

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения
полезных ископаемых

УДК 622.765

На правах рукописи

Уйсiмбек Акбөпе Айдаркызы

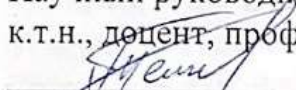
МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

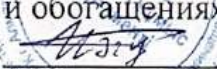
На соискание академической степени магистра

Название диссертации

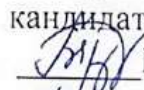
«Исследование на
обогатимость марганцевой
руды рудопроявления Картобай
Карагандинской области»
7M07223 – Металлургия и
обогащение полезных
ископаемых

Направление подготовки

Научный руководитель:
к.т.н., доцент, профессор
 Телков Ш.А.
« 09 » 06 2021 г.

Рецензент:
к.т.н., старший научный сотрудник,
АО «Институт металлургии
и обогащения»
 И. В. Бондаренко
« 09 » июня 2021 г.

Нормоконтроль: Доктор PhD,
сениор-лектор
 Дюсенова С.Б.
« 10 » 06 2021 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
заведующая кафедрой МиОПИ,
кандидат технических наук
 М.Б.Барменшинова
« 10 » 06 2021 г.

Алматы 2021

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

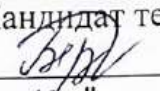
Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

7M07223 - "Металлургия и обогащение полезных ископаемых"

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой МиОПИ

Кандидат технических наук

 Барменшинова М.Б.

" 10 " 02 2021 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту *Уйсiмбек Ақбөпе Айдарқызы*

Тема: Исследование на обогатимость марганцевой руды рудопроявления
Картобай Карагандинской области

Утверждена приказом ректора университета № 435-11 от "13" 12 2019 г.

Срок сдачи законченной диссертации "13" 06 2021 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: Исследование на обогатимость марганцевой руды рудопроявления Картобай Карагандинской области и разработка технологии ее переработки.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

а) Введение. Литературный обзор;

б) Исследовательская часть;

в) Заключение;

г) Список использованной литературы.

Демонстрационный графический материал представить не менее чем на 10 слайдах с результатами исследований.

Рекомендуемая основная литература:

1. Трубецкой К.Н., Чангурия В.А., Воробьев А.Е. и др. Марганец. – М.: Академия горный наук, 1999.

2. Студенцов, В. В., Клец А.Н. Горно-металлургический комплекс Республики Казахстан: анализ, запасы, технологии (Вопросы теории и практики обогащения руд). - А. : Информационно-аналитический центр геологии, экологии и природных ресурсов РК, 1997 - Кн.2. - 234 с.

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

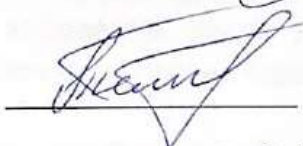
Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Литературный обзор и обоснование направления магистерской диссертации	15.02.2019	выполнено
Исследовательская работа	15.03.2020	выполнено
Оформление магистерской диссертации	15.05.2021	выполнено

Подписи

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

Наименования раздела	Консультант, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Теоретическая часть	Телков Ш.А. к.т.н. доцент, ассоц. проф.	20.01.2018	
Исследовательская часть	Телков Ш.А. к.т.н. доцент, профессор	20.03.2020	
Нормоконтроль	Дюсенова С.Б. доктор PhD, сениор-лектор	10.06.2021 г.	

Научный руководитель

 Телков Ш.А.

Задание принял к исполнению обучающийся

 Уйсимбек А.А.

Дата

" 20 " 06 2021 г.

АҢДАТПА

Бұл магистрлік диссертацияда ұсақталған кендегі ірілік сыныптары бойынша марганец пен темірдің таралу сипаты зерттелді, сондай-ақ гравитациялық байыту және оның байыту технологиясын әзірлеу анықталды.

ҚР марганец кен орындарының мінездемесіне және құрамында марганец бар шикізатты байыту технологиясы турады әдеби талдау жасалды. Магистрлік диссертацияның таңдалған бағыты расталды.

Ұнтақталған кенді құрғақ және дымқыл себу кезінде марганец пен темірдің ірілік кластары бойынша таралу сипаты зерттелді. Құрғақ және дымқыл себу операцияларын қолдана отырып, марганец концентраттарын алу мүмкіндігі анықталды.

Кеннің ірілік құрамдарын зерттеу нәтижелері негізінде ықтимал технологиялық көрсеткіштер мен тұндыру режимдерін айқындау мақсатында -50+10 мм, -20+2,5 мм және -10+2,5 мм және -2,5+0,63 мм кластарды тұндыру бойынша зерттеулер жүргізілді.

Алынған зерттеу нәтижелері негізінде "Картобай" кен көрінісінің марганец кенін байыту технологиялық схемалары әзірленді және байытудың ықтимал технологиялық көрсеткіштері айқындалды.

Су, ауа, электр энергиясының нақты шығындары және МО, МОД типті әуе-золотник түріндегі тұндыру машиналарына нақты жүктеме анықталды және ұсынылды.

АННОТАЦИЯ

В магистерской диссертации исследовался характер распределения марганца и железа по классам крупности в дробленной руде, а также определялась гравитационная обогатимость и разработка технологии ее обогащения.

Выполнен литературный анализ характеристики марганцевых месторождений РК и технологий переработки марганецсодержащего сырья.

Исследован характер распределения марганца и железа по классам крупности при сухом и мокром расसेве дробленной руды. Определена возможность получения марганцевых концентратов с использованием операций сухого и мокрого рассева.

На основании результатов исследований ситовых составов руды, выполнены исследования по отсадке классов $-50+10$ мм, $-20+2,5$ мм и $-10+2,5$ мм и $-2,5+0,63$ мм с целью определения возможных технологических показателей и режимов отсадки.

На основании полученных результатов исследований разработаны технологические схемы переработки марганцевой руды рудопроявления «Картобай» и определены возможные технологические показатели обогащения.

Определены и рекомендованы удельные расходы воды, воздуха, электроэнергии и удельная нагрузка на отсадочные машины воздушно-золотникового типа МО и МОД.

ABSTRACT

The master's thesis investigated the nature of the distribution of manganese and iron crushed ore by size classes, as well as the gravitational enrichability and the development of its enrichment technology.

The literature analysis of the characteristics of manganese deposits of the Republic of Kazakhstan and technologies for processing manganese-containing raw materials.

The distribution of crushed manganese and iron ore in size classes by dry and wet sieving was studied. The possibility of processing manganese concentrates using dry and wet sieving operations was determined.

Based on the results of studies of the sieve analysis of ore, studies were carried out on the jigging of classes -50+10 mm, -20+2,5 mm and -10+2,5 mm and -2,5+0,63 mm in order to determine the possible technological parameters of jigging process.

Developed technological scheme of processing of manganese ore to produce manganese concentrates from "Kartobay" deposit and possible technological parameters of enrichment.

The specific consumption of water, air, electricity and specific load on the air-spout jigging machines of the MO and MOD types are determined and recommended.

СОДЕРЖАНИЕ

	ВВЕДЕНИЕ	8
1	Литературный обзор	10
1.1	Общие сведения о марганце	
1.2	Минерально-сырьевая база марганца в мире	11
1.3	Минерально-сырьевая база марганца в Казахстане	12
1.4	Техногенные месторождения марганца в Казахстане	17
1.5	Обогащение марганецсодержащего сырья	18
1.6	Факторы, определяющие промышленную ценность марганцевых концентратов	21
1.7	Перспективные направления развития технологии обогащения марганцевых руд	23
1.8	Выводы после исследования марганца в литературных источниках	24
2	Методика исследований	25
2.1	Гранулометрический анализ	
2.2	Гравитационное обогащение	
2.3	Выполнение химических анализов	
3	Исследовательская часть	
3.2	Гранулометрический состав исследуемой пробы	26
3.2.1	Сухой ситовый анализ дробленой руды	
3.2.2	Отмывка – мокрый ситовой анализ руды	30
3.2.3	Ситовой анализ руды, дробленной до 50 (60) мм	32
3.2.4	Выводы гранулометрического состава руда	33
3.3	Исследования по обогащению руды	35
3.3.1	Обогащение класса -20+0,0 мм	
3.3.1.1	Отсадка класса -20+2, 5 мм	36
3.3.2	Отсадка класса -50+10 мм	39
3.3.3	Отсадка класса -10+2,5 мм	41
3.3.4	Отсадка класса -2,5+0,63 мм	44
3.3.5	Выводы обогащения руды	46
3.4	Качественная характеристика полученных марганцевых концентратов	47
3.5	Рекомендуемые технологические схемы переработки руды и технологические показатели обогащения	48
3.5.1	Технологическая схема переработки руды с использованием операции отсева	
3.5.2	Технологическая схема переработки руды с использованием процессов отсадки	50
3.6	Рекомендуемые к установке типы основного оборудования	54
3.7	Рекомендуемые удельные расходы материалов и удельная производительность отсадочных машин	55
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	56
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	58
	ПРИЛОЖЕНИЕ А. Список опубликованных статей	66

ВВЕДЕНИЕ

Минерально-сырьевая база Республики Казахстан характеризуется разнообразием полезных ископаемых, большим количеством разведанных месторождений и крупными запасами различного минерального сырья.

Республика Казахстан по запасам марганцевых руд занимает третье место в мире, при этом основные запасы их находятся в Центральном Казахстане и представлены месторождениями Атасуйской, Жездинско-Улытауского рудного районов. [1,2,3]

В настоящее время, наряду с разработкой существующих месторождений, осуществляется геологическая разведка с целью вовлечения в эксплуатацию других месторождений, которые характеризуются наличием качественного марганцевого и сырья и могут служить дополнительными источниками сырья для металлургической промышленности.

Для осуществления эффективной эксплуатации разведанных месторождений необходимо выполнение исследований по разработке оптимальных технологий переработки этих руд.

Актуальностью данной магистерской диссертации является возможность применения крупнокускового обогащения, предусматривающие максимальное сохранение кусковых фракций крупностью более 10 мм, что позволяет использовать марганцевые концентраты в металлургических переделах без процесса окускования. [1,4,5]

Целью магистерской диссертации исследование характера распределения марганца и железа по классам крупности в дробленной руде, а также определение гравитационной обогатимости и разработка технологии ее обогащения.

Объектом исследования являлись пробы марганцевых руд месторождения рудопрооявления «Картобай».

Для достижения поставленных целей необходимо было решить следующие задачи:

- исследовать гранулометрический состав марганцевых руд и распределения марганца и железа по классам крупности;
- исследовать пробы на обогатимость с использованием операций сухого и мокрого грохочения и гравитационных методов обогащения;
- исследовать процесс отсадки классов 50 - 10 мм, 20 - 2,5 мм и 10 - 2,5 мм и 2,5 - 0,63 мм с целью определения возможных технологических показателей и режимов отсадки.
- разработать технологическую схему обогащения марганцевых руд с использованием отсадки.

Научная новизна работы заключается в определении возможности применения крупнокускового обогащения, предусматривающие максимальное сохранение кусковых фракций крупностью более 10 мм, что позволяет использовать данные концентраты в металлургических переделах без процесса окускования.

Практическая значимость заключается в определении обогатимости марганцевых руд, с применением гравитационных процессов обогащения, определение технологических схем и возможных технологических показателей обогащения.

1 Литературный обзор

1.1 Общие сведения о марганце

Марганец — серебристо-белый металл, обладающий следующими свойствами [1]:

- плотность — 7,21-8,44 г/см³;
- твердость — 400-420 кг/мм²;
- удельная теплоемкость при 298 К — 0,478 кДж/(кг·К);
- теплопроводность при 298 К — 66,57 Вт/(м·К);
- удельная магнитная восприимчивость — $0,6 \cdot 10^{-6}$ м³/кг;
- марганец имеет степени окисления от +2 до +7, но наиболее характерное его состояние +2, +4, +7.

