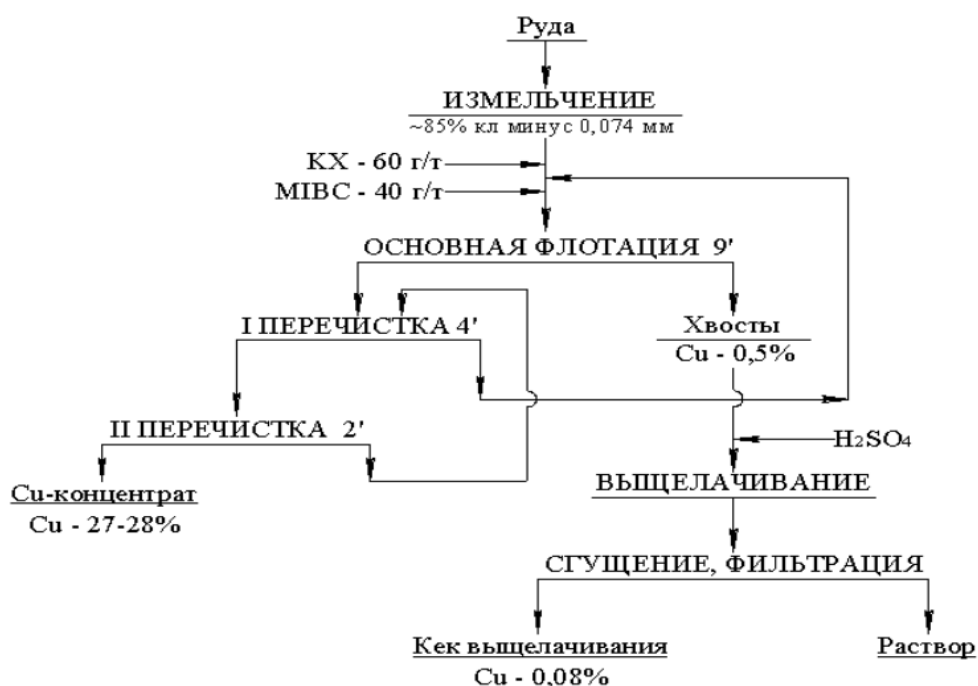


Рисунок 1.2 – Технологическая схема переработки смешанной медной руды в лабораторных условиях, разработанная ВНИИЦветмет

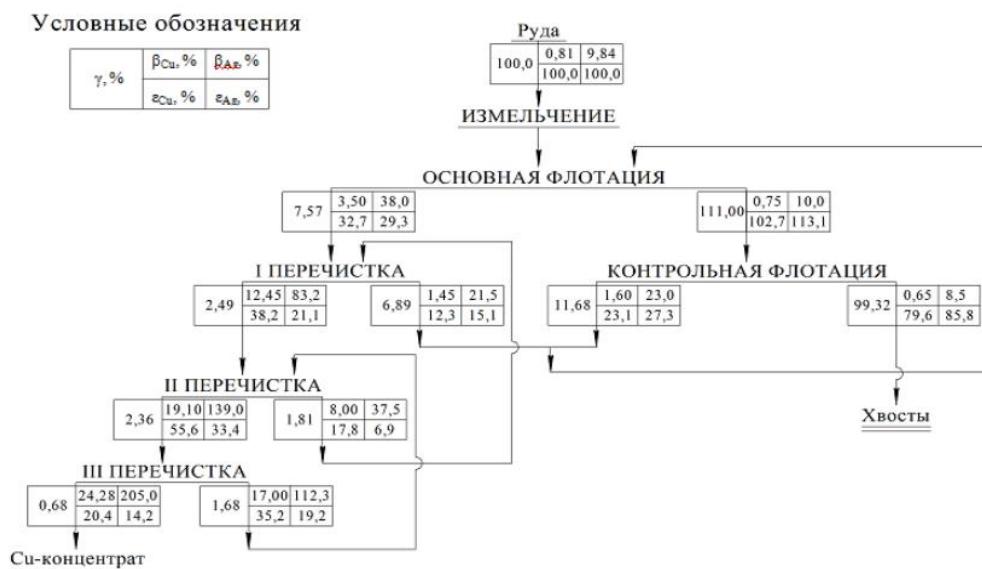


Рисунок 1.3 – Качественно-количественная схема флотации смешанной медной руды по технологии ВНИИцветмет

Для переработки продуктивных растворов выщелачивания была разработана схема, включающая операции: двустадийная экстракция раствора с возвратом рафината на последующие операции выщелачивания; реэкстракция обогащённой органической фазы; электролиз меди из медного электролита; очистка и утилизация избытка рафината. Экстракция проводилась в две стадии с использованием 15 % раствора Lix-984N в керосине при О:В=1:1. Реэкстракция – в одну стадию при О:В=2:1. Электролитическое осаждение меди вели при плотности тока 220 А/м². Переработки избытка рафината проводилась агитацией его с известковым молоком до достижения рН=10,0-10,5. Качественноколичественные показатели гидрометаллургической переработки 1 т хвостов флотации по результатам опытно-промышленных испытаний ВНИИцветмета приведены на рисунке 1.8. Извлечение меди в раствор на стадии выщелачивания составило 84,9 %, на стадии переработки растворов – 99,1 %.

Таким образом, по технологии, разработанной и испытанной на опытнопромышленной установке во ВНИИцветмете, включающей флотационное обогащение руды, сернокислотное выщелачивание хвостов флотации и переработку продуктивных растворов по схеме экстракция-реэкстракция-электролиз, могут быть получены медный концентрат с содержанием меди 23,24 %, серебра – 203 г/т при извлечении меди и серебра 20,6 и 14,7 %, соответственно, и катодная медь с содержанием 99,98 % при извлечении 66,8 %. Отходами технологии являются кек выщелачивания и гипсовый кек. Основным недостатком разработанной комбинированной

технологии является большой удельный расход серной кислоты, равный 208 кг/т исходной руды, обусловленный повышенным содержанием карбонатов в смешанной руде месторождения Таскора. Кроме того, технология характеризуется высокими капитальными затратами и эксплуатационными расходами, преимущественно на гидрометаллургический передел.

Исследования возможностей кучного выщелачивания смешанных медных руд, выполненные в рамках научно-исследовательской работы по проектированию предприятия по переработке окисленных медьсодержащих руд Жезказганского региона с получением катодной меди на заводе SX-EW, показали что отвалы руды месторождения Таскора являются неблагоприятными для переработки методом кучного выщелачивания, несмотря на относительно высокое содержание меди в руде (1,15%) и нахождение ее на 75,9% отн. В легкорастворимых в кислоте формах. Это объясняется влиянием отрицательных факторов, основными из которых являются неблагоприятный состав породообразующих минералов руды, в первую очередь, наличие в руде высокого содержания кальцита, доломита, гипса, что обуславливает низкие перколяционные свойства руды и высокий расход кислоты (до 225 кг/т руды и 21,4 кг/кг извлеченной меди). Неудовлетворительные перколяционные свойства руды для кучного выщелачивания также связаны с неблагоприятным гранулометрическим составом исходной руды и высоким содержанием мелких классов в исходной руде (51,2% класса минус 5 мм).

Обобщение мирового опыта и параметров технологий переработки окисленных и смешанных руд, в том числе и из отвалов медных месторождений, показало, что разработаны и применяются на практике схемы и режимы флотационного обогащения, сернокислотного кучного, подземного, чанового выщелачивания, комбинированные технологии, сочетающие методы обогащения, гидро- и пирометаллургии. Выбор методов переработки, построение технологических схем и параметры отдельных операций всегда определяются сложным и многообразным минеральным составом смешанного медьсодержащего сырья, тонкой структурой и отличающимися между собой флотационными свойствами различных минералов меди. Несмотря на широкое распространение в мировой практике для бедного медьсодержащего сырья физико-химических способов с кислотным выщелачиванием меди, наиболее высокие показатели могут быть достигнуты только при применении комбинированных схем и технологий переработки. Накопленный опыт свидетельствует о целесообразности разработки и обоснования параметров комбинированной технологии переработки смешанных окисленных и сульфидных руд Жезказганского региона [22].

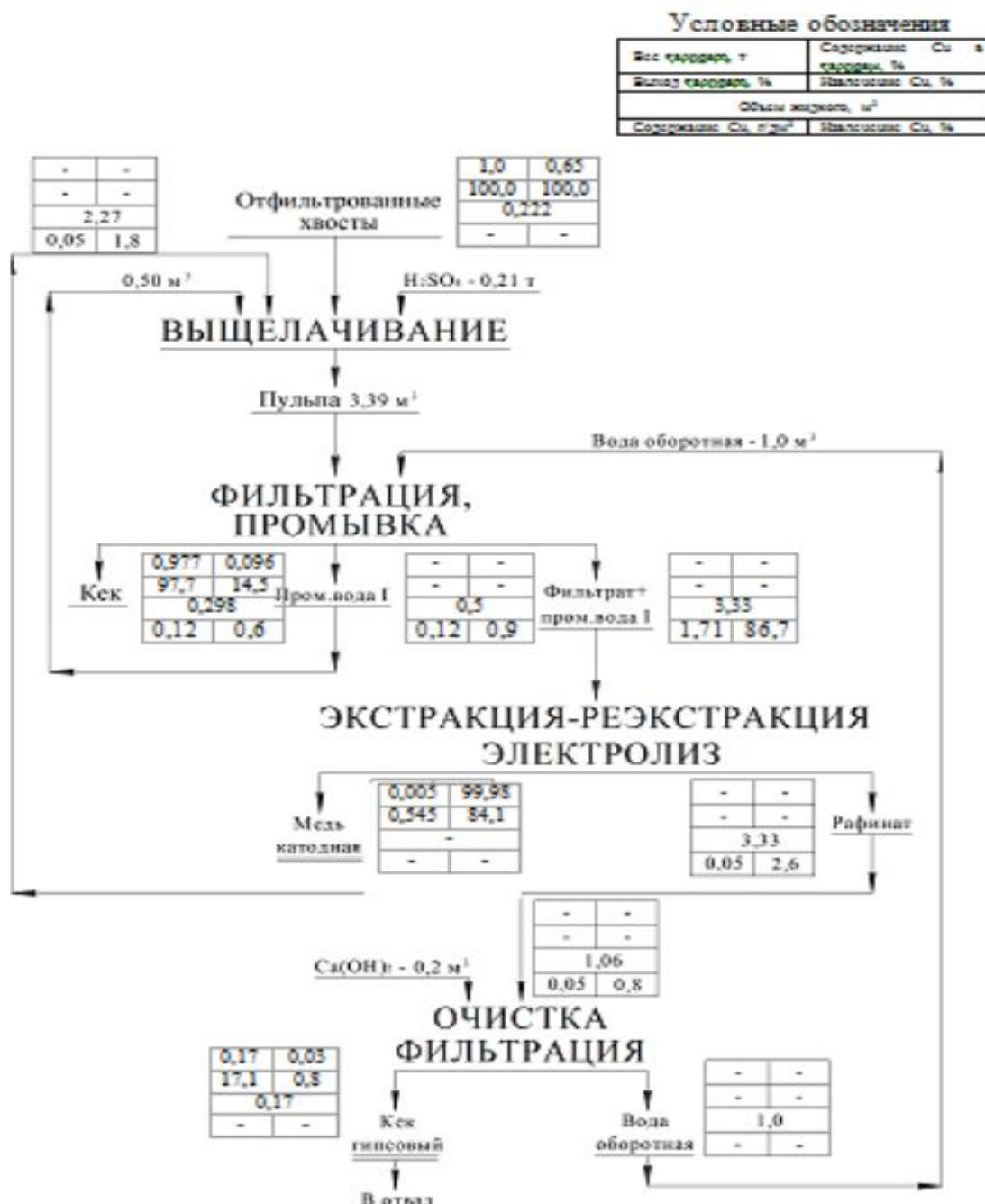


Рисунок 1.4 – Качественно-количественная схема гидрометаллургической переработки 1 т хвостов флотации по технологии ВНИИцветмета

1.6 Анализ литературного обзора и постановка задач исследований

По итогу литературного обзора были сделаны следующие выводы:

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

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

На основании выше изложенного, целью магистерской диссертации является исследование обогатимости окисленных и смешанных медных руд месторождения Коктасжал и разработка оптимальной технологии их переработки.

Для достижения поставленной цели необходимо было решить следующие задачи:

- Изучить вещественный, минералогический, гранулометрический и фазовые составы окисленных руд;
- поставить эксперименты по гравитационному обогащению измельченных руд с получением золото-медного гравитационного концентрата на окисленных и смешанных типах руд;
- поставить эксперименты по флотационному обогащению хвостов гравитационного обогащения с получением золото-медного концентрата и отвальных хвостов на окисленных и смешанных типах руд;
- на основании результатов исследований разработать комбинированную гравитационно-флотационную технологическую схему обогащения.

2 Методика исследований

2.1 Физико-механические свойства

2.1.1 Определение плотности

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

Плотность определяется по формуле (2.1):

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

где δ - плотность, г/см³;

A - масса пикнометра с навеской, г;

B - масса пустого пикнометра, г;

C - масса пикнометра с водой, г;

D - масса пикнометра с водой и навеской, г;

$\rho_{ж}$ – плотность воды = 1 г/см³.

2.1.2 Определение насыпного веса

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

Насыпной вес определяется по формуле (2.2):

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

где Δ - насыпной вес, г/см³;
 P_0 - вес сосуда, г;
 P_1 - вес сосуда с рудой, г;
 A - объем сосуда, см³.

2.1.3 Определение пористости

Пористость определяют по формуле (2.3):

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

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

2.1.4 Определение влажности

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

Массовую долю влаги определяют по формуле (2.4):

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

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

2.1.5 Определение крепости

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

воздушно-сухом состоянии с таким расчетом, чтобы дно было равномерно покрыто одним слоем испытуемой пробы. Затем стакан с навеской устанавливают на металлическую плиту. Дробят навеску, сбрасывая гирию с высоты 0,5 м. Число сбрасываний может быть различным в зависимости от крепости сырья, чтобы объем мелочи образовавшейся в результате дробления составлял около 20% навески. После дробления каждую навеску просеивают через сито. Объем образовавшейся мелочи измеряют с помощью объемомера.

Коэффициент крепости минерального сырья определяется по формуле (2.5):

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

где f - коэффициент крепости;

A - затраченная на дробление работа, Дж;

V - объем образовавшейся мелочи, см³.

Затраченная на дробление работа равна (2.6):

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

где 5 - число навесок;

H - высота сбрасывания, м;

m - масса гири, кг

n - число сбрасываний.

2.1.6 Угол естественного откоса

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

Угол естественного откоса руды равен (2.7):

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

где H - высота, образовавшегося конуса, м;

D - диаметр конуса, м.

2.1.7 Определение рабочего индекса измельчаемости пробы руды по методике Бонда

Исследования измельчаемости проводили на пробе руды, дробленной до крупности минус 2,0+0 мм в шаровой мельнице типа МЛ-40 объемом 9,0 дм³, общий вес шаровой загрузки составляет 9,83 кг, диаметры шаров от 16 до 40 мм. Отсев измельченного продукта проводили на сите с ячейками 0,074 × 0,074 мм, затем продукт + 0,074 мм сушили, взвешивали и по разности с первоначальной навеской определяли выход класса минус 0,074 мм. После этого к классу + 0,074 мм добавляли исходную руду по массе до принятой навески и воду по заданному для данного опыта отношению Т:Ж. Приготовленное таким способом питание мельницы вводили в последующий цикл измельчения. Продолжительность измельчения измерялась количеством оборотов вращения барабана мельницы. Частота вращения барабана 70 мин⁻¹. Испытание в замкнутом цикле считается установившимся, если обеспечивается выход готового продукта по массе близкий к тому, который необходим для 250% циркулирующей нагрузки.

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

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

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

где N – мощность, потребляемая при измельчении, кВт;

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

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

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

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

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

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

2.2 Мокрый ситовой анализ руды

Для определения гранулометрического состава руды использовался набор сит КСМ (ГОСТ 9758-86) с размерами отверстий, мм: 2.0, 1.0, 0.5, 0.2, 0.1, 0.074 и 0.044. Промывка дробленой руды осуществлялась путем перемешивания навески пробы руды с водой в соотношении Ж : Т = 4:1, в цилиндрической емкости с последующим рассевом и промывкой на ситах [10,11].

2.3 Выполнение минералогических анализов

Все исследования: рентгенофазовый анализ, электронно-зондовый микроанализ, спектральный анализ, петрографические исследования были выполнены сотрудниками ТОО «Центргеоланалит» (по исследованию минерального сырья, имеющимся современным оборудованием и наличием квалифицированного персонала), аттестат аккредитации зарегистрирован в реестре субъектов аккредитации №KZ.И.10.0109 от «21» июня 2016 действителен до «21» июня 2021 года.

2.4 Выполнение химических анализов

Выполнение химических анализов осуществлялось в специализированной и аттестованной химико-аналитической лаборатории, ТОО «Азимут Геология» аттестат аккредитации зарегистрирован в реестре субъектов аккредитации № KZ.И.10.0379 от 09.06.2014 г., действителен до 09.06.2019 г.

3 Экспериментальная часть

3.1 Изучение вещественного состава

Месторождение «Коктасжал» находится в Каркаралинском районе Карагандинской области в 30 км к северо-западу от села Егиндыбулак. Месторождение расположено в восточной части Спасского антиклинория и приурочено к антиклинальной складке, сложенной андезито-базальтовыми порфиритами и их туфами с прослоями и линзами риолитов, дацитов, кремнистых туффов, песчаников, алевролитов, известняков среднего девона, которые повсеместно катаклазированы, рассланцованы и пропицитизированы. Прорываются они гранитоидами Коктасжальского массива тоналит-гранодиорит-плагиогранитовой формации, имеющего трехфазное строение:

- первая фаза – габбро и диориты;
- вторая фаза – кварцевые диориты, тоналиты, гранодиориты (основная часть массива);
- третья фаза – дополнительные внедрения плагиогранит-порфиров и гранодиорит-порфиров.

Основным компонентом является медь (содержание до 2-3%, в среднем 0,59%), присутствует золото (в среднем 0,64 г/т), серебро (в среднем 2,74 г/т), свинец, цинк, молибден.

3.1.1 Состав породы и выполнение спектрального анализа руды

Вещественный состав исходной руды месторождения «Коктасжал» был изучен на средней пробе при разработке технологии извлечения меди и золота в отделе обогащения и комплексного использования минеральных ресурсов ДГП «Казмеханобр» в 2010 году.

Породы, составляющие пробу, по внешним признакам и составу можно условно разделить на 3 группы.

1. Окварцованный плагиогранит-порфир – внешне полнокристаллическая светлая зеленовато-серовато-белая порода, по плоскостям скольжения которой отмечаются пропластки палевого цвета с прямолинейными ограничениями мощностью от 1-2 до 10 мм. Под микроскопом порода состоит из разномзернистого агрегата кварца – от мелко- до среднезернистого и плагиоклаза. Агрегаты кварца с гранобластовой структурой с заливообразными зубчатыми ограничениями зерен и волнистым угасанием, по границам зерен и ослабленным зонкам отмечаются агрегаты кварца мелкозернистого строения. Плагиоклаз – альбит-олигоклаз присутствует в виде таблитчатых зерен с простыми, реже

полисинтетическими двойниками или вообще несдвойникованными кристаллами. Палевые пропластки состоят из кварца, плагиоклаза, хлорита и гидрослюда, структура их лепидогранобластовая, текстура сланцеватая. По трещинам развиты хлорит, малахит и азурит с различными соотношениями этих минералов в отдельных образцах.