Кларк марганца в литосфере составляет 0,1%. В природных системах марганец входит в геохимическую триаду Fe-Mn-Al. В рудах большинства марганецсодержащих месторождений марганец представлен преимущественно разнообразными оксидами и гидроксидами, карбонатами, отчасти силикатами и в гораздо меньшей мере сульфидами. Известно около 150 минералов, в решетку которых входит этот металл.

Наиболее распространенными минералами марганца являются:

- оксиды и гидроксиды: пиролюзит ($\text{MnO}_2 \cdot x\text{H}_2\text{O}$), браунит ($3\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{MnSiO}_3$), гаусманит ($(\text{Mn}^{\text{II}}\text{Mn}^{\text{III}})\text{O}_4$), манганит ($\text{MnO}(\text{OH})$), вернадит ($(\text{MnO}_2)(\text{Mn}, \text{Fe}, \text{Ca})(\text{O}, \text{OH})_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$), псиломелан ($m\text{MnO} \cdot \text{MnO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$), голландит ($\text{MnBaMn}_6\text{O}_{14}$), биксбиит ($(\text{Mn}, \text{Fe})_2\text{O}_3$), бернессит ($(\text{Na}_{0.3}\text{Ca}_{0.1}\text{K}_{0.1})(\text{Mn}^{4+}, \text{Mn}^{3+})_2\text{O}_4 \cdot 1.5\text{H}_2\text{O}$) и др.;

- карбонаты: родохрозит (MnCO_3), манганокальцит ($(\text{Ca}, \text{Mn})\text{CO}_3$), кутнагорит ($\text{Ca}(\text{Mn}, \text{Mg}, \text{Fe})(\text{CO}_3)_2$) и др.;

- силикаты: родонит ($(\text{Mn}^{2+}, \text{Fe}^{2+}, \text{Mg}, \text{Ca})\text{SiO}_3$), марганецсодержащие гранаты, оливины ($(\text{Mg}, \text{Fe})_2[\text{SiO}_4]$), пироксены ($\text{MnMgSi}_2\text{O}_6$), амфиболы ($\text{AB}_2\text{C}_5\text{T}_8\text{O}_{22}\text{W}_2$) и др.

Таблица 1 - Физические свойства основных марганцевых минералов

Минерал	Содержание Mn, %	Плотность, г/см ³	Твердость (по шкале Мооса)	Удельная магнитная восприимчивость $\chi \cdot 10^6$, см ³ /г	Диэлектрическая постоянная	Температура плавления, °C
Пиролюзит	60-63,2	4,7-5	2-6,5	2-120	Нет данных	1050
Псиломелан	45-60	4-4,71	4-6	3-87	49-58	1000

Продолжение таблицы 1

Минерал	Содержание Mn, %	Плотность, г/см ³	Твердость (по шкале Мооса)	Удельная магнитная восприимчивость $\times 10^6$, см ³ /г	Диэлектрическая постоянная	Температура плавления, °C
Манганит	62,5	4,2-4,33	3,5-4	28,2-43	81	1000
Браунит	60-69,5	4,7-5	6-6,5	90-180	Нет данных	1200
Гаусманит	72	4,7-4,9	5-5,5	44-280	То же	1567
Вернадит	44-52	1,8-3,3	2-3	Нет данных		1100-1200
Тодорокит	47-54	3,3-3,8	1,4-1,5	То же		660-800
Рансьеит	43-50	2,8-3,3	2-3			640-670
Родохрозит	47,8	3,5-3,8	3-4	104-205	8,1-8,6	600
Манганокальцит	20-25	3,34	3,5-4	53,4-87,7	7,5-11,2	700
Родонит	32-41	3,4-3,8	5,5-6,5	Нет данных	Нет данных	1130-1150
Бустамит	12-20	3,3-3,46	5,5-6	То же	То же	Нет данных

1.2 Минерально-сырьевая база марганца в мире

Ресурсы и запасы марганцевых руд выявлены в 56 странах мира. Общие запасы марганца в мире составляют 8,5 млрд. т, подтвержденные – 3,5 млрд. т. Основные месторождения сосредоточены в десяти странах – ЮАР, Украине, Казахстане, России, Габоне, Грузии, Австралии, Бразилии, Китае, Болгарии, Индии. Запасы каждой из этих стран превышают 100 млн. т. Самые высокосортные руды (концентрации оксидов марганца – 40–45%) – в ЮАР, Габоне, Австралии и Бразилии, однако в мировом балансе богатые руды составляют не более трети. В распоряжении остальных стран находится сырье среднего и низкого качества (содержание марганца – 20–30%).[18]

Основные потребители марганцевого сырья – страны, располагающие развитой ферросплавной промышленностью, – Китай, ЮАР, Украина, Россия, Япония, Бразилия, Индия, Казахстан и Норвегия. Крупнейшим импортером руды в последние годы стал Китай, собственных ресурсов которого недостаточно для удовлетворения резко растущего ферропроизводства. Страна располагает своей добычей руды, однако из-за ее низкосортности производители сплавов вынуждены использовать смесь отечественных руд с высококачественным привозным сырьем из Австралии и Африки.

Таблица 2 -Список стран по добыче марганцевой руды за 2015 год, основан на данных Геологической службы США

№	Страна	Добыча руды (тонн)
	Мир	18,500,000
1	ЮАР	6,200,000
2	Австралия	3,000,000
3	КНР	2,900,000
4	Габон	1,800,000
5	Бразилия	1,000,000
6	Индия	950,000
7	Малайзия	400,000
8	Украина	390,000
9	Казахстан	390,000
10	Гана	390,000
11	Мексика	240,000
12	Мьянма	100,000
	Остальные страны	400,000

1.3 Минерально-сырьевая база марганца Казахстана

Балансовые запасы марганцевых руд в Казахстане более 400 млн.т. Основные балансовые запасы (99 %) марганцевых руд сосредоточены в Атасуйском рудном районе Центрального Казахстана.

Таблица 3 - Месторождения и запасы марганцевых руд Казахстана

Наименование объекта	Запасы, тыс.т, всего	Запасы,тыс.т		Содержание Mn, %	Содержание Fe, %
		Руды окис.	Руды перв.		
Западный Каражал	398158	-	398158	20,76	8,76
Восточный Каражал	1538	-	1538	32,30	10,30
Дальний Восток	14413	-	14413	21,06	2,62

Продолжение таблицы 3

Наименование объекта	Запасы, тыс.т, всего	Запасы, тыс.т		Содержание Mn, %	Содержание Fe, %
		Руды окис.	Руды перв.		
Большой Ктай	1387	-	1387	23,31	12,37
Средний Ктай		-	99	36,50	8,34
Акшагат	4900	4900	-	18,21	
Керегетас	336	336	-	23,67	12,60
Северный Керегетас	557	557	-	22,65	7,00
Шокпартас	300	300	-	22,00	1,86
Полуденное	300			22,00	10,00
Северо-Западное	1200	1200	-	15,20	5,00
Придорожное	400	400	-	11,18	10,98
Алтын-Шоко	837	-	837	14,96	4,00
Караой	1000	200	800	20,00	4,00
Аккудук	200	100	100	21,00	3,00
Овражное	500	500	-	22,00	2,00
Ушкатын I	18750	300	18450	11,74	30,62
Ушкатын II	5938	-	5938	11,72	27,76
Ушкатын III	196439	5000	191439	23,78	6,85
Жомарт	5255	1622	3633	24,29	5,96
Тубай	6000	-	6000	24,00	1,13
Арап	11500	200	11300	18,71	2,00
Южный Арап	3000	-	3000	20,57	6,38
Восточное Сюртысу I	400	400		17,00	4,00
Восточное Сюртысу II	12000	-	12000	17,92	4,74
Восточное Сюртысу III	6000	-	6000	18,48	16,37
Камыс	26618	4920	21698	17,60	3,70
Аксай	140	140	-	23,90	1,50
Богач	2700	1065	1660	27,20	9,70
Тур	9200	9200	-	22,14	9,26
Жаксыкон	6864	6864	-	20,00	9,00
Всего					
балансовых руд	780113	35576	744537		
забалансовых руд	220988				
Итого	1001051	35576	744537		

Месторождение Ушкатын III (Жанааркинский район, Жезказганская область). Балансовые запасы марганцевых руд на 01.01.1996 г. составляли 193825 тыс. т (по категории А+В+С1+С2) при среднем содержании марганца 23,2 %, забалансовые - 13636 тыс. т. Содержание марганца от 8 до 16 % (среднее 12 %). В рудах в повышенном количестве присутствует германий (среднее 21,6 г/т в железомарганцевых рудах и 33,6 г/т в железных рудах), свинец (в коронадитовых рудах от 1 до 12 %), цинк. В целом месторождение Ушкатын относился к крупнейшим объектам легкообогащаемыми рудами [12].



Рисунок 1 -Технологическая схема обогащения железистой первичной марганцевой руды месторождения -Ушкатын-III||



Рисунок 2 -Технологическая схема обогащения маложелезистой первичной марганцевой руды месторождения -Ушкатын-III||,

Месторождение "Тур" (Тенгизский район Карагандинская область). Содержание марганца в рудных телах варьирует от 10,0 до 49,64 %, фосфора - 0,01-0,04 %; серы - 0,03 %; германия - 3 г/т [16].

Основными рудными минералами являются пиролюзит, псиломелан, вернадит, гематит, браунит. нерудными - кварц, полевой шпат, каолинит, гидрослюда (в сумме 21-44 %).

Предварительные (1995 г.) подсчеты запасов марганцевых руд категории С1 показали 15 млн. т (при содержании марганца 20,20 %), категории С2 - 1,5 млн.т. Прогнозные ресурсы оцениваются в 3 млн. т (коэффициент достоверности 0,5).