2. Монокварцевые породы, интенсивно раздробленные, состоящие из разномзернистого кварца, в многочисленных прожилках и просечках развиты тонкозернистые агрегаты кварца, гидроксиды железа, хлорит, гидрослюда и медные минералы, большей частью малахит, несколько реже азурит. Малахит часто образует агрегаты зерен с лучистым, радиально-лучистым и пластинчатым строением.

3. Внешне темные слоисто-сланцеватые зеленовато-серые породы с пропластками светлых полнокристаллических пород. Под микроскопом темные сланцеватые породы имеют лепидогранобластовую структуру и кварц-полевошпат-слюдисто-хлоритовый состав. Светлые участки – интрузивные породы, сложенные кварцем и кислым плагиоклазом. В гнездах и прожилках развит малахит.

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

В таблице 2 приведены результаты полуколичественного спектрального анализа окисленной руды месторождения «Коктасжал»

Таблица 2 - Результаты полуколичественного спектрального анализа

Элементы	Содержание, %	Элементы	Содержание, %
Ртуть	< 0,003	Таллий	< 0,0005
Олово	0,0003	Селен	< 0,1
Рений	< 0,0003	Ниобий	0,001
Теллур	< 0,003	Тантал	< 0,01
Вольфрам	< 0,003	Бериллий	0,0001
Висмут	< 0,0002	Барий	0,15
Кадмий	< 0,0005	Стронций	0,10
Германий	< 0,0002	Скандий	0,002
Галлий	0,004	Иттрий	0,003
Хром	0,007	Иттербий	0,00025
Молибден	0,0007	Мышьяк	< 0,01
Никель	0,005	Кобальт	0,002
Титан	0,50		

Из таблицы следует, что редкие элементы по содержанию практическую ценность не представляют.

3.1.2 Минеральный состав руды

Малахит и азурит – основные промышленно-ценные медные минералы руды, они находятся в соотношении 5:1. Наблюдаются оба минерала в виде двух морфологических разновидностей:

- хорошо окристаллизованных полупрозрачных и прозрачных образований, присутствующих в виде гнезд размером 1-5 и более мм, прожилков мощностью 1-3 мм, а также развиваются по микротрещинкам (0,01-0,05 мм) и в интерстициях порообразующих минералов; для малахита весьма характерно радиально-волокнистое строение агрегатов зерен и почковидных образований;

- колломорфных землистых слабонакристаллизованных образований, образующих вкрапления размером 0,07-0,2 и более мм, выполняющих трещины и иногда образующих сростания с гидроксидами железа. В образцах эти минералы присутствуют раздельно или образуют совместные скопления агрегатов зерен. Отмечаются редкие ассоциации малахита, преимущественно, в виде прожилков во вмещающих породах.

Медьсодержащие сульфидные минералы (халькопирит, борнит, ковеллин, халькозин) и самородная медь имеют второстепенное значение.

Золото – промышленно-ценный минерал пробы. Его тонкодисперсная вкрапленность установлена в кварцевом прожилке (полированный шлиф 0,4-2,7х4 мк², значительно, до 3,4-7х6-9 мк², и редко пылевидных до 5,5х17 мк² вкрапленников). Форма зерен золота изометричная, неправильная, имеет ярко-желтую окраску, высокую отражательную способность (R~85%). Состав золота, %: Au - 94,53, Ag -3,67, Cu - 0,82.

Отдельные частицы золота покрыты пленкой гидроокислов железа.

Пирит в средней пробе составляет около 0,2%. Наблюдается он в виде идиоморфных зерен размером 0,005 – 0,01 мм и находится в сростании с борнитом или халькозином в кремнистой массе пород.

Гематит, магнетит составляют менее 0,5%, гетит – 0,2%. Они образуют скопления зерен, выполняют трещинки, развиваются по плоскостям скола образцов, замещают пирит и иногда ассоциируются с основными медными минералами. В таблице 3 приведен минеральный состав руды.

Таблица 3 - Минеральный состав средней пробы руды месторождения «Коктасжал»

Продукт	Минеральный состав, массовая доля, %	
	Рудные	Порообразующие

Руда	Малахит	Азурит	Золото	Гематит, магнетит	Гетит	Сульфиды Cu, сам. Cu	Пирит	Кварц	Плагиоклаз	Хлорит	Слюда	Доломит
	1,5-2,0	0,3-0,4	Зн	0,5	0,2	Зн	0,2	43-45	31-33	9-11	8-10	2-3

3.2 Изучение физико-механических свойств пробы руды

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

Физико-механические были определены при разработке технологии в лабораторных условиях по установленным методикам, результаты приведены в таблице 4.

Таблица 4 - Физико-механические свойства пробы руды

Показатели	Оксидная руда
Плотность, г/см ³	2,74
Насыпной вес, г/см ³	1,64
Пористость, %	40
Влажность, %	2,5
Крепость по шкале Протодяконова	9,1
Угол естественного откоса, градус	31

В таблице 5 и 6 приведены показатели дробления и измельчения окисленной руды по методике Ф. Бонда.

Таблица 5 - Показатели дробления окисленной руды по Бонду

Наименование показателей	Единица измерения	Значения
Производительность Q,	кг/ч	3,58
Мощность, потребляемая при дроблении, N	кВт	16,81
Мощность холостого хода, N _{х-х}	кВт	14,53
F ₈₀ – размеры отверстий сита, через которые проходит 80 % исходного продукта	мкм	118000
P ₈₀ – размеры отверстий сита, через которые проходит 80 % дробленого продукта	мкм	17500
Индекс Бонда	кВтч/мкм ^{0,5} /т	13,67

Таблица 6 - Показатели измельчения окисленной руды по Бонду

Наименование показателей	Единица измерения	Значения
Производительность Q,	кг/ч	3,73
Мощность, потребляемая при измельчении, N	кВт	0,331
Мощность холостого хода мельницы без измельчающей среды, N _{х-х}	кВт	0,2664
Удельный расход электроэнергии, E	кВтч/т	17,319
Циркуляционная нагрузка, C	%	255
F ₈₀ – размеры отверстий сит, через которые проходит 80 % исходного продукта	мкм	1800
P ₈₀ – размеры отверстий сит, через которые проходит 80 % готового продукта измельчения	мкм	44
Индекс Бонда	кВт·ч·т·мкм ^{0,5} /т	13,6

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

Таблица 7 - Результаты химического анализа пробы руды

Элементы и соединения	Содержания в пробе Окисленная руда, %
Медь	0,59
Свинец	0,005
Цинк	0,010
Железо	1,89
Сера общая	0,39
Золото, г/т	0,64
Серебро, г/т	2,74
Диоксид кремния	71,13
Оксид магния	1,70
Оксид кальция	1,89
Оксид алюминия	14,06 - 14,77
Оксид калия	1,22
Оксид натрия	3,26
Пятиокись фосфора	<0,02

Из таблицы 7 следует, что ценными компонентами в рудах являются медь, золото и серебро.

В таблице 8 приведены результаты фазовых анализов на медь в окисленной руде.

Таблица 8 - Результаты фазового анализа руд на медь

Руда	Соединения меди	Содержание, %	
		абс.	отн.
Медная окисленная	Вторичная	0,018	3,05
	Окисленная	0,572	96,95
	Итого:	0,59	100,0

Из фазового анализа, представленной в таблице 8, следует, что в окисленной руде медь на 96,95% представлена окисленными формами, 3,05% - вторичными минералами меди.

В таблице 9 приведены результаты рационального анализа на золото и серебро.

Таблица 9 - Рациональный анализ на золото и серебро

Формы ассоциации золота и серебра	Содержание, г/т		Распределение, %	
	Au	Ag	Au	Ag
1. Окисленная руда:	0,64	2,74	100,0	100,0
Свободное по амальгаме	0,33	0,44	51,56	16,06
В сростках с сульфидами и породой (I цианирование)	0,14	0,72	21,88	26,28
Покрытое пленками гидрооксидов железа	0,08	0,39	12,50	14,23
Ассоциированное с сульфидами (II цианирование)	-	0,37	-	13,50
В пустой породе (ассоциированные с породой не вскрытые при данной степени измельчения и недоступных растворяющему действию кислот)	0,09	0,82	14,06	29,93

Из таблицы 9 следует, что в окисленной и сульфидной рудах присутствует достаточное количество золота и серебра в свободном виде. Золото, покрытое пленками гидрооксидов железа, содержится незначительно в сульфидной руде, в окисленной руде – на уровне 12-14 %. Ассоциированные с породой золотины, не вскрытые при данной степени измельчения и недоступные растворяющему действию кислот, в сульфидной руде несколько больше, чем в окисленной руде (24 % против 14 %).

В целом золото в рудах гравитационно извлекаемое.

На пробе руды изучено содержание и распределение основных ценных компонентов по классам крупности. Результаты гранулометрического анализа приведены в таблице 10.

Таблица 10 - Результаты гранулометрического анализа пробы руды

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание, %			Распределение, %		
		Сu	Au, г/т	Ag, г/т	Сu	Au	Ag
1. Окисленная руда							
+2	13,23	0,48	0,37	0,56	10,78	7,65	2,70
-2+1	26,15	0,46	0,47	0,58	20,41	19,19	5,54
-1+0,7	17,04	0,50	0,41	0,90	14,46	10,91	5,60
-0,7+0,5	3,36	0,52	0,46	1,14	2,97	2,42	1,40
-0,5+0,35	7,53	0,55	0,49	2,90	7,02	5,76	7,97
-0,35+0,1	13,65	0,67	0,95	4,16	8,57	20,25	20,72
-0,1+0,074	2,04	0,83	1,12	5,66	2,87	3,57	4,22
-0,074+0,044	4,86	0,92	1,14	6,63	7,59	8,65	11,76
-0,044+0	12,14	1,23	1,14	9,05	25,33	21,60	40,09
Итого:	100,0	0,59	0,64	2,74	100,0	100,0	100,0

Из таблицы 10 следует, что с уменьшением крупности увеличивается концентрация меди, золота и серебра, особенно в шламистой фракции руды.

3.4 Исследование гравитационной обогатимости медных руд

Исследование гравитационной концентрации был проведен на образце весом 2 кг с использованием концентратора Knelson KC-MD3.

Схема исследования гравитационного извлечения золота основывается на том, что прогрессивное уменьшение размера частиц позволяет определить извлечение драгоценных металлов при их высвобождении без переизмельчения и раскатывания частиц драгоценных металлов.

Показатель гравитационное извлечение золота образца руды определяет степень подверженности его гравитационному обогащению. Для данного процесса критичными являются три фактора: гранулометрический состав гравитационного извлечения, высвобождение частиц и извлечение.

3.4.1 Порядок проведения исследования

а. Проведен ряд процедур измельчения для определения трех целевых размеров.

б. Анализ гранулометрического состава золота (по таблице 10.)

в. Гравитационное обогащение образца на лабораторном концентраторе Knelson при расходе флюидизационной воды ~3.5 литра в минуту с центробежной силой в конусе G6. Конусный концентратор KC-MD3 снабжен чашей для производства золотосодержащего образца концентрата и образца золотосодержащих хвостов (средний продукт).

г. Образцы концентрата и хвостов высушили, взвесили и оставили на хранение для последующего анализа. (Средний продукт был выслан как часть питания для флотационных тестов).

д. Сбор представительной пробы хвостов производится в течение процесса концентрации для количественного и гранулометрического анализа.

е. Хвосты (с крупным размером частиц) поместили в стержневую мельницу и повторили операции от в) до д).

ж. Затем хвосты повторно поместили в мельницу и повторно провели операции от в) до е).

з. Все образцы были отправлены на исследование, а хвосты на хранение.

3.4.2 Гравитационное исследование по классам крупности

Исследования гравитационного обогащения золото-медной руды выполнены по стадийной схеме гравитационной концентрации с применением концентратора Knelson.

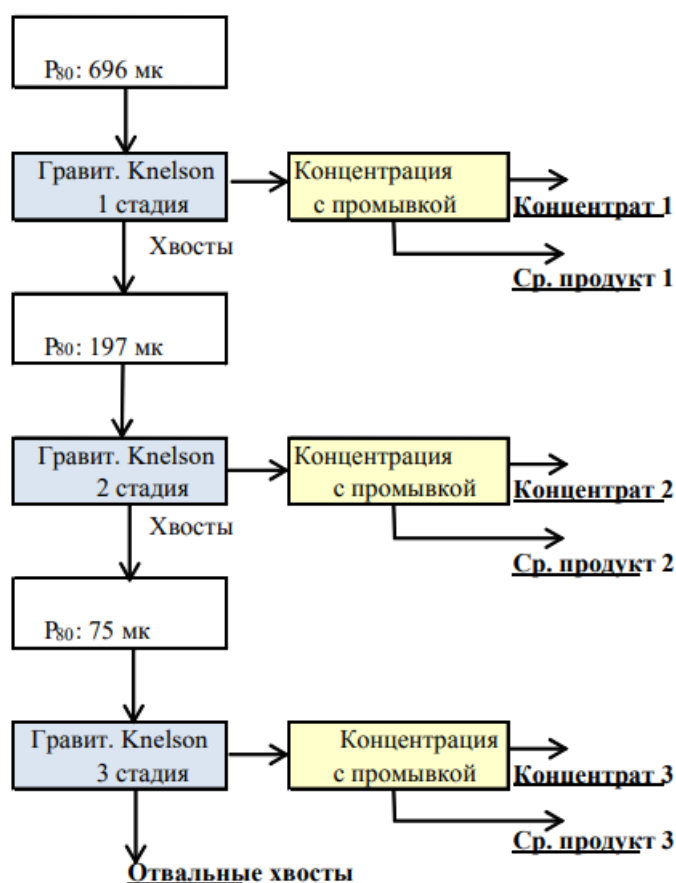


Рисунок 3.2 – Гравитационная концентрация

Таблица 11 – Гравитационное исследование с применением концентратора Knelson по классам крупности

Классы крупности, R_{80} - мкм	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		Сu, %	Аu, г/т	Сu	Аu
1 стадия – 696	13,93	1,20	4,41	17,1	57,7
2 стадия – 197	8,29	1,34	1,69	11,4	13,1
3 стадия – 75	3,40	1,32	1,14	4,6	3,7
Финальные хвосты	74,38	0,88	0,37	66,9	25,5
Руда	100,0	0,98	1,07	100,0	100,0
Сумарное данные по 3 стадиям	25,62	1,26	3,10	33,1	74,5

По результатам в таблице 11 определили точки установки гравитационных концентраторов в цикле измельчения. При $R_{80} = 696$ мкм извлечение золота составляет 57,7%, меди 17,1%, $R_{80} = 197$ мкм извлечение золото составляет 13,1%, меди 11,4% и при $R_{80} = 75$ мкм извлечение золото составляет 3,7%, меди 4,6%.

Конечное суммарное извлечение с применением данной стандартной процедуры составляет 74,5% золота, 33,1% меди. Частицы золота удерживались внутри чаши, благодаря чему можно было определить высвобожденные или не полностью высвобожденные частицы золота.

Обращаем внимание на то, что в гравитационном концентрате после промывки было обнаружено свободное золото размерами от 100 до 500 микрон. Также отметим, что свободное золото было обнаружено как и в более мелких фракциях образцов концентрата. Фотографии размеров частиц золотого концентрата отображены в рис. 3.3.

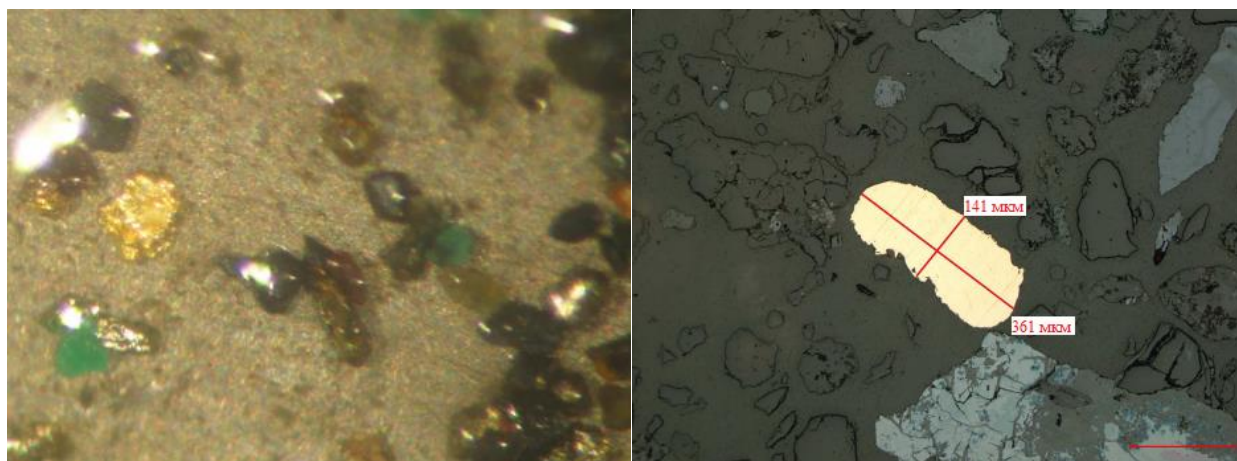


Рисунок 3.3 – Размеры частиц золота в гравитационном концентрате

3.4.3 Гравитационное исследование в мелких фракциях

Также исследование по извлечению золота гравитационным методом проводились на образцах с разными размерами частиц мелких фракций. В таблице ниже показаны результаты гравитационных исследований на концентраторе Knelson по извлечению золота и меди P_{80} .

Таблица 12 – Гравитационное исследование с применением концентратора Knelson в мелких фракциях

Классы крупности, P_{80} - мкм	Качество		Извлечение, %	
	Cu, %	Au, г/т	Cu	Au
68	2,07	6,13	17,9	60,4
74	1,84	7,01	14,7	61,6
85	2,36	14,99	8,5	56,9

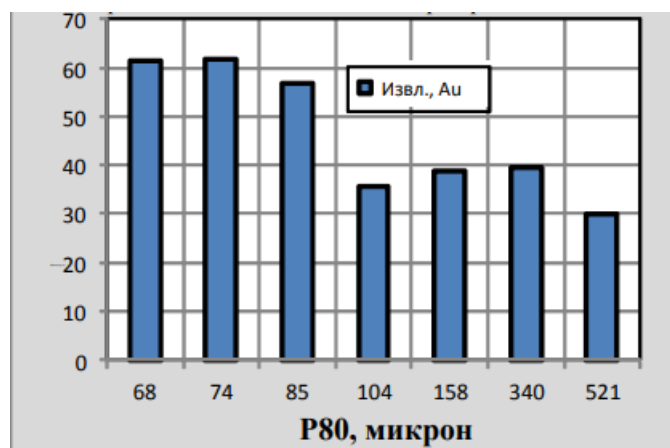


Рисунок 3.4 – Сравнительные тесты на концентраторе Knelson

На рис. 3.4 можно увидеть результаты исследований которые показали, что извлечение растет с уменьшением размера частиц.

Выводы:

Проанализировав полученные выше данные, отмечаем с одной стороны более чем удовлетворительные показатели по извлечению золота при $P_{80} = 74$ мкм – 61,6%, а при $P_{80} = 696$ мкм – 57,7%, с другой стороны взяв во внимание данные по качеству обогащенного продукта при $P_{80} = 85$ мкм (см. таблицу 14), и наличие в образце свободного золота, рекомендовано установить концентраторы для гравитационного обогащения не более крупной фракции.