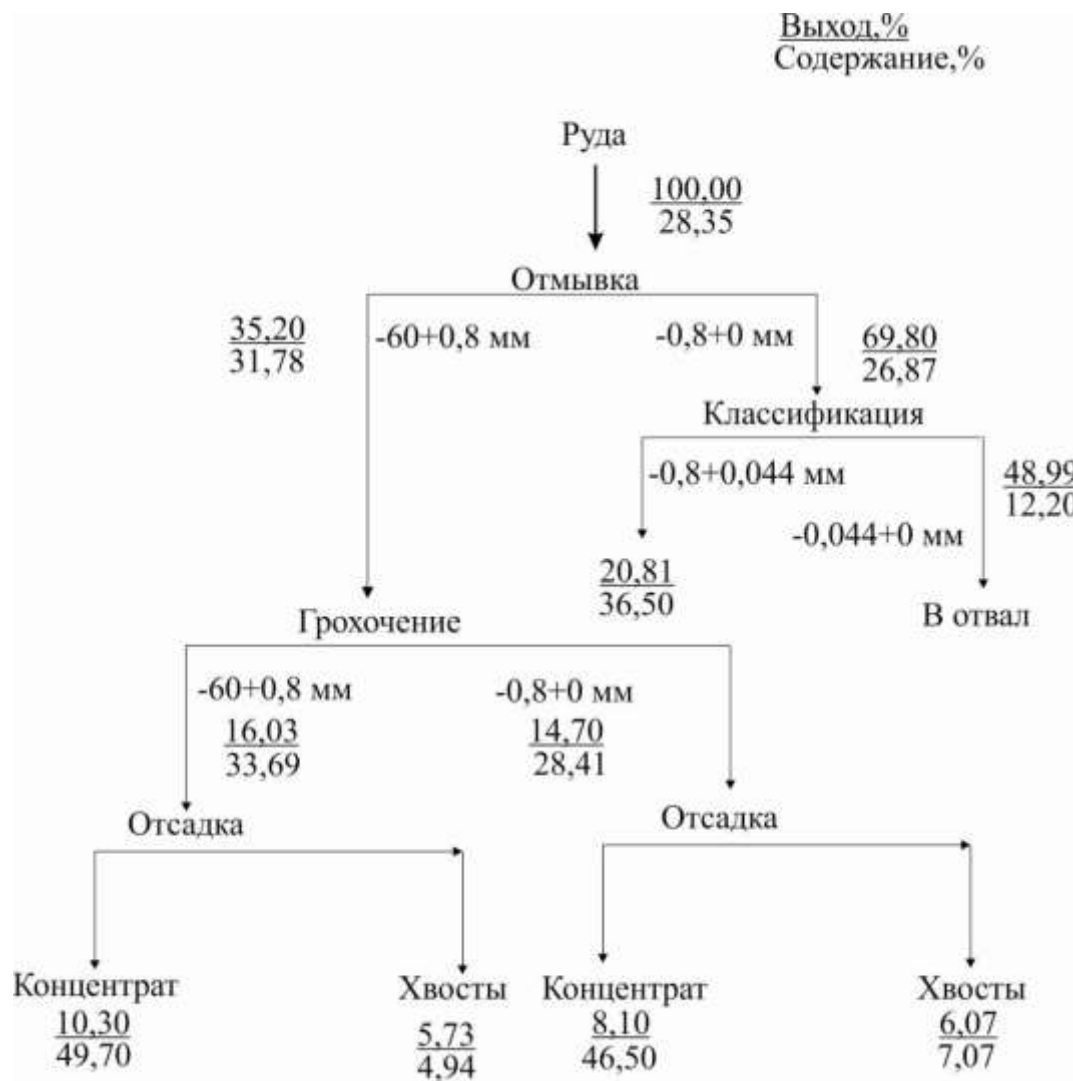


Рисунок 3 – Рекомендуемая схема обогащения окисленной марганцевой руды месторождения - «Тур»

Месторождение Жезды (Жездинский район, Карагандинская область). Среднее содержание в рудах, %: марганца - 14,3-39,6, железа - 2,72, кремнезема - 18,24, окиси кальция - 1,34, окиси магния - 0,39, глинозема - 4,69, фосфора - 0,14, серы - 0,096, свинца - 0,125, бария 1-10. Отработка ведется шахтами на юго-восточном фланге месторождения. В настоящее время отработка ведется без разделения сортов с содержанием марганца 16,6%. Добыча в год составляет 100-120 тыс. т руды, разведанными запасами рудник обеспечен на 13-15 лет.



Рисунок 4 – Схема переработки жездинской марганцевой руды на Жездинской обогатительной фабрике

Месторождение Каражал (Жанааркинский район, Жезказганская область). Балансовые запасы марганцевых руд - 365 млн. т, забалансовые - 105 млн. т, в том числе по участкам: Западный Каражал - 349471 тыс. т балансовых (среднее содержание марганца 18,4%) и 100625 тыс. т забалансовых руд, Каражал Восточный - 15417 тыс. т балансовых (22% марганца) и 5258 тыс. т забалансовых (7,6% марганца) руд, Каражал Северный - 130 тыс. т при среднем содержании марганца в окисных рудах 37,1%. В среднем по месторождению первичные марганцевые руды содержат, %: марганца-27,2, железа-4,8, кремнезема - 15,7, фосфора-0,18. В железомарганцевых рудах, %: марганца - 9, железа - 12,1, кремнезема - 33, фосфора - 0,04. Другие элементы-примеси марганцевых руд - свинец (до 1%, среднее 0,02%), цинк (до 0,5%, среднее 0,004%), медь (до 0,2%, среднее 0,0015%), никель, серебро, золото [11].

Месторождение Арап (Жанааркинский район, Жезказганская область). Основные минералы марганцевых руд - браунит, гаусманит, встречаются также гематит, родохрозит, манганокальцит, родонит, якобит, галенит, сфалерит. Содержание, %: марганца - от 13,28 до 27,98, редко до 45 (среднее 18,71), железа - от 40,18 до 44,37 (среднее 41,97), свинца - от 0,2 до 3,49 (среднее 1,11), цинка - от 0,2 до 3,1 (среднее 2). Запасы: марганца по кат. С2 - 9488 тыс.т, железа - 2570 тыс.т, свинца по кат. С2 - 51 тыс. т, цинка по кат. С2-92 тыс. т.

Месторождение Жаксы-Котр (Улытауский район, Карагандинская область). Запасы марганцевых руд 2758 тыс. т. (по государственному балансу запасов на 01.01.1996 г.) при среднем содержании марганца 18,01%. Общие перспективы месторождения оцениваются в 6-8 млн. т руды. Прирост запасов возможен за счет детальной разведки всех участков месторождения, особенно Центрального. Месторождение находится в разработке. Отработка ведется карьером производительностью 80 тыс. т в год [16].

Разработку месторождений марганца и переработку марганцевых руд осуществляют ряд горнопромышленных предприятий, из которых крупнейшим является Жайремский горно-обогатительный комбинат. Полученная продукция направляется в основном на Аксуский завод ферросплавов и Карагандинский металлургический комбинат, а также на металлургические заводы Урала и Сибири России. Степень промышленного освоения марганцевых месторождений в Казахстане низкая. Занимая третье место в мире и второе в СНГ по запасам марганцевых руд, Казахстан по их добыче находится на 11 месте в мире. Степень промышленного освоения марганцевых месторождений в Казахстане низкая. Занимая третье место в мире и второе в СНГ по запасам марганцевых руд, Казахстан по их добыче находится на 11 месте в мире.

Руды преимущественно окисные с содержанием марганца от 17 до 24-27 %. Содержание марганца в окисленных рудах (марганцевых шляхах) обычно выше, чем в первичных рудах. В месторождениях атасуйского типа встречаются также окисно-карбонатно-силикатные руды. Осадочные руды Мангышлака окисные и карбонатные [13]. Основная масса балансовых запасов в Казахстане представлена окисными железомарганцевыми и карбонатно-окисными марганцевыми рудами.

1.4 Техногенные месторождения марганца Казахстана

К техногенным или забалансовым рудам можно отнести многие месторождения марганца в Казахстане, так как их показатели являются ниже минимально допустимой нормы. Показатели, по которым руда определяется техногенной: низкая стоимость конечного продукта (марганцевого концентрата, металлического марганца), низкое содержание марганца в руде, высоким содержанием вредных примесей (P, S и т.д.), низким соотношением содержания марганца к железу (важный фактор при производстве

ферросплавов). К таким месторождениям, которые соответствует по каким-то вышеизложенным критериям относятся:

- Большой Ктай. В настоящее время балансовые руды в контуре карьера выработаны, карьерная добыча прекращена, разрабатываются забалансовые руды из отвалов.

- Туюесай. Большое количество фосфора в руде, марганец для металлургической промышленности не пригоден

- Жомарт. Небольшая мощность рудных тел, значительная мощность прослоев пустых пород между рудными пластами и условия их залегания от горизонтального до вертикального исключает возможность разработки месторождения карьером. Месторождение отнесено к резервным.

- Караадыр. Из-за небольших запасов и крутого залегания рудных тел отработка считается нерентабельной.

- Кишитау. Руды бедные, среднее содержание в них марганца 5,13%.

- Также можно отнести к техногенному сырью хвосты обогатительных фабрик, обладающих запасами исполинского масштаба, которые имеют огромный потенциал.

При развитии технологии раньше считавшиеся забалансными месторождения, сегодня являются перспективными с точки зрения экономики и технологии источниками сырья. Техногенные месторождения можно выгодно перерабатывать, используя инновационные методы (новые виды выщелачивания, автоклав, СВЧ обработка и т.д.) или усовершенствовать текущую схему обогащения классическими методами (предварительное обогащение, добавление комбинированных методов обогащения и т.д.).

1.5 Обогащение марганецсодержащего сырья

Обогащение марганецсодержащего сырья проводится с целью повышения содержания марганца и снижения вредных примесей: железа, фосфора и пр.

Эффективность обогащения зависит от вещественного состава сырья, его текстурно-структурных особенностей, а также от назначения марганцевых концентратов. Обогащению могут подвергаться как марганцевые руды, те и отходы горно-обогатительного (хвосты, отсеvy, шламы) и металлургического (шлаки, пыли) производств.

Обогащению подвергаются все природные типы марганцевых руд: оксидные, карбонатные, смешанные, окисленные, желез марганцевые.

Обогатимость марганецсодержащего сырья — это возможная степень извлечения марганца и концентрации минеральных комплексов при обогащении.

Обогатимость определяется для всех технологических разновидностей руд, установленных на месторождении.

Обогатимость марганецсодержащего сырья обусловлена его технологическими свойствами, которые определяются:

- содержанием основных и наиболее важных попутных компонентов: марганца, кремнезема, железа, фосфора, особенностью их распределения по минеральным составляющим;
- минералого-петрографическим составом;
- структурно-текстурными особенностями сырья;
- гранулометрическими характеристиками зерен полезных и породообразующих минералов;
- морфометрическими характеристиками слагающих руду комплексов;
- характером сростаний минералов;
- интенсивностью и характером изменения первичных руд в зоне окисления;
- массой и свойствами вмещающих пород, неизбежно попадающих в руду в процессе ее добычи;
- содержанием компонентов, благоприятствующих технологическому процессу, и вредных примесей, осложняющих этот процесс;
- физическими, механофизическими и химическими свойствами минералов и минеральных комплексов руды, степенью контрастности этих свойств [14].

По степени обогатимости марганцевые руды делятся на легко-, средне-, труднообогатимые и не требующие обогащения.

Богатые руды, содержащие не менее 35% марганца и имеющие соотношение массовых долей марганца и железа менее 7, фосфора и марганца не более 0,0035, используются в мировой практике для производства ферросплавов без обогащения.

Руды, подлежащие обогащению, содержат не менее 10% марганца. К концентратам, полученным из этих руд при помощи обогащения, предъявляются те же требования по соотношению марганца и железа, фосфора и марганца, как и к богатым рудам. Указанные требования являются общими и для богатых железомарганцевых руд (не менее 40% суммарного содержания железа и марганца, не менее 10% марганца), и концентратов из руд, подлежащих обогащению. Такие железомарганцевые руды (концентраты) используются для производства чугуна.

Таблица 4 - Характеристика марганцевых руд по степени обогатимости

Технологические (промышленные) типы руд	Текстурно-структурная характеристика руд	Требования к рудоподготовке, методы обогащения	Извлечение марганца в концентрат, %
Богатые, не требующие обогащения	Массивные	-	-
Легкообогатимые	Кусковые, конкреционно-кусовые и землисто-кусовые	Грохочение, промывка, отсадка или радиометрическая сепарация	80-87

Продолжение таблицы 4

Среднеобогатимые	Плотные, вкрапленные, тонкослоистые	Дробление, гравитационно-магнитные методы	70-75
Труднообогатимые	Конкреционные и конкреционно-кусковые, тонковкрапленные	Дробление, измельчение, гравитационно-магнитные	50-69

Основные требования к разрабатываемым технологиям и режимам для обогащения марганцевых руд заключаются в следующем:

- использование новейших достижений науки и техники в области технологии производства и оборудования, внедрение малоотходных схем переработки, экологически безопасных технологий и оборудования;
- возможность применения крупнокускового обогащения;
- адекватность технологическим свойствам перерабатываемого сырья;
- получение продукции высокого качества, минимальные технологические потери марганца с отходами производства;
- комплексное и рациональное использование ресурсов;
- оптимальная глубина обогащения;
- механизация и автоматизация основных и вспомогательных производственных переделов, автоматизация управления производством;
- безопасные условия труда;
- охрана окружающей среды и утилизация отходов производства.

Методы обогащения. Основными методами обогащения марганцевых руд являются: промывка, гравитация, магнитная сепарация, флотация, рентгенорадиометрическая сепарация.

Промывка руды способствует высвобождению рудных образований и кварца от вмещающих и сопутствующих песчано-глинистых пород, а также очищает поверхность этих образований от нерудных примазок, что позволяет получать более качественные продукты в последующих разделительных операциях.

Шламы промывки обычно содержат частицы крупностью менее 100 мкм. Потери марганца со шламами возрастают с увеличением крупности частиц, а также с ростом содержания сажистых марганцевых минералов в исходной руде.

Гравитационные методы ограничиваются в основном отсадкой, сепарацией в тяжелых средах, концентрацией на столах и реже винтовой сепарацией.

Отсадка является наиболее распространенным, дешевым эффективным гравитационным процессом. Перед отсадкой руд разделяется на классы крупности (например, -50+25, -25+10, -10+4, -4+1 мм), которые обогащаются в отдельных машинах. Такая узкая классификация необходима, поскольку разница плотности марганцевых минералов и пустой породы бывает незначительна.

Сепарация в тяжелых средах применяется для прочных руд на многих зарубежных фабриках, зачастую в сочетании с отсадкой. Тяжелосредная сепарация эффективно разделяет минералы с разницей плотностей от 100 до 400 кг/м³. В качестве утяжелителя обычно используется магнетит, регенерация которого усложняет процесс.

Магнитная сепарация мелких классов мытой руды и додробленных промпродуктов крупнокускового цикла обогащения позволяет получать конечные продукты: отвальные хвосты и концентрат. Для сепарации используют валковые электромагнитные сепараторы с магнитным полем высокой напряженности (15000 - 18000 Э) [18]. Немагнитные фракции содержат до 92-98 % не рудных минералов и могут быть использованы как сырье для производства стройматериалов.

Для обогащения сливов (шламов) промывки оксидных и окисленных (пористых, сажистых) руд применяют высокоградиентные сепараторы, позволяющие получить товарные марганцевые продукты.

Неблагоприятными предпосылками для магнитного обогащения является содержание в рудах (окисленных) оксидов и гидроксидов железа, имеющих близкие значения удельной магнитной восприимчивости с минералами марганца. В этом случае магнитную фракцию извлекаются минералы и марганца, и железа, что сужает области применения концентратов магнитной сепарации.

Флотация марганцевых руд на практике не получила широкого распространения, так как флотационные свойства оксид марганца и кварца практически близки, а карбонатные руды перерабатывают в незначительных объемах по сравнению с оксидными. Примером может служить флотационное обогащение шламов оксидных руд в Мексике.

1.6 Факторы, определяющие промышленную ценность марганцевых концентратов

По содержанию марганца, диоксида марганца, кремнезема, влаги, отношению фосфора к марганцу марганцевые концентраты делятся на сорта.

На промышленную ценность марганцевых концентратов оказывают влияние:

- высокое содержание марганца. При плавке повышение массовой доли марганца на 1 % снижает удельный расход электроэнергии на 40-50 кВт ч/т, повышает производительность печей на 1,5 %, снижает себестоимость сплава на 0,37 %;

- отношение суммы основных к сумме кислых компонентов. Это отношение должно быть близко к единице. Повышение основности способствует экономии электроэнергии, снижению расхода кокса, увеличению производительности металлургического оборудования. Повышенное количество кремнезема при низком содержании в концентрате щелочей вызывает необходимость вводить в шихту известь, что приводит к

повышенному выводу шлака и увеличению энергозатрат;

- содержание железа. Отношение содержаний марганца к железу должно быть не ниже 7. При выплавке ферромарганца концентрация железа возрастает в 2-4 раза (вследствие полного восстановления при плавке), и возникают трудности получения сплавов с требуемым содержанием марганца;

- содержание фосфора. Отношение содержаний P и Mn должно быть не более 0,0035. Фосфор в процессе плавки на 75-95 % переходит в ферросплавы, которые далее переносят его в сталь, тем самым значительно снижая ее качество;

- содержание легирующих металлов (Co, Ni, Cr, Ti, Cu, V). Легирующие металлы при плавке полностью восстанавливаются, кроме ванадия, который частично уходит в шлак;

- гранулометрический состав, кусковатость, твердость.

Концентраты для металлургического передела не должны содержать мелкие (<8 мм) и крупные (> 25 мм) фракции. Твердые кусковые концентраты более экономичны при транспортировке, не дают больших потерь при сильном дутье в процессе плавки, хорошо выдерживают нагрузку столба шихты в печи;

- пористость. Плотные оксидные концентраты обладают термической стойкостью, сохраняют первичную кусковатость и при высокой температуре печи, в то время как мягкие влагоемкие руды в этих условиях распыляются, нарушая газопроницаемость шихты. При повышении пористости концентратов возрастает производительность печей за счет улучшения восстановимости оксидов марганца. Пористость концентрата увеличивает его влагоемкость, в связи с чем возрастают расходы на транспортировку;

- термическая стойкость, спекаемость. Способность марганцевых концентратов сравнительно легко спекаться благоприятствует их агломерации.

Таблица 5 - Основные требования к марганцевым концентратам различного назначения

Продукция	Характеристика марганцевых концентратов						
	Содержание, %					Влаж- ность, %	Гранулометр ический состав, мм
	Mn	MnO ₂	SiO ₂	P	S		
Керамика	45-47	70-75	—	0,15	0,03	—	—
Стеклотара	49-50	70	Не огр.	—	—	2	5
Темно-зеленое стекло	50-54	70 -73	То же	—	—	—	5

Продолжение таблицы 5

Эмали	—	80-82	—		—	—	Тонкий помол
Красители керамических плит	45	—	10	0,2	0,1-0,3	—	0-25
Гидрохинон, перманганат калия	56,2	89	3	—	—	8	0,1
Химические источники тока	—	87	—	—	—	3	0,1
Зажигательные массы	45	90	7	Не огр.		8	0,1
Сварочные флюсы	49-50	—	—	0,18	—	—	20

Нельзя не отметить научно-технический прогресс в развитии металлургических методов и приемов для переработки марганецсодержащего сырья. Расширяются области применения тех или иных сплавов, совершенствуются и создаются новые технологии и оборудование, увеличивается ассортимент производимых сплавов [20]. Все это приводит к изменению требований к марганцевым концентратам в зависимости от цели их использования. Продукты обогатительного передела, не пригодные ранее для производства сплавов, могут найти свое применение в современных условиях как в металлургии, так и в других отраслях народного хозяйства.

1.7 Перспективные направления развития технологии обогащения марганцевых руд

Требования промышленности к марганцевым концентратам различного назначения, а также анализ потерь ценных компонентов при реализации существующих технических и технологических решений позволяют определить следующие основные пути развития и совершенствования технологии обогащения марганецсодержащего сырья:

- развитие и внедрение в общий комплекс методов технологической оценки марганцевых руд компьютерных методов оптико-геометрического анализа изображения;
- усовершенствование процессов подготовки к обогащению к модернизация соответствующего оборудования с целью уменьшения шламообразования при промывке, дроблении, измельчение и транспортировке, т. е. создание условий, при которых происходит максимальное раскрытие рудных минералов при минимальном их переизмельчении;
- научное обоснование степени обогащения разных типов марганцевых руд как по содержанию марганца, так и по содержанию фосфора;

- научно обоснованное определение оптимальной глубины обогащения марганцевых руд, от которого в конечном итоге зависит рациональность и комплексность использования сырья максимальное извлечение марганца в конечную продукцию и экономическая эффективность полного цикла переработки марганцевых руд от добычи до металлургии;

- создание и внедрение эффективных технологий обогащения шламов (селективная флокуляция, биофлотация и др.);

- поиск новых направлений использования промпродуктов шламов и хвостов обогащения;

- разработка перспективных технологий переработки промпродуктов и шламов обогащения гидрометаллургическими или химическими способами с извлечением всех ценных компонентов, в том числе Ni, Co, P и др.;

- развитие биотехнологических и комбинированных методов для обесфосфоривания и обескремнивания низкосортных марганцевых концентратов [15,16].

Разработка нового подхода к обогащению марганцевых руд обосновывается тем, что марганец на пути к плавильным печам подстерегают три «беды»: фосфор, сродки и шламы. Эти проблемы нагляднее всего проявляются в промпродуктовых циклах обогащения марганца, на которые приходится основная нагрузка технологических схем.

1.8 Выводы после исследования марганца в литературных источниках

Марганец, как правило, обогащается гравитационным методом. Это значит, что обогащению подвергаются крупные классы, а мелкие классы остаются в хвостах. Потери марганца с мелким классом может быть колоссальной.

Флотационные методы не подходят для обогащения марганцевых руд, так как минералы марганца обладают схожими характеристиками с нерудными минералами, тем самым флотационное обогащение марганца является неэффективным и на производстве почти не применяется.

Известно, что одним из основных требований к используемым технологиям обогащения марганцевых руд является возможность применения крупнокускового обогащения, так называемые «щадящие технологии», предусматривающие максимальное сохранение кусковых фракций крупностью более 10 мм, что позволяет использовать данные концентраты в металлургических переделах без процесса окускования. Одним из основных способов переработки крупнокускового марганцевого сырья являются гравитационные методы обогащения.

Наиболее подходящими методами обогащения для марганцевых руд является операций сухого и мокрого рассева, а также гравитационное обогащение. Эти методы будут использованы для дальнейших исследований.

2 Методика исследований

2.1 Гранулометрический анализ

Для определения гранулометрического состава руды, поступившей на исследование, использовался набор сит КСМ (ГОСТ 9758-86) с размерами отверстий, мм: 60; 40; 20; 10; 5; 2,5; 1,25 и 0,63 [22, 23]. На исследуемой пробе руды выполнялся сухой и мокрый ситовые анализы.

2.2 Гравитационное обогащение

Для обогащения дробленной руды (классов крупности -50+10 мм, -50+20 мм и -10+2,5 мм) использовался лабораторный пульсатор с пневматическим приводом [25]. Частота пульсаций составила 50 - 70 колебаний в минуту, амплитуда колебаний 90 - 110 мм, цикл пульсаций синусоидальный (50-0-50), диаметр камеры 250 мм, размер отверстий решета – 2,0 мм, высота искусственной постели 200 мм и удельная нагрузка 10 т/ч · м².

Для обогащения мелкого класса крупностью -2,5+0,63 мм использовалась 2-х камерная диафрагмовая отсадочная машина типа ОМЛ ЦНИГРИ при удельной производительности 5 - 7 т/ч · м², частоте пульсаций 200 - 250 кол/мин, амплитуде пульсаций 6 - 10 мм, высоте искусственной постели 40 - 70 мм представленной богатыми по марганцу зернами крупностью 15 - 30 мм, размер отверстий решета -10+8 мм.

2.3 Выполнение химических анализов

Выполнение химических анализов осуществлялось в специализированной и аттестованной лаборатории ТОО ПИЦ «Геоаналитика». Свидетельство № 71 от 26.05.2006 г. Госстандарт РК.