3.5 Отработка режима флотации

3.5.1 Испытание на основной флотации

Испытание для основной флотации был проведен с использованием дробной дозировки 105 г/т Амиловый ксантогенат калия (АКК), 55 г/т Октиловый ксантогенат калия (ОКК) и с регулированием редокс-потенциала до -90 / -100 мВ с добавлением NaS. Результаты испытание флотационного восстановления извлечение составило 79 % Cu и 72% Au. Данные продукты извлечения включают дополнительные 4% Cu и 4.0% Au, полученные в результате флотации крупнозернистой фракции, при обесшламливании хвостов. Процедура флотации включает, основная флотации 4,5 минуты, которая следует за обесшламливанием хвостов с размерами частиц 37 микрон и 2-минутной флотацией. Следует отметить, что также, что за дополнительные показатели извлечения влияет увеличенное время флотации.

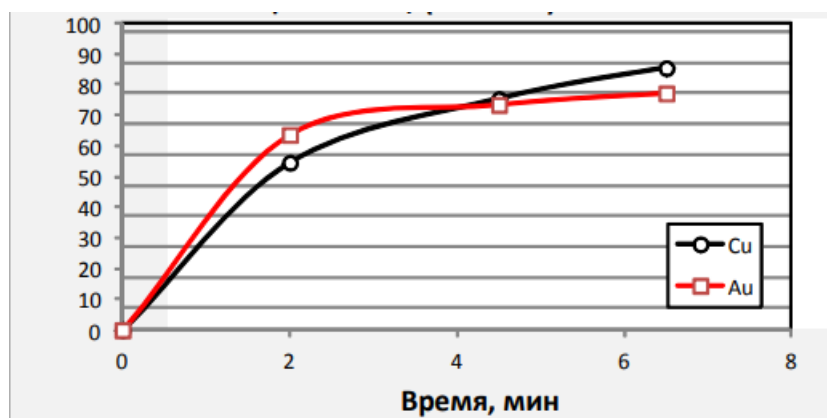


Рисунок 3.5 - Зависимость % извлечения от времени флотации

Микроскопическое исследование концентрата показало присутствие крупных частиц золота извлеченных с измельченными частицами размером R_{80} в 133 микрон.

Результат испытание доказывает возможность получения кондиционного концентрата в голове флотации без проведения перечистных операций (получение медной головки).

3.5.2 Испытание основной флотации совместно с гравитационной концентрацией

Испытание был проведен совместно с гравитационной концентрацией до флотации, при этом время флотации было продлено до 20 минут.

Концентрат основной флотации был повторно переочищен с использованием доизмельчения до P_{80} в 33 микрон прошедших 3 стадии перечистки. Было отмечено что, при доизмельчении на первой стадии перечистки теряется значительное количество меди, из за этого необходимо максимизировать извлечение на данной стадии при перечистке. Извлечение меди с помощью гравитационной концентрации и основной флотации составляет 74.5%, а для золота 79.2%.

При анализе результатов отметим, что в условиях доизмельчения количество перечисток отрицательно сказывается на показателях извлечения руды.

В результате микроскопического исследования концентрата, в качестве основных компонентов, были выявлен малахит, и в меньшем количестве черные частицы оксида халькоцита, а также тенорита.

Схема для испытание представлена ниже. Такое извлечение включает дополнительное получение Cu и Au в результате флотации крупнозернистой фракции при обесшламливании хвостов.

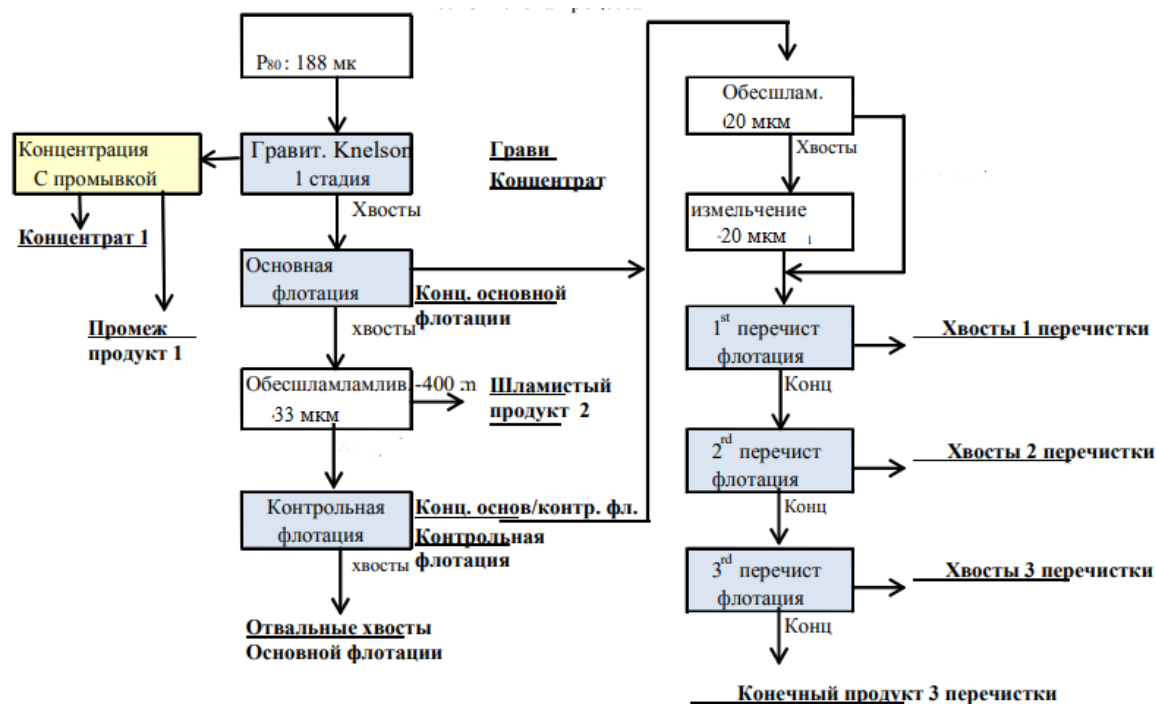


Рисунок 3.5 - Схема процесса

Извлечение меди было достигнуто с использованием во флотации октилового гидроксамата калия в сочетании с АКК (амиловый ксантогенат калия) и $NaSH$. Восстановитель $NaSH$ был использован для поддержания окислительно-восстановительного потенциала пульпы (ОВП) на показании - 100 мВ $Ag/AgCl$ в процессе флотации меди.

3.5.3 Подбор реагентного режима

Синергическое сочетание реагентов АКК и ОКК было использовано во время данного испытание, данные реагенты и Na_2S применялись с окислительно-восстановительным потенциалом -80 to -100 мВ, измеренный с помощью показателя ОВП. Реагент-собиратель золота был применен МХ-900. В таблице ниже отображены результаты реагента МХ-900.

Таблица 13 – Применение реагентов с результатами

Классы крупно сти Р ₈₀ - мкм	Время теста, мин	Реагенты г/т				Концентрат осн. флотации				Хвосты осн. флот.	
		MX 900	SNBX	X - 133	Na ₂ S	Содержан ие		Извлечение			
						Cu %	Au г/т	Cu %	Au %	Cu %	Au г/т
74	30	0	180	70	184	3,3	1,9	81,5	83,0	0,25	0,13
74	30	0	180	0	168	3,8	2,2	78,5	83,4	0,33	0,14
74	30	45	180	0	120	3,1	2,7	76,4	87,0	0,31	0,13

Производили как сравнительные в применении реагентов Амиловый Ксантогенат Калия (АКК) и Бутиловый Ксантогенат Натрия – SNBX, в результате с применением SNBX выявили дополнительное извлечение 1.2% Cu и 0.7% Au по сравнению с применением АКК (амилового ксантогената калия).

Таким образом, выбрали к применению в качестве основных реагентов: Na_2S (сернистый натрий), SNBX (ксантогенат бутиловый натрия), МХ900 (собиратель золота) и X -133 (вспениватель).

3.5.4 Серия исследований флотации измельченной руды

Проведен ряд исследований основной флотации с целью определения оптимальных значений крупности измельченной руды, при этом максимальных показателей извлечения и качества. Таблица ниже отображает сравнительные результаты.

Таблица 14 - Сравнение исследований основной флотации P_{80}

Классы крупности, P_{80} - мкм	Качество		Извлечение, %	
	Cu, %	Au, г/т	Cu	Au
68	3,34	2,95	81,3	85,6
74	4,95	3,39	81,2	86,2

85	9,03	2,86	73,6	63,9
101	6,76	7,39	74,7	82,9
151	4,38	3,58	80,7	84,6
166	5,14	4,16	78,1	67,5

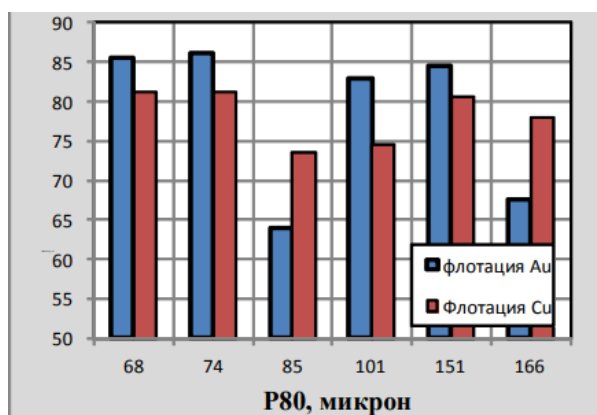


Рисунок 3.6 - Сравнительные результаты тестов Р

Флотационный тест при P_{80} с 68 и 74 микрон показал практически одинаковые максимальные показатели извлечения Au и Cu.

В результате вышеуказанных данных выбрали $P_{80} = 74$ мкм для флотационного обогащения руды.

3.5.5 Перечистная флотация

По кинетика основной флотации можно увидеть что, показатель качества меди при первой перечистой флотации составил 16% Cu и при второй перечистой флотации - 20% Cu. Очевидно, при увеличении показателя извлечения наблюдается снижение качества.

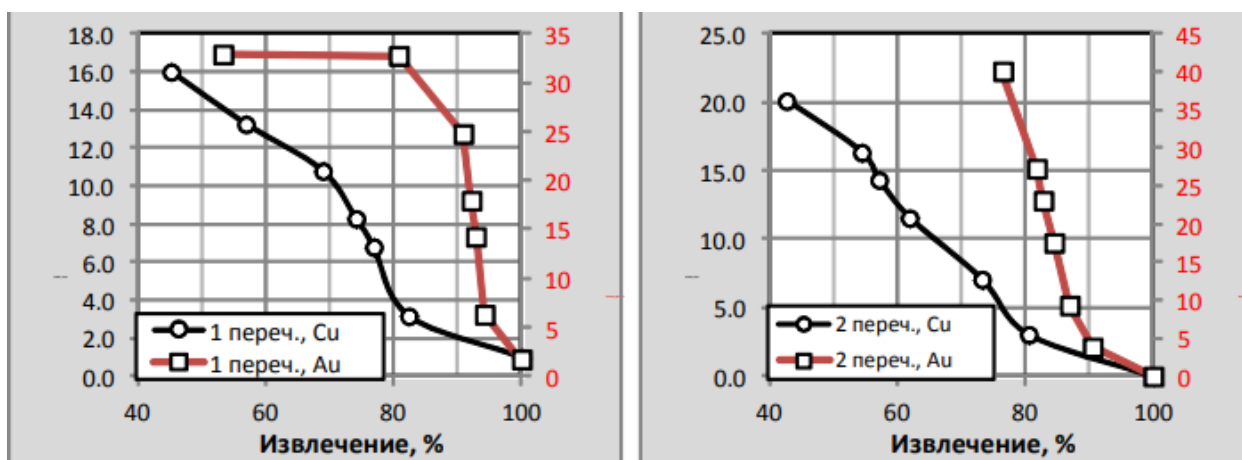


Рисунок 3.7 Кинетика 1 перечистой флотации

Кинетика 2 перечистой флотации

Выводы:

Для извлечения золота были проведены гравитационные испытания, а для извлечения остаточных продуктов меди и золота были проведены испытания по флотации.

Рекомендуется проводить гравитационное обогащение руды в цикле измельчения:

- 1) из-за содержания свободного золота,
- 2) снижение потерь в хвосты при обогащении посредством флотационного обогащения.

При этом флотируемость золота из руды также стоит на высоком уровне и гравитационное обогащение может быть выбрано опционально для гибкой схемы обогащения.

Питание флотации окисленной медной руды обычно содержит шламистые компоненты вследствие модификаций боковой породы, а также жильных пород. На флотацию минералов оксида меди неблагоприятно влияют присутствие шламов и характер шламовых частиц. Результаты исследований второй перечистой флотации при крупном размере частиц P_{80} показали лучшее извлечение, чем в случае с мелкими частицами, которое показало более сложное разделение кварца и малахита.

3.6 Схемный опыт, рекомендуемая схема переработки и баланс металлов

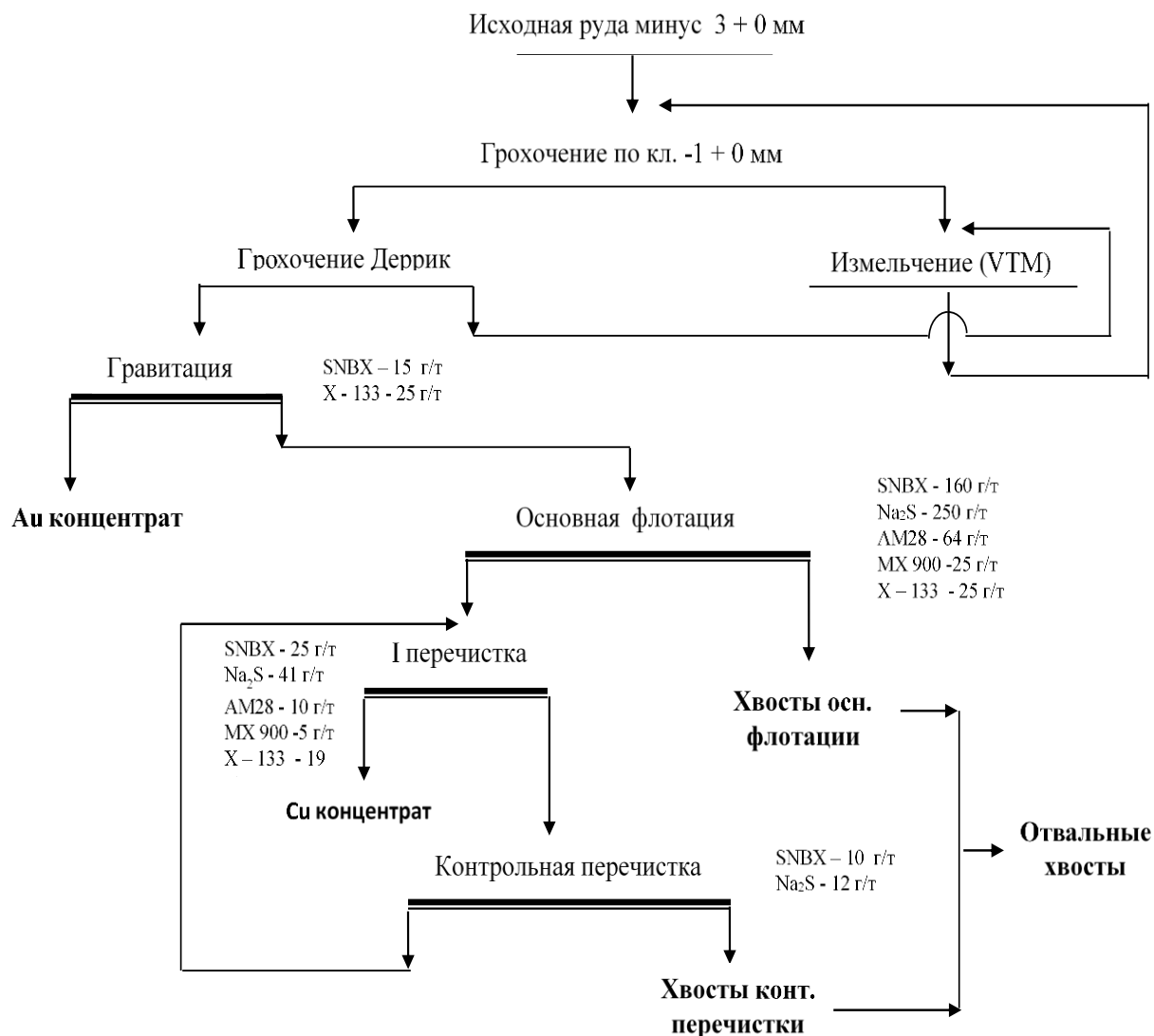


Рисунок 4.4 - Комбинированная гравитационно-флотационная технологическая схема закрытого цикла – Реагентный режим

Общие результаты баланса металлов представлены в таблице 15.

Таблица 15 – Баланс металлов - Закрытый цикл

Баланс на:	Содержания, %					Извлечение, %				
	Cu	Au	Ag	Fe	S	Cu	Au	Ag	Fe	S
1-ая переч. фл + грави.	12,8	13,9	27,8	4,2	0,6	74,7	85,6	63,4	16,4	70,1
Хвосты 1 переч. флот	1,65	0,72	3,78	2,3	0,1	8,1	3,8	7,3	7,6	1,4
Хвосты основ. флот	0,19	0,11	0,84	1,3	0,1	17,2	10,6	29,3	76,0	28,5
Рассчеты	1,01	0,95	2,57	1,5	0,1	100	100	100	100	100

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Изучен минералогический и химический состав медных руд месторождений Коктасжал. Установлено, что полезные компоненты представлены минералами малахит и азурит – основные промышленно-ценные медные минералы руды, они находятся в соотношении 5:1. Наблюдаются оба минерала в виде двух морфологических разновидностей:

Для извлечения золота были проведены гравитационные испытания, а для извлечения остаточных продуктов меди и золота были проведены испытания по флотации.

Гравитационные испытания с использованием центробежного аппарата Kneslon по классам крупности и в мелких фракциях. Проанализировать полученные данные по извлечению и по качеству обогащенного продукта при $R_{80} = 74$ мкм дали максимальные показатели, в связи с этим рекомендовано установить концентратор для гравитационного обогащения не более крупной фракции.

Обращаем внимание на то, что в гравитационном концентрате после промывки было обнаружено свободное золото размерами от 100 до 500 микрон. Также отметим, что свободное золото было обнаружено как и в более мелких фракциях образцов концентрата.

Проведен ряд исследований основной флотации с целью определения оптимальных значений крупности измельченной руды, при этом максимальных показателей извлечения и качества.

Испытание для основной флотации был проведен с использованием дробной дозировки реагентов. Процедура флотации включает, основная флотации 4,5 минуты, которая следует за обесшламливанием хвостов с размерами частиц 37 микрон и 2-минутной флотацией. Следует отметить, что также, что за дополнительные показатели извлечения влияет увеличенное время флотации.

Также проводились испытания основной флотации совместно с гравитационной концентрацией. Концентрат основной флотации был повторно перечищен с использованием доизмельчения до R_{80} в 33 микрон прошедших 3 стадии перечистки. Было отмечено что, при доизмельчении на первой стадии перечистки теряется значительное количество меди, из за этого необходимо максимизировать извлечение на данной стадии при перечистке. Извлечение меди с помощью гравитационной концентрацией и основной флотации составляет 74.5%, а для золота 79.2%.