3 Исследовательская часть

3.1 Объект исследований

На исследование поступила проба марганцевой руды рудопроявления «Картобай» общим весом 312,9 кг, упакованная в мешки. Основная часть пробы была представлена крупностью -60+0,0 мм с максимальной крупностью отдельных кусков до 80 мм. После естественной подсушки на открытом воздухе проба перемешивалась и усреднялась методом «кольца и конуса». Схема разделки пробы приведена на рисунке 5.



Рисунок 5 –Схема разделки пробы руды

3.2 Гранулометрический состав исследуемой пробы

3.2.1 Сухой ситовый анализ дробленной руды

Первоначально на материале исследуемой пробы крупностью $-80+0,0$ мм выполнялся сухой ситовый анализ. Результаты анализа с распределением по классам крупности содержаний марганца и железа приведены в таблице 6, а ситовая характеристика гранулометрического состава приведена на рисунке 6.

Таблица 6 – Сухой ситовый анализ исходной руды

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание Mn, %	Содержание Fe, %	Извлечение Mn, %	Извлечение Fe, %
-80+40	17,01	45,10	1,45	38,45	6,63

Продолжение таблицы 6

-40+20	13,68	31,18	2,90	21,38	10,67
-20+10	12,75	20,02	3,52	12,79	12,07
-10+5	11,77	13,62	4,28	8,03	13,55
-5+2,5	8,88	10,02	4,80	4,46	11,46
-2,5+1,25	7,62	9,24	5,25	3,53	10,76
-1,25+0,63	7,21	8,51	5,26	3,07	10,20
-0,63+0,0	21,08	7,85	4,35	8,29	24,66
Итого (Руда)	100,0	19,95	3,72	100,0	100,0

По результатам расчета гранулометрического состава руды, полученного в результате сухого рассева (таблица 6), средневзвешенное содержание марганца и железа в пробе руды составило 19,95 % и 3,72 % соответственно. Кривая ситовой характеристики, соответствующая сухому рассеву приведена на рисунке 6.

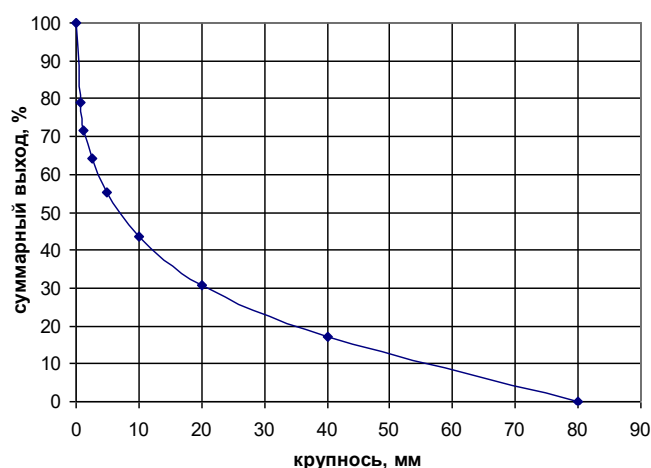


Рисунок 6 – Ситовая характеристика исходной руды (сухой рассев)

Химический состав руды, поступившей на исследование приведен в таблице 7.

Таблица 7 – Химический состав исходной руды

С о д е р ж а н и е, %												
Na ₂ O	K ₂ O	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaO	TiO ₂	MnO	Fe ₂ O ₃	п.п.п	Σ сумма
3,11	2,43	0,50	8,73	40,75	0,48	0,06	1,85	0,64	26,90	5,71	8,83	99,99

Анализ химического состава руды, поступившей на исследование, показывает, что руду по содержанию в ней марганца и железа можно классифицировать как марганцевую, при этом соотношение содержаний марганца к железу в ней равно 5,21.

Основной вмещающей породой в пробе является диоксид кремния с содержанием 40,75 %. Содержание глинистых составляющих в пробе составило 8,73 %.

Анализ результатов, полученных в результате сухого отсева (таблица 6), показывает, что выхода классов крупности от 80 мм до 0,63 мм относительно невысокие. Наибольший выход соответствует классу крупности -80+40 мм и составляет 17,01 % и постепенно понижается до 7,21 % соответствующий классу крупности -1,25+0,63 мм. Выход самого мелкого класса крупностью -0,63+0,0 мм (шламы) составил 21,08 % и является самым большим относительно выходов всех других классов.

Выход суммарного класса крупностью -80+20 мм составил 30,69 %, а суммарного класса крупностью -80+10 мм – 43,44 %. Выход суммарного класса крупностью -10+2,5 мм составил 20,65 %, а суммарного класса крупностью -2,5+0,63 мм – 14,83 %. Полученный в результате отсева руды характер распределения выходов по классам крупности свидетельствует о преобладании в руде мелких классов, а кривая гранулометрического состава имеет вогнутый вид, что также свидетельствует о преобладании в руде мелких классов, рисунок 6.

Распределение содержания марганца по классам крупности неравномерное. Наиболее высокие содержания марганца отмечаются в крупных классах крупностью -80+40 мм и -40+20 мм и составляют 45,10 % и 31,18 % соответственно. Содержание марганца в классе крупностью -20+10 мм составило 20,02 %, а содержание марганца в классах крупности от -10+5 мм и до -1,25+0,63 мм находится в пределах от 13,62 % и до 8,51 %. При этом содержание марганца в классах крупностью от 5 мм и до 0,63 мм практически одинаковое и колеблется в пределах 10,02 % - 8,51 %.

Содержание марганца в самом тонком классе крупностью -0,63+0,0 мм составило 7,85 %.

На основании полученных данных можно сказать, что в результате сухого отсева руды наблюдается существенная концентрация марганца в крупных классах -80+40 мм и -40+20 мм при этом прирост содержания марганца относительно содержания его в руде составил 25,15 % и 11,23 % соответственно. Одновременно наблюдается снижение содержания марганца в мелких классах крупностью -10+0,0 мм, при этом понижение содержания марганца в них относительно содержания в руде составило 6,33 % - 12,10 %.

Содержание марганца в суммарном классе крупностью -80+20 мм составило 38,90 %, а в суммарном классе крупностью -80+10 мм – 33,36 %.

Распределение содержания железа по классам крупности имеет также неравномерный и противоположный характер относительно распределения содержаний марганца, однако при этом значительной концентрации железа в каком-либо классе крупности не происходит. Наименьшие содержания железа наблюдаются в самых крупных классах крупностью -80+40 мм и -40+20 мм и составляют 1,45 % и 2,90 % соответственно. Содержание железа в классе крупностью -20+10 мм составило 3,52 %, а содержание железа в мелких классах крупностью -10+0,63 мм находится в пределах от 4,28 % и до 5,26 %,

при этом необходимо отметить, что относительно богатыми по железу являются классы крупности $-5+2,5$ мм – 4,80 %, $-2,5+1,25$ – 5,25 % и $-1,25+0,63$ мм – 5,26 %. Содержание железа в самом тонком классе крупностью $-0,63+0,0$ мм составило 4,35 %.

На основании полученных данных можно сказать, что в результате сухого рассева дробленой руды на классы крупности наблюдается незначительное повышение содержания железа в мелких классах ($-10+0,63$ мм) относительно его содержания в руде на 0,56 % ÷ 1,54 % и понижение содержания железа в самых крупных классах ($-80+10$ мм) на 2,27 % - 0,2 %.

Содержание железа в суммарном классе крупности $-80+20$ мм составило 2,10 %, а в суммарном классе $-80+10$ мм – 2,51 %.

Приведенные результаты показывают, что соотношение содержаний марганца к железу в классе крупностью $-80+40$ мм составило 31,10 %, в классе $-40+20$ мм – 10,75, а в классе $-20+10$ мм – 5,68 и далее понижаются до 1,62. Соотношение содержаний марганца к железу в классах крупности от 80 мм и до 20 мм являются выше допустимого и равного 6 - 7. Аналогичная картина наблюдается и в суммарных классах крупности. Так в классе крупности $-80+20$ мм соотношение содержаний металлов равно 18,52, а в классе $-80+10$ мм равно 13,29. При этом необходимо отметить, что данные классы крупности ($-80+40$ мм или $-80+20$ мм) являются товарными концентратами и по содержанию в них марганца и железа соответствуют предъявляемым требованиям.

Распределение извлечения марганца по классам крупности также имеет неравномерный характер. Наибольшее извлечение марганца происходит в класс крупностью $-80+40$ мм и составляет 38,45 % и постепенно уменьшается от 21,38 % в класс $-40+20$ мм до 3,07 % в класс крупностью $-1,25+0,63$ мм. Извлечение марганца в самый тонкий класс крупностью $-0,63+0,0$ мм составило 8,29 %.

Извлечение марганца в суммарный класс крупности $-80+20$ мм составило 59,83 %, а в суммарный класс $-80+10$ мм составило 72,62 %. На основании этого можно сказать, что основное количество марганца сосредоточено в суммарном классе крупностью $-80+10$ мм и данный класс является основным классом (машинный класс) для обогащения с целью получения марганцевых концентратов, соответствующих требованиям металлургического передела.

Распределение извлечения железа по классам крупности практически равномерное и колеблется в пределах 6,63 % - 12,07 %. При этом извлечение железа в суммарный класс крупностью $-80+20$ мм составило 17,30 %, а в суммарный класс $-80+10$ мм составило 29,37 %, т. е. значительное количество железа концентрируется в мелких классах крупностью $10-0,0$ мм – 70,63 %.

3.2.2 Отмывка – мокрый ситовой анализ руды

На отдельной части пробы руды выполнялся мокрый ситовой анализ, при этом каждый класс крупности подвергался промывке и мокрому севу на тех же ситах. Результаты ситового анализа мокрого сева приведены в таблице 8, а ситовая характеристика гранулометрического состава приведена на рисунке 7.

Таблица 8 – Отмывка - мокрый ситовой анализ руды

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание Mn, %	Содержание Fe, %	Извлечение Mn, %	Извлечение Fe, %
	частный	частное	частное	частное	частное
-80+40	16,80	45,60	1,30	37,85	5,62
-40 - 20	13,24	31,70	2,35	20,74	8,0
20 - 10	12,25	20,57	3,35	12,45	10,56
10 - 5	11,10	15,11	4,10	8,29	11,74
5 - 2,5	7,55	12,94	4,65	4,82	9,03
2,5 - 1,25	6,27	11,80	5,10	3,65	8,23
1,25 - 0,63	6,26	10,62	5,46	3,28	8,79
0,63 - 0,0	26,53	6,81	5,58	8,92	38,06
Итого (Руда)	100,0	20,24	3,89	100,0	100,0

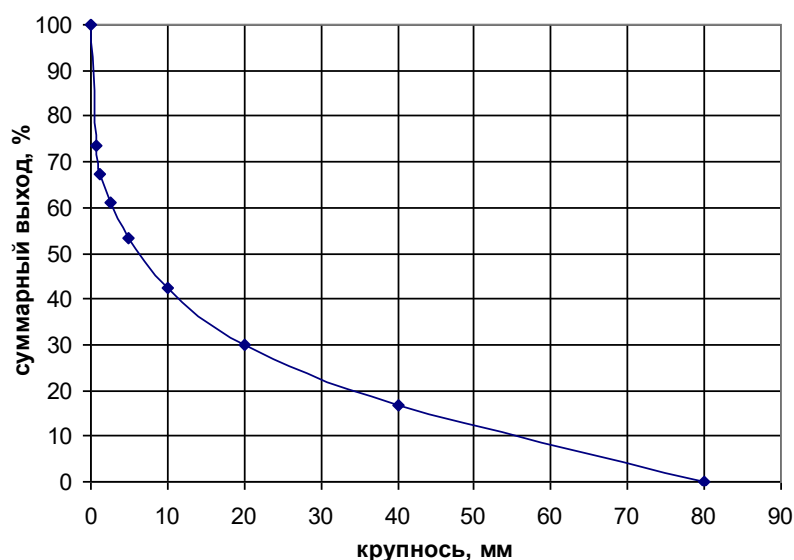


Рисунок 7 – Ситовая характеристика исходной руды (мокрый сев).