На основании проведенных исследований для переработки окисленной руды месторождения «Коктасжал» рекомендуется комбинированная гравитационно – флотационная схема, включающаяся:

- измельчение руды до крупности 85% класса минус 0,074 мм;

- в схеме измельчение получить гравитационный концентрат и с хвостов на основную флотацию;
- основную флотацию с получением концентрата 1 - перечистки и хвостов основной флотации;
- 1 – перечистку с получением медного концентрат и отправление в контрольную перечистку;
- контрольную перечистку с подачей обратно на 1- перечистку и хвосты контрольной перечистки
- хвосты основной флотации + хвосты контрольной перечистки являются отвальными.

По рекомендуемой схеме получен:

Медный концентрат (1 – ая перечистка, флотация) – с содержанием меди 12,8%, золото 13,9 г/т, серебра 27,8 г/т, железа 4,2% и серы 0,6% при извлечении меди 74,7%, золото 85,6%, серебра 63,4, железа 16,4% и серы 70,1%.

Оценка полноты решений поставленных задач. Все поставленные в работе задачи решены в полном объеме: исследован гранулометрический состав пробы руды; поставлены все опыты по отработке условий и реагентного режима флотации; выполнен опыт на отработанном режиме флотации и гравитации в замкнутом цикле; на основании полученных результатов разработана оптимальная технологическая схема переработки окисленной руды месторождения «Коктасжал».

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

Оценка технико-экономической эффективности внедрения. Ожидаемая технико-экономическая эффективность внедрения результатов, проведенных исследований, достаточно высока, так как планируется использовать экономически выгодные, высокопроизводительные гравитационно – флотоционные процессы обогащения, с выводом медного, золото-серебросодержащего концентрата. При использовании этих методов достигается довольно высокое извлечение золота в концентрат 85,6 %.

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

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 МЕТОДИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Москва, 2007
- 2 Марченко Н. В. Металлургия тяжелых цветных металлов. Красноярск, ИПК СФУ, 2009 с. 14-15
- 3 Беспаяев Х.А., Мирошниченко Л.А. Атлас моделей месторождений полезных ископаемых. Алматы: Наука, 2004. – 135 с.
- 4 Свойства, потребление и производство основных видов минерального сырья. Кокшетау, 2003. – 252 с.
- 5 Полезные ископаемые Казахстана. Объяснительная записка к карте полезных ископаемых Казахстана масштаба 1:1000000/И.И. Никитиченко и др. Кокшетау, 2002. – 188 с.
- 6 Кулкашев Н.Т., Байбатша А.Б. О генетической классификации месторождений полезных ископаемых//Сатпаевские чтения: Проблемы геологии и минерального развития минерально-сырьевых ресурсов. Алматы, 2010, с. 192-198.
- 7 Райвич И. Д. Гравитационная обогатимость дробленных руд цветных металлов и расчет результатов их гравитационного обогащения. – Алматы: КазПТИ, 1985.
- 8 Райвич И. Д. Индекс обогатимости полезных ископаемых гравитационными методами. – Изд. вузов. Цветная металлургия. – 1977. – № 2. – С. 13-17.
- 9 Байбатша А.Б. О новом взгляде на геологическое строение и геодинамическое развитие территории Казахстана//Изв. НАН РК. Серия геол. 2008. № 2. С. 66–74.
- 10 Навроцки Е. Графо-аналитические методы оценки работы гравитационных аппаратов. – М.: Недра, 1980
- 11 Глубинное строение и минеральные ресурсы Казахстана. Металлогения том II. Алматы, 2002 – 287 с.
- 12 Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных металлов. - М.: Недра, 1983 94-100 с.
- 13 Абрамов А.А., Леонов С.Б. Обогащение руд цветных металлов. - М.: Недра, 1991 276-278 с.
- 14 Полькин С.И., Адамов Э.В., Ковачев К.П., Семков Н.И. Технология обогащения руд цветных металлов. - М.: Недра, 1979
- 15 <https://altaypm.kz/enterprises>
- 16 Отчет о НИР ГНПОПЭ «Казмеханобр», Разработка технологии извлечения меди, золота из окисленной медной руды месторождения «Коктасжал» на пробе, представленной заказчиком. Алма-Ата, 2010 г.

- 17 Заключительный отчет от Metso Minerals, «Лабораторные испытание окисленной руды». Австрия, 2015 г.
- 18 Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самыгин В.Д. Исследования руд на обогатимость. – М.: Недра, 1974
- 19 Справочник. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования. Под редакцией д.т.н. Остапенко П.Е. – М.: Недра, 1990
- 20 Справочник по обогащению руд, том 1. Под редакцией д.т.н. Богданова О.С. – М.: Недра, 1972
- 21 Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотационные методы обогащения. – М.: Недра, 1981
- 22 Полькин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1975.

Список опубликованных работ

1. Жанатұлы Е., Мотовилов И.Ю., Изучение вещественного состава и физико – механических свойств руды месторождения Коктасжал / Труды Сатпаевских чтений // Сатпаевский чтения 2021 г. – Т. 1.

"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

¹Е. Жанатұлы, ¹И.Ю. Мотовилов*

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

¹ – Satbayev University (г. Алматы, Казахстан)* - motovilov88@inbox.ru**ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОКТАСЖАЛ**

Аннотация. В работе представлены результаты изучения вещественного состава и физико-механических свойств руды месторождения Коктасжал.

Основным компонентом в руде является медь с содержанием 0,59 %, золото 0,7 г/т, серебро 2,77 г/т и железо 2,8 %, в незначительных количествах присутствует свинец, цинк, молибден. Минералы пустой породы сложены из диоксида кремния 66,27 %, оксида алюминия 14,75 % и оксида кальция 3,08 %.

Фазовыми и рациональными анализы на медь, золото и серебро установлено, что для обогащения меди лучше использовать флотацию, а для полного извлечения благородных металлов рассмотреть центробежную концентрацию в цикле измельчения.

Определены физико-механические свойства руды: плотность, насыпной вес, пористость, влажность, крепость по шкале Протоdjяконова, угол естественного откоса.

Ключевые слова: химический анализ, фазовый анализ, физико-механические свойства, медь, золото, серебро.

Месторождение «Коктасжал» находится в Каркаралинском районе Карагандинской области в 30 км к северо-западу от села Егиндыбулак. Карагандинский промышленный регион в Центральном Казахстане является наиболее богатым небольшими перспективными месторождениями меди, золота, серебра, которые являются дополнительными источниками рудного сырья. Месторождение расположено в восточной части Спасского антиклинория и приурочено к антиклинальной складке, сложенной андезито-базальтовыми порфиритами и их туфами с прослоями и линзами риолитов, дацитов, кремнистых туффитов, песчаников, алевролитов, известняков среднего девона, которые повсеместно катаклазированы, рассланцованы и пропилитизированы [1].

Авторами доклада проведены исследования по изучению вещественного состава и физико-механических свойств исходной руды месторождения «Коктасжал».

Вещественный состав исходной руды

В таблице 1 приведены результаты химического анализа выполненного на исходной руде месторождения Коктасжал [2].

Таблица 1 – Результаты химического анализа

Элементы и соединения	Содержания в пробе, %
Медь	0.59
Свинец	0.027
Цинк	0.0166
Железо	2.8
Сера общая	0.76
Золото, г/т	0,7
Серебро, г/т	2,77
Диоксид кремния	66.27
Оксид магния	1,35
Оксид кальция	3,08
Оксид алюминия	14.75
Оксид калия	0.42

Оксид натрия	4.07
--------------	------

По результатам химического анализа основным компонентом в руде является медь с содержанием 0,59 %, золото 0,7 г/т, серебро 2,77 г/т и железо 2,8 %, в незначительных количествах присутствует свинец, цинк, молибден. Минералы пустой породы сложены из диоксида кремния 66,27 %, оксида алюминия 14,75 % и оксида кальция 3,08 %.

В таблице 2 приведены результаты фазового анализа руды на медь.

Таблица 2 – Результаты фазового анализа руды на медь

Минералы	Соединения	Содержания, %	
		абс.	отн.
Медные	Первичная, сульфидная	0,36	70,17
	Вторичная, сульфидная	0,15	28,07
	Окисленная	0,009	1,75
	Водорастворимая	0,0003	0,052
	Итого	0,52	100,0

Из результатов фазового анализа, следует, что медь на:

- 70,17 % приходится на первичные сульфидные минералы;
- 28,07% на вторичные сульфидные минералы;
- 1,75% на окисленные минералы;
- 0,052% на водорастворимые.

Из результатов химического и фазового анализа следует, что основным методом обогащения для получения кондиционного медного концентрата является флотация, т.к. минералы меди на 98 % представлены легкофлотируемыми первичными и вторичными сульфидами.

Помимо меди, промышленными металлами в руде являются золото и серебро. В таблице 3 приведены результаты рационального анализа выполненного на золото и серебро.

Таблица 3 – Рациональный анализ на золото и серебро

Формы ассоциации золота и серебра	Содержание, г/т		Распределение, %	
	Au	Ag	Au	Ag
Свободное по амальгаме	0,12	0,86	17,81	31,59
В сростках с сульфидами и породой (I цианирование)	0,096	0,27	13,7	9,7
Покрытое пленками гидроксидов железа	0,024	0,064	3,42	2,32
Ассоциированное с сульфидами (II цианирование)	0,28	0,32	40,41	11,43
В пустой породе (ассоциированные с породой не вскрытые при данной степени измельчения и недоступных растворяющему действию кислот)	0,17	1,25	24,66	44,96
Руда	0,7	2,77	100,0	100,0

Из таблицы 3 следует, что в пробе руды золота и серебра:

- свободного 17,81% и 31,59 %;
- в сростках с сульфидами и породой 13,7 % и 9,7 %;
- покрытые пленками гидроксидов железа 3,42 % и 2,32 %;
- ассоциированные с сульфидами 40,41 % и 11,43 %;
- ассоциированные с породой (не извлекаемые формы) 24,66 % и 44,96 %.