Кривая ситовой характеристики имеет вогнутый вид, что свидетельствует о преобладании в руде мелких классов.

Анализ результатов представленных в таблице 8 показывает, что выхода всех классов крупности после промывки, относительно сухого сева,

понижились незначительно. Понижение выхода в классах крупности от 80 мм и до 0,63 мм составило 0,21 % - 1,35 %, при этом выход самого тонкого класса увеличился и составил 26,53 %, т. е. повысился на 5,45 %. Полученные результаты свидетельствуют о наличии в каждом классе крупности незначительного количества шламистых фракций (мельче 0,63 мм). Количество глинистых составляющих в пробе относительно невелико, и они в основном присутствуют в мелких классах.

В результате отмывки наблюдается незначительное увеличение содержания марганца в классах крупностью от 80 мм и до 10 мм. Так содержание марганца в классе крупности -80+40 мм после промывки составило 45,60 % (до промывки 45,10 %) и повысилось на 0,50 %. В классе -40+20 мм составило 31,70 % (31,18 % до промывки) и повысилось на 0,52 % и в классе -20+10 мм составило 20,57 % (20,02 % до промывки) т.е. повысилось всего на 0,53 %. При этом можно отметить, что содержание марганца в классах крупностью мельче 10 мм после отмывки увеличилось на 1,5 – 3,0 %.

Также, анализ результатов показывает, что в результате промывки руды содержание железа в классах крупностью от 80 мм и до 10 мм понизилось незначительно (не более чем на 0,2 %). Одновременно наблюдается незначительное повышение содержания железа в классах крупностью от 10 мм и до 0,63 мм, которое варьирует в пределах 2 % по каждому классу крупности.

Содержание железа в самом тонком классе крупностью 0,63 - 0,0 мм после промывки понизилось на 2,27 % и составило 5,58 %.

Также необходимо отметить, что после отмывки извлечение марганца в классы крупности от 80 мм и до 10,0 мм практически не изменилось.

В результате отмывки извлечение железа в классы крупности от 80 мм и до 0,63 мм незначительно понизилось в пределах 1 - 3 %, а в класс крупностью -0,63+0,0 мм извлечение железа повысилось на 13,40 % и составило 38,06 % (24,66 % до промывки). На основании этого можно сказать, что значительная часть железа концентрируется в шламах крупностью -0,63+0,0 мм.

На основании анализа результатов, полученных после промывки руды, можно констатировать, что операция промывки руды существенно не влияет на изменение качества получаемых продуктов.

Так, например, соотношение содержаний марганца к железу в классе крупностью -80+40 мм после промывки составило 35,10 (31,10 до промывки), в классе крупностью -40+20 мм составило 13,49 (10,75 до промывки), а в классе -20+10 мм составило 6,14 (5,69 до промывки). Соотношение содержаний марганца к железу в мелких классах крупностью -10+0,63 мм составила 3,68 - 1,62, а в классе крупностью -0,63+0,0 мм – 1,80.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что в результате промывки руды содержания марганца и железа в классах крупности практически не изменяются относительно результатов сухого рассева. Это позволяет утверждать о том, что использование операции промывки руды нецелесообразно.

3.2.3 Ситовой анализ руды, дробленной до 50 (60) мм

Практика переработки марганцевых руд показывает, что оптимальная крупность обогащаемых руд составляет -50+0,0 мм. На основании этого часть пробы руды для исследований по обогащению с использованием процесса отсадки была продроблена до 50 (60) мм с дальнейшим определением гранулометрического состава дроблений руды (мокрый рассев). Результаты ситового состава руды дробленной до 60 мм приведены в таблице 9. Кривая гранулометрического состава, соответствующая мокрому рассеву приведена на рисунке 8.

Таблица 9 – Ситовый состав руды, дробленной до 60 (50) мм

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание Mn, %	Содержание Fe, %	Извлечение Mn, %	Извлечение Fe, %
-50+40	15,98	45,26	1,34	36,96	5,46
-40+20	11,76	31,47	2,20	18,91	6,60
-20+10	11,06	19,30	2,42	10,91	9,64
-10+5	10,16	16,31	4,01	8,47	10,39
-5+2,5	7,65	13,76	4,56	5,38	8,89
-2,5+1,25	6,95	12,13	5,00	4,31	8,87
-1,25+0,63	7,06	10,75	5,38	3,88	9,68
-0,63+0,0	29,38	7,45	5,40	11,18	10,47
Итого (Руда)	100,0	19,57	3,92	100,0	100,0

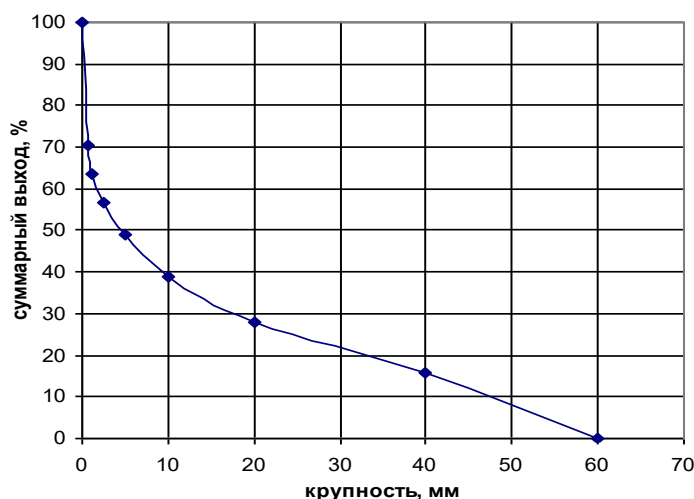


Рисунок 8 – Ситовая характеристика руды, дробленной до 60 мм (мокрый рассев)

Анализ результатов приведенных в таблице 9 показывает, что выхода

всех классов крупности руды дробленной до 50 (60) мм изменились несущественно по сравнению с выходами исходной руды крупностью -80+0,0 мм (таблицы 6, 8 и 9). Это объясняется тем, что количество додрабливаемого продукта крупностью более 50 (60) мм было незначительное.

В целом характер распределения содержаний марганца и железа, а также их извлечений по классам крупности в руде дробленной до 50 (60) мм (таблица 9) адекватен характеру их распределения в исходной руде крупностью -80+0,0 мм (таблицы 7 и 8). Кривая мокрого ситового анализа руды, дробленной до 50 (60) мм (рисунок 8) идентична кривым исходной руды (рисунки 6 и 7), и имеет вогнутый характер, что свидетельствует о преобладании в ней мелких классов.

3.2.4 Выводы гранулометрического анализа

На основании результатов, полученных при изучении гранулометрического состава руды крупностью -80+0,0 мм и -60+0,0 мм можно сделать следующие основные выводы:

- содержание марганца и железа в пробе руды, поступившей на исследование, составило 19,50 % ÷ 20,50 % и 3,72 % ÷ 3,89 % соответственно;
- по содержанию основных металлов руду, поступившую на исследование, можно отнести к категории марганцевых и маложелезистых при исходном соотношении содержания марганца к содержанию железа 5,13;
- основным порообразующим минералом в руде является диоксид кремния с содержанием порядка 40,0 %;
- количество вредных примесей в руде составило: фосфора P = 0,20 % и серы S = 0,06 %;
- наличие глинистых фракций в пробе руды составило 8,7 % - 9,0 %, т.е. относительно невысокое;
- исходная крупность руды, поступившей на исследование, составила -80+0,0 мм, при этом основная часть руды в пробе (до 90 %) была представлена классом крупностью -60+0,0 мм;
- распределение содержаний марганца и железа по классам крупности имеет взаимно противоположный характер;
- распределение содержаний марганца по классам крупности при сухом расसेве руды неравномерное. Наиболее высокие содержания марганца отмечаются в классах крупностью -80+40 мм и -40+20 мм и составило 45,10 %, 31,18% соответственно. При этом данным классам крупности соответствуют минимальные содержания железа – 1,45 % и 2,90 % соответственно. Соотношение содержаний марганца к железу в данных классах крупности соответственно равно 31,10 и 10,75, что значительно выше требуемого и равного 6-7;
- выхода классов крупности -80+40 мм, -40+20 мм и -20+10 мм при сухом расसेве составили 17,01 %, 13,68 % и 12,75 % соответственно. При этом извлечение марганца в данные классы составило 38,45 %, 21,38 % и 12,79 %.
- суммарное извлечение марганца в класс крупности -80+20 мм при

сухом расसेве составило 59,83 % и железа 17,30 %. Суммарное извлечение марганца в класс крупности -80+10 мм составило 72,62 %, т.е. основная доля марганца находится в классе крупностью -80+10 мм. При этом в данный класс извлекается всего 29,37 % железа. Соотношение содержаний марганца к железу в суммарном классе крупностью -80+20 мм составило 18,52, а в суммарном классе крупностью -80+10 мм – 13,29;

- в результате сухого рассева руды, класс крупностью -80+20 мм по содержанию в нем марганца и железа является товарным марганцевым концентратом с выходом 30,69 % и содержанием марганца 38,90 % и железа 2,10 % при извлечении марганца 59,83 % и железа 17,30 %;

- распределение содержания марганца в мелких классах крупностью -10+0,63 мм находится в пределах 13,62 % - 8,51 %, а содержание железа в данных классах находится в пределах от 4,28 % - 5,26 %, при этом самые высокие содержания железа присутствуют в классах крупностью -5+2,5 мм – 4,80 %, -2,5+1,25 мм – 5,25 % и -1,25+0,63 мм – 5,26 %;

- содержание марганца и железа в самом тонком классе крупностью -0,63+0,0 мм составило 7,85 % и 4,35 % соответственно, при выходе данного класса 21,08 % (сухой рассев) и извлечении марганца 8,29 % и железа 24,66 %;

- при сухом расसेве руды на классы крупности наблюдается существенная концентрация марганца в крупных классах крупностью -80+40 мм и -40+20 мм, при этом прирост содержания марганца в них, составил 25,15 % и 11,23 % относительно содержания марганца в руде.

Одновременно в данных классах крупности содержание железа уменьшается по отношению к содержанию его в руде на 2,3 – 0,82 %. В классе крупностью -20+10 мм прирост содержания марганца составил 0,07 %, а содержание железа уменьшилось на 0,80 % по сравнению с их содержанием в руде. Противоположная картина наблюдается с концентрацией марганца и железа в мелких классах крупностью -10+0,63 мм, при этом содержание марганца в них понижается на 6,33 % - 11,44 %, а содержание железа повышается на 0,56 % - 1,54 % относительно их содержания в руде:

- при осуществлении операции отмывки руды с последующим рассевом на аналогичные классы крупности наблюдается незначительное повышение содержания марганца. Так в классе крупности -80+40 мм оно увеличилось на 0,50 %, в классе -40+20 мм на 0,52 % и в классе -20+10 мм на 0,53 %, при этом снижение в них содержания железа также незначительное. Повышение содержания марганца в мелких классах крупностью -10+0,63 мм в результате отмывки составляет 1,5 – 3,0 % и при этом происходит незначительный прирост в них содержания железа на 1,0 - 2 %;

- в результате отмывки наблюдается небольшое повышение величины отношений содержаний марганца к железу в классах крупности -80+40 мм, -40+20 мм и -20+10 мм, которое составило 35,10, 13,48, и 6,14 (31,10, 10,97 и 5,69 соответственно до отмывки);

- в результате отмывки руды выход самого тонкого класса крупностью -0,63+0,0 мм составил 26,53 %, т.е. увеличился на 5,45 %. При этом содержание марганца в нем понизилось на 1,04 % и составило 6,81 %, а содержание железа

повысилось на 1,23 % и составило 5,58 %, т.е. стало практически равным содержанию марганца;

- полученные результаты свидетельствуют о том, что на руде данного типа применение операции промывки нецелесообразно;

- наибольшее извлечение марганца происходит в класс крупности - 80(60) +10 мм и, в связи с этим данный класс крупности (машинный класс) наиболее целесообразно подвергать обогащению. Также согласно распределению металлов по классам крупности и практике обогащения аналогичных руд, другими машинными классами являются классы крупности -10+2,5 мм и -2,5+0,63 мм. Класс крупностью -0,63+0,0 мм подвергать обогащению нецелесообразно;

- доказано, что в результате сухого или мокрого рассева исходной руды возможно получение товарного марганцевого концентрата крупностью -80+20 мм с содержанием марганца около 40 % с минимальным содержанием железа (не более 3,0 %). При этом извлечение марганца в концентрат составит порядка 58 % - 59 %. Для более полного извлечения марганца из руды класс крупностью -20+0,0 мм необходимо подвергать обогащению с использованием других процессов, в частности гравитационных. Это подтверждается также тем, что использование операции промывки класса крупностью -20+0,0 мм не приводит к получению качественных марганцевых концентратов;

- для выполнения исследований по гравитационному обогащению часть пробы дробливалась до крупности 50 (60) мм. Гранулометрический состав руды, дробленной до 50 (60) мм и характер распределения марганца и железа по классам крупности имеют аналогичную зависимость, как и в исходной руде, крупностью 80 – 0,0 мм.

3.3 Исследования по обогащению руды

3.3.1 Обогащение класса 20 – 0,0 мм

На основании результатов сухого и мокрого рассевов руды на классы крупности была определена принципиальная возможность получения марганцевого концентрата крупностью -80+20 мм. При использовании операции сухого отсева дробленной руды выход класса крупностью -80+20 мм, являющегося товарным продуктом, составил 30,69 % с содержанием марганца 38,90 % и железа 2,10 % при извлечении марганца 59,83 % и железа 17,30 %. Соотношение содержаний марганца к железу в нем составило 18,52.

Для более полного извлечения марганца необходимо проводить обогащение оставшегося класса крупностью -20+0,0 мм. Результатами полученных при сухом и мокром отсеве дробленной руды доказано, что при использовании операций отсева или промывки данного класса, концентратов с содержанием марганца более 30 % из него получить невозможно.

Для получения марганцевого концентрата из класса -20+0,0 мм

необходимо использовать более глубокие методы обогащения, например гравитационные и, в частности, отсадку. Практика обогащения аналогичных марганецсодержащих руд показывает, что отсадке обычно подвергается класс крупностью -20+2,5 мм.

Технологические показатели, получаемые при сухом грохочении дробленой руды по классу 20 мм и при классификации подрешетного продукта (-20+0,0 мм) по классу 2,5 мм с использованием операции мокрого грохочения приведены в таблице 10.

Таблица 10 – Показатели распределения металлов после сухого и мокрого грохочения на классы крупности

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Mn	Fe	Mn	Fe
Концентрат сухого отсева (класс -80+20 мм)	30,69	38,90	2,10	59,83	17,30
Класс -20+2,5 мм после мокрого грохочения	30,90	16,74	3,94	25,93	32,70
Класс -2,5+0,0 мм после мокрого грохочения	38,41	7,39	4,84	14,24	50,0
Руда	100,0	19,95	3,72	100,0	100,0

Анализ результатов приведенных в таблице 10 показывает, что наряду с получением концентрата крупностью -80+20 мм, выделяется класс крупностью -20+2,5 мм выходом 30,91 % с содержанием марганца 16,74 % и железа 3,94 % при извлечении марганца 25,93 %. Содержание марганца в данном классе составляет 16,74 %, что ниже содержания марганца в руде всего на 3,21 % и является высоким. Соответственно этому, данный класс крупности должен подвергаться обогащению. Класс крупностью -2,5+0,0 мм полученный в результате мокрого грохочения имеет выход 38,41 % с содержанием марганца 7,39 % и железа 4,84 % при извлечении марганца 14,24 % и железа 50 %. По содержанию марганца класс крупности -2,5+0,0 мм является отвальным (хвосты) при этом в него извлекается до 50 % железа.

3.3.1.1 Отсадка класса -20+2, 5 мм

Отсадка класса крупностью -20+2,5 мм выполнялась согласно методике приведенной в разделе 2.2 при следующих оптимальных параметрах: частота пульсаций 65 кол/мин, амплитуда колебаний 80 – 90 мм, цикл пульсаций синусоидальный (50-0-50), высота естественной постели 250 мм, производительность 10 т/час· м². При проведении опытов по отсадке класса -20+2,5 мм осуществлялась последовательность операций отсадки согласно

условиям обогащения в двухкамерной отсадочной машине. Для определения динамики процесса отсадки осуществлялась фракционная разгрузка концентратных фракций.

Результаты отсадки класса -20+2,5 мм приведены в таблицах 10 и 11, а схема проведения отсадки показана на рисунке 9.

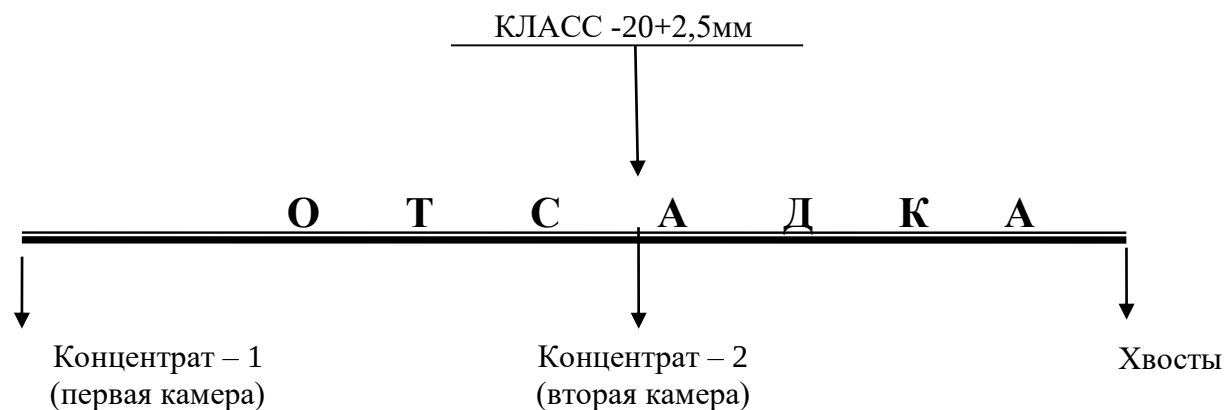


Рисунок 9 – Схема отсадки класса -20+2,5 мм

Таблица 11 – Результаты отсадки класса -20+2,5 мм (вариант 1)

Наименование продуктов	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, %		Отношение содержаний Mn/ Fe
	класса	руды	Mn	Fe	Mn	Fe	
Концентрат -1 (первая камера)	7,61	2,35	45,50	2,31	5,36	1,46	19,70
Концентрат -2 (вторая камера)	9,22	2,85	33,62	4,57	4,81	3,50	7,36
Общий концентрат	16,83	5,20	39,0	3,55	10,17	4,96	10,99
Хвосты	83,17	25,70	12,24	4,02	15,76	27,74	-
Класс -20+2,5 мм	100,0	30,90	16,74	3,94	25,93	32,70	-
Руда	-	-	19,95	3,72	-	-	-

Результаты, приведенные в таблице 11 показывают, что в результате отсадки класса крупностью -20+2,5 мм возможно выделение из первой камеры отсадочной машины марганцевого концентрата с содержанием марганца 45,50 % и железа 2,31 % выходом 2,35 % от руды (7,61 % от класса) при извлечении марганца 5,36 %. Из второй камеры выделяется концентрат с содержанием марганца 33,62 % и железа 4,57 % выходом 2,85 % от руды (9,22 % от класса)

при извлечении марганца 4,81 %. В результате отсадки также выделяются хвосты выходом 25,70 % от руды (83,17 % от класса) с содержанием марганца 12,24 % при извлечении марганца 15,76 %.

Выход общего концентрата составил 5,20 % со средним содержанием марганца 39,0 % и железа 3,55 % при общем извлечении марганца 10,17 %.

С целью определения возможности получения более богатого концентрата отсадки был уменьшен его выход, при этом полученные результаты приведены в таблице 12.

Таблица 12 – Результаты отсадки класса -20+2,5 мм

Наименование продуктов	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, %		Отношение содержаний Mn/ Fe
	класса	руды	Mn	Fe	Mn	Fe	
Концентрат -1 (первая камера)	7,15	2,21	46,85	2,15	5,19	1,28	21,79
Концентрат -2 (вторая камера)	5,31	1,64	35,11	4,16	2,89	1,83	8,44
Общий концентрат	12,46	3,85	41,85	3,01	8,08	3,11	13,90
Хвосты	87,54	27,05	13,17	4,07	17,85	29,59	-
Класс -20+2,5 мм	100,0	30,90	16,74	3,94	25,93	32,70	-
Руда	-	-	19,95	3,72	-	-	-

Анализ результатов приведенных в таблице 12 показывает, что при уменьшении выхода концентрата первой камеры до 2,21 % от руды (7,15 % от класса) содержание в нем марганца составит 46,85 % и железа 2,15 % при извлечении марганца 5,19 %. Из второй камеры отсадочной машины выделяется концентрат выходом 1,64 % от руды (5,31 % от класса) с содержанием марганца 35,11 % и железа 4,16 % при извлечении марганца 2,89 %.

Выход общего концентрата составил 3,85 % от руды (12,46 % от класса) с содержанием марганца 41,85 % и железа 3,01 % при извлечении марганца 8,08 %.

Дальнейшее уменьшение выхода марганцевого концентрата при отсадке класса -20+2,5 мм нецелесообразно, т. к. осуществление данного режима отсадки в промышленных условиях затруднительно и одновременно приведет увеличению содержания марганца в хвостах отсадки. При увеличении выхода марганцевого концентрата более чем 5,20 % (таблица 12) приведет к дальнейшему снижению содержания марганца в концентрате.

Анализ полученных результатов по отсадке класса крупностью -20+2,5 мм показывает, что наиболее оптимальным вариантом являются показатели

отсадки приведенные в таблице 12.

3.3.2 Отсадка класса -50+10 мм

Класс крупностью -50+10 мм является наиболее оптимальным машинным классом для гравитационного обогащения и для получения из него марганцевых концентратов.

Отсадка класса крупностью -50+10 мм выполнялась согласно методике приведенной в разделе 2.2 при следующих оптимальных параметрах: частота пульсаций 60 кол/мин, амплитуда колебаний 90 - 100 мм, цикл пульсаций синусоидальный (50-0-50), высота естественной постели 200 мм, удельная производительность 10 т/час·м². При проведении опытов по отсадке класса крупностью -50+10 мм осуществлялась последовательность операций отсадки согласно условиям его обогащения в трехкамерной отсадочной машине. Для определения динамики процесса отсадки осуществлялась фракционная разгрузка концентратных фракций.