Т.к. содержание золота и серебра в руде незначительны их извлечение будет проводится попутно с обогащением медных минералов методом флотации, однако в руде присутствует свободное золото крупность которого может быть более 0,1 мм. такие крупные частицы золота плохо извлекаются флотацией и зачастую приводят к основным видам потерям с

хвостами флотации. Для устранения таких видов потерь, при разработке технологии обогащения нами будет предусмотрена центробежная сепарация в цикле измельчения.

Физико-механические свойства руды

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

Физико-механические свойства были определены при разработке технологии в лабораторных условиях, которые были определены по методикам [3].

Ниже приведены результаты определения физико-механических свойств руды:

- плотность 2,63 г/см³;
- насыпной вес 1,86 г/см³;
- пористость 29 %;
- влажность 2,5 %;
- крепость по шкале Протодяконова 17;
- угол естественного откоса 42°.

Следует отметить, что сульфидные руды месторождения Коктасжал по шкале Протодяконова относятся к категории крепких руд.

Выводы по изучению вещественного состава и физико-механических свойств

Комплексом проведенных химических анализов и испытаний на физико-механические свойства руды установлено, что:

- по вещественному составу руды месторождения Коктасжал относятся к медно-порфирированому типу;
- основной промышленный металл это медь с содержанием 0,59 %, вторичные промышленные металлы золото – 0,7 г/т и серебро – 2,77 г/т;
- фазовым анализом меди установлено, что основным методом обогащения является флотация, т.к. медь на 98 % представлена первичными и вторичными сульфидами;
- для более полного извлечения золота будет рассмотрен вариант применения центробежной концентрации в цикле измельчения;
- при изучении физико-механических свойств руды установлено, что по шкале Протодяконова данные руды относятся к категории крепких.

Литература

- 1 Байбатша А.Б. Модели месторождений благородных металлов: Монография – Алматы, КазНТУ. – 452 с.
- 2 Митрофанов С.И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Госгортехиздат, 1962.
- 3 Козин В.З. Исследование руд на обогатимость. - Екатеринбург.: УГГУ, 2009.

¹Е. Жанатұлы, ¹Ю. Мотовилов *

Көктасжал кен орнындағы кеннің материалдық құрамын және физика-механикалық қасиеттерін зерттеу

Аңдатпа. Мақалада Көктасжал кен орнындағы кеннің материалдық құрамын және физикалық-механикалық қасиеттерін зерттеу нәтижелері келтірілген.

Кеннің негізгі компонент құрамы 0,59% мыс, алтын 0,7 г / т, күміс 2,77 г / т және темір 2,8%, қорғасын, мырыш, молибден аз мөлшерде болады. Ганг минералдары 66,27% кремний диоксиді, 14,75% глинозем және 3,08% кальций оксидінен тұрады.

Химиялық анализдер, мыс, алтын және күміске фазалық және рационалды анализдер жасалды.

Кеннің физикалық-механикалық қасиеттері анықталды: тығыздығы, көлемдік тығыздығы, кеуектілігі, ылғалдылығы, протодяконов шкаласы бойынша беріктігі, тыныштық бұрышы.

Түйінді сөздер: химиялық талдау, фазалық талдау, физикалық-механикалық қасиеттер, мыс, алтын, күміс.

Study of the material composition and physical and mechanical properties of ore from the Koktaszhal deposit

Annotation. The report presents the results of studying the material composition and physical and mechanical properties of ore from the Koktaszhal deposit.

The main component in the ore is copper with a content of 0.59%, gold 0.7 g / t, silver 2.77 g / t and iron 2.8%, lead, zinc, molybdenum are present in small amounts. The gangue minerals are composed of 66.27% silicon dioxide, 14.75% alumina, and 3.08% calcium oxide.

Chemical analyzes, phase and rational analyzes for copper, gold and silver have been performed.

The physical and mechanical properties of the ore were determined: density, bulk density, porosity, moisture content, strength according to the Protodyakonov scale, angle of repose.

Keywords: chemical analysis, phase analysis, physical and mechanical properties, copper, gold, silver.

УДК 53.37.13

Himanshu Tanvar, Brajendra Mishra*

Material Science and Engineering, Worcester Polytechnic Institute, Worcester MA 01609, USA

**Corresponding author: bmishra@wpi.edu*

ACID WASHING OF BAUXITE RESIDUE TO PRODUCE MATERIALS FOR INDUSTRIAL APPLICATIONS

Abstract. Bayer's alumina production process generates about 150 tons of red mud waste annually, which often end up in landfills and has a serious impact on the environment. The high alkali content in red mud restricts its use as a building material, soil aggregate, and wastewater treatment reagent and even makes the valuable metals recovery processes for iron, aluminum and titanium complicated and expensive. In the present study, an effort is made to neutralize the red mud and reduce the alkali content to below 1 % through a simple acid washing process. Leaching behavior of different elements (Ca, Si, Ti, Na, Al, Fe) in HCl and H₂SO₄ solution was studied. The experimental and characterization results show the separation of more than 90 % Na and Ca, 40 % Al, 60 % Si into the solution after acid washing with HCl or H₂SO₄. Separation of alkali content and reduction in pH with mild acid wash can generate neutralized red mud with reduced alkali content and has various potential applications.

Key words: Neutralization, acid wash, bauxite residue, cement

Introduction

Red mud (RM) is a polymetallic fine waste generated during bauxite processing through Bayer's alumina production process. Approx. 1 – 1.5 tons of RM is produced per ton of alumina and over 150 million tons of this waste is generated annually (1).

RM consists of minerals that do not dissolve during the caustic treatment of bauxite and is detrimental to the environment due to high alkalinity (pH:10–14) and heavy metal content (2,3). The key applications include building material, geopolymer, cement, ceramic, concrete, wastewater treatment, soil remediation and recovery of valuable metals (4,5). The presence of alkali in RM creates a problem for slag fluidity in iron smelting, and the high alkalinity causes alkali accumulation that is not suitable for the furnace refractory. Whereas, in the case of concretes, high Na content causes alkali-aggregate reaction resulting in cracks and loss of strength (6,7). On the other hand, the hydrometallurgical route utilizes acid reagents to selectively dissolve the target elements and requires excess dosage to neutralize the alkali in the RM (8,9). Therefore, separation of alkali in the preprocessing stage could provide an additional advantage to the metal recovery processes.

In the present study, an effort is made to neutralize dried red mud and reduce its alkali content below 1 %. Hydrochloric acid (HCl) and sulfuric acid (H₂SO₄) are selected as reagents, and a comparison is made based on the dissolution results and acid cost involved. The different washing

**Университеттің жүйе администраторы мен Академиялық мәселелер департаменті
директорының ұқсастық есебіне талдау хаттамасы**

Жүйе администраторы мен Академиялық мәселелер департаментінің директоры көрсетілген еңбекке қатысты дайындалған Плагиаттың алдын алу және анықтау жүйесінің толық ұқсастық есебімен танысқанын мәлімдейді:

Автор: Жанатұлы Ерасыл

Тақырыбы: Разработка комбинированной гравитационно-флотационной технологии переработки медных руд месторождения «Коктасжал»

Жетекшісі: Игорь Мотовилов

1-ұқсастық коэффициенті (30): 8.5

2-ұқсастық коэффициенті (5): 1.8

Дәйексөз (35): 0.3

Әріптерді ауыстыру: 4

Аралықтар: 0

Шағын кеңістіктер: 1

Ақ белгілер: 0

Ұқсастық есебін талдай отырып, Жүйе администраторы мен Академиялық мәселелер департаментінің директоры келесі шешімдерді мәлімдейді :

☒ Ғылыми еңбекте табылған ұқсастықтар плагиат болып есептелмейді. Осыған байланысты жұмыс өз бетінше жазылған болып санала отырып, қорғауға жіберіледі.

☐ Осы жұмыстағы ұқсастықтар плагиат болып есептелмейді, бірақ олардың шамадан тыс көптігі еңбектің құндылығына және автордың ғылыми жұмысты өзі жазғанына қатысты күмән тудырады. Осыған байланысты ұқсастықтарды шектеу мақсатында жұмыс қайта өңдеуге жіберілсін.

☐ Еңбекте анықталған ұқсастықтар жосықсыз және плагиаттың белгілері болып саналады немесе мәтіндері қасақана бұрмаланып плагиат белгілері жасырылған. Осыған байланысты жұмыс қорғауға жіберілмейді.

Негіздеме:

Күні

27.05.2022

Кафедра меңгерушісі

Бермешников М.Б.


Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Жанатұлы Ерасыл

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Магистерская диссертация

Название работы: Разработка комбинированной гравитационно-флотационной технологии переработки медных руд месторождения «Коктасжал»

Научный руководитель: Игорь Мотовилов

Коэффициент Подобия 1: 8.5

Коэффициент Подобия 2: 1.8

Микропробелы: 1

Знаки из других алфавитов: 4

Интервалы: 0

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

- ☒ Заимствования, выявленные в работе, являются законным и не являются плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.
- ☐ Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.
- ☐ Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.
- ☐ Обоснование:

Дата

27.05.2022

Заведующий кафедрой

М.О.т.
Бермешников М.Б.

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Жанатұлы Ерасыл

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Магистерская диссертация

Название работы: Разработка комбинированной гравитационно-флотационной технологии переработки медных руд месторождения «Коктасжал»

Научный руководитель: Игорь Мотовилов

Коэффициент Подобия 1: 8.5

Коэффициент Подобия 2: 1.8

Микропробелы: 1

Знаки из других алфавитов: 4

Интервалы: 0

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

- ☒ Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.
- ☐ Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.
- ☐ Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.
- ☐ Обоснование: *допускается к защите*

Дата

30.05.2022

А.Д.Жол
проверяющий эксперт