Результаты отсадки класса крупностью -50+10 мм приведены в таблицах 13, 14 и 15, а схема проведения отсадки показана на рисунке 10.

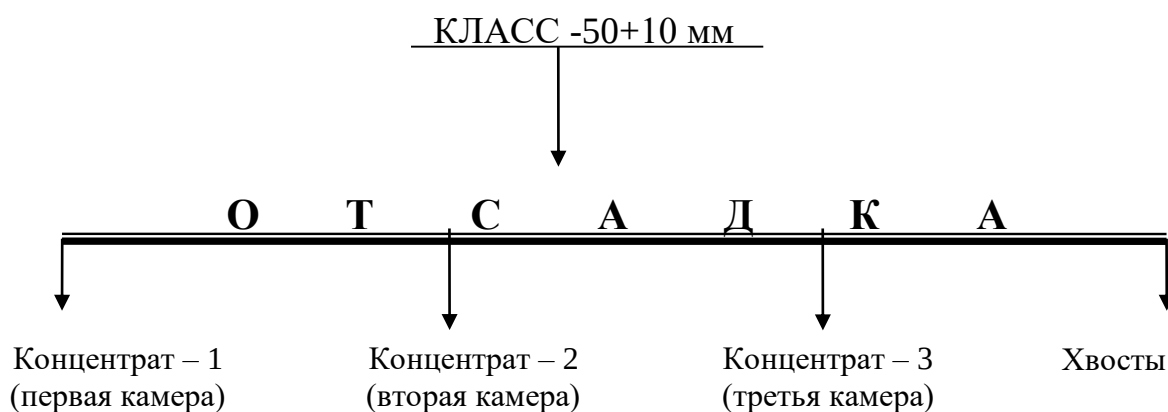


Рисунок 10 – Схема отсадки класса -50+10 мм

Таблица 13 – Результаты отсадки класса -50+10 мм (вариант 1)

Наименование продуктов	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, %		Соотношение содержаний Mn/ Fe
	класса	руды	Mn	Fe	Mn	Fe	
Концентрат -1 (первая камера)	35,03	13,59	51,05	0,93	35,56	3,18	54,9
Концентрат - 2 (вторая камера)	22,45	8,71	40,58	2,06	18,12	4,50	19,70
Концентрат - 3 (третья камера)	20,34	7,89	22,14	3,93	8,95	7,79	5,63

Продолжение таблицы 13

Хвосты	22,18	8,61	9,10	4,31	4,01	9,31	-
Класс 50 - 10 мм	100,0	38,80	33,51	2,54	66,64	24,78	-
Руда	-	-	19,51	3,98	-	-	-

Анализ результатов представленных в таблице 13 (вариант 1) показывает, что в случае последовательного выделения трех концентратов при обогащении данного класса в трехкамерной отсадочной машине возможно получение следующих продуктов:

- концентрат первой камеры, выход которого составил 13,59 % от руды с содержанием марганца 51,05 % и железа 0,90 % и извлечении марганца 35,56 % при соотношении содержаний марганца к железу 54,9;

- концентрат второй камеры, выход которого составил 8,71 % от руды с содержанием марганца 40,58 % и железа 2,06 % и извлечении марганца 18,22 % при соотношении содержаний марганца к железу 19,70;

- концентрат третьей камеры, выход которого составил 7,89 % от руды с содержанием марганца 22,14 % и железа 3,93 % и извлечении марганца 8,95 % при соотношении содержаний марганца к железу 5,63;

- одновременно возможно выделение хвостов выходом 8,61 % от руды с содержанием марганца 9,10 % и железа 4,31 % при извлечении марганца (потерях) 4,01 %.

В случае обогащения класса крупностью -50+10 мм в двухкамерной отсадочной машине с выделением двух концентратов и хвостов и соответственно получаемые при этом результаты приведены в таблице 14.

Таблица 14 – Результаты отсадки класса -50+10 мм (вариант 2)

Наименование продуктов	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, %		Соотношение содержаний Mn/ Fe
	класса	руды	Mn	Fe	Mn	Fe	
Концентрат - 1 (первая камера)	35,03	13,59	51,05	0,93	35,56	3,18	54,9
Концентрат - 2 (вторая камера)	42,79	16,60	31,82	2,95	27,07	12,29	10,79
Хвосты	22,18	8,61	9,10	4,31	4,01	9,31	-
Класс 50 – 10 мм	100,0	38,80	33,51	2,54	66,64	24,78	-
Руда	-	-	19,51	3,98	-	-	-

Анализ результатов приведенных в таблице 14 показывает, что при отсадке данного класса крупности выход концентрата из первой камеры

составит 13,59% от руды с содержанием марганца 51,05 % и железа 0,93 % и извлечением марганца 35,56 %, при соотношении содержаний марганца к железу 54,9.

Из второй камеры отсадочной машины возможно выделение концентрата выходом 16,60 % от руды с содержанием марганца 31,82 % и железа 2,95 % при извлечении марганца 12,29 % с соотношением содержаний металлов 10,79.

Также возможен вариант отсадки данного класса крупности с получением одного общего концентрата и хвостов. Показатели обогащения по данному варианту приведены в таблице 15.

Таблица 15 – Результаты отсадки класса -50+10 мм (вариант 3)

Наименование продуктов	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, %		Соотношение содержаний Mn/ Fe
	класса	руды	Mn	Fe	Mn	Fe	
Общий концентрат	77,82	30,19	40,47	2,04	62,63	15,47	19,84
Хвосты	22,18	8,61	9,10	4,31	4,01	9,31	-
Класс -50+10 мм	100,0	38,80	33,51	2,54	66,64	24,78	-
Руда	-	-	19,51	3,98	-	-	-

Анализ результатов приведенных в таблице 15 показывает, что в случае объединения всех получаемых концентратов, его общий выход составит 30,19% от руды со средним содержанием марганца 40,47 % и железа 2,04 % и общим извлечением марганца 62,63 % при этом соотношение содержаний марганца к железу составит 19,84, что значительно выше требуемой величины.

На основании анализа полученных результатов по рассмотренным вариантам отсадки крупностью -50+10 мм наиболее оптимальным является вариант, представленный в таблицах 14 и 15 с получением двух концентратов с последующим их объединением в один общий концентрат. При этом концентрат первой камеры будет являться марганцевым концентратом очень высокого качества.

3.3.3 Отсадка класса -10+2,5 мм

Согласно результатам исследований, полученных при изучении гранулометрического состава, вторым машинным классом целесообразным для обогащения с использованием процесса отсадки является класс крупности -10+2,5 мм. Отсадка класса крупностью -10+2,5 мм выполнялась согласно

методике приведенной в разделе 2.2 при следующих оптимальных параметрах: частота пульсаций 70 кол/мин, амплитуда колебаний 90 - 95 мм, цикл пульсаций синусоидальный, высота естественной постели 250 мм, производительность 10 т/час·м². При проведении опытов по отсадке класса крупностью -10+2,5 мм осуществлялась последовательность операций отсадки согласно условиям его обогащения в двухкамерной отсадочной машине. Для определения динамики процесса отсадки осуществлялась фракционная разгрузка концентратных фракций.

Результаты отсадки класса крупностью -10+2,5 мм приведены в таблицах 16, 17 и 18, а схема проведения отсадки показана на рисунке 11.

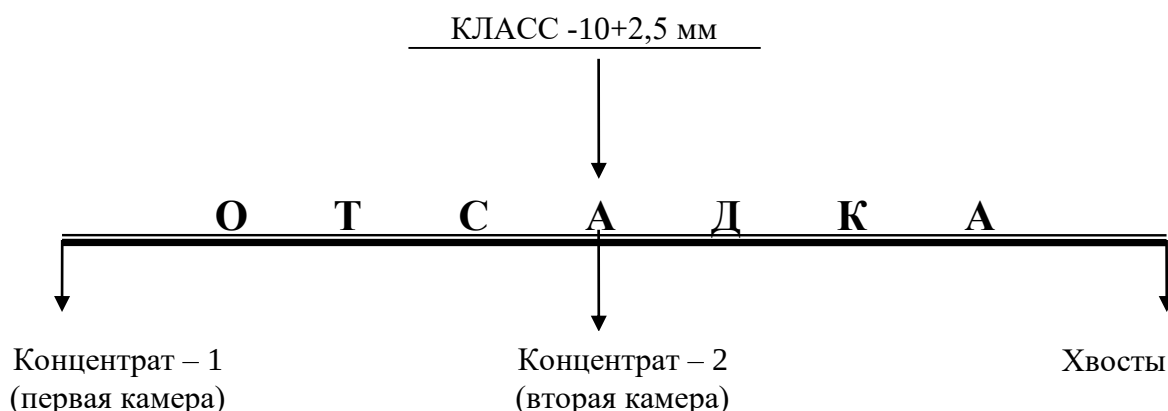


Рисунок 11 – Схема отсадки класса -10+2,5 мм

Таблица 16 – Результаты отсадки класса -10+2,5 мм (вариант 1)

Наименование продуктов	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, %		Соотношение содержаний Mn/ Fe
	класса	руды	Mn	Fe	Mn	Fe	
Концентрат - 1 (первая камера)	16,56	2,95	35,2	3,21	5,32	2,38	10,97
Концентрат - 2 (вторая камера)	5,78	1,03	13,14	4,72	0,69	1,22	2,78
Общий концентрат	22,34	3,98	29,49	3,60	6,01	3,60	8,19
Хвосты	77,66	13,83	9,53	4,48	6,76	15,57	-
Класс -10+2,5 мм	100,0	17,81	13,99	4,28	12,77	19,17	-
Руда	-	-	19,51	3,98	-	-	-

Анализ результатов приведенных в таблице 16 показывает, что при выходе концентрата первой камеры 2,95 % от руды (16,56 % от класса) содержание в нем марганца составило 35,2 % и железа 3,21 % при извлечении

марганца 5,32 %. Выход концентрата второй камеры составил 1,03 % от руды (5,78 % от класса) с содержанием марганца всего 13,14 % и железа 4,72 % при извлечении марганца 0,69 %.

Соответственно выход общего концентрата составил 3,98 % от руды (22,34 % от класса) со средним содержанием марганца 29,49 % и железа 3,60 % при общем извлечении марганца 6,01 %.

Выход хвостов отсадки составил 13,83 % от руды (77,66 % от класса) с содержанием марганца 9,53 % при извлечении марганца 6,76 %.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что для получения марганцевого концентрата с более высоким содержанием марганца необходимо уменьшить выход концентрата.

В случае уменьшения выхода концентрата первой камеры и соответственно полученные при этом результаты приведены в таблице 17.

Таблица 17 – Результаты отсадки класса -10+2,5 мм (вариант 2)

Наименование продуктов	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, %		Соотношение содержаний Mn/ Fe
	класса	руды	Mn	Fe	Mn	Fe	
Концентрат - 1 (первая камера)	14,60	2,60	38,08	3,05	5,07	1,99	12,49
Концентрат - 2 (вторая камера)	10,28	1,83	13,39	4,65	1,26	2,14	2,88
Общий концентрат	24,88	4,43	27,88	3,71	6,33	4,13	7,51
Хвосты	75,22	13,38	9,39	4,47	6,44	15,04	-
Класс -10+2,5 мм	100,0	17,81	13,99	4,28	12,77	19,17	-
Руда	-	-	19,51	3,98	-	-	-

Полученные результаты по отсадке класса -10+2,5 мм приведенные в таблице 17 показывают, что при выходе концентрата из первой камеры 2,60 % от руды (14,60 от класса) содержание в нем марганца составило 38,08 % и железа 3,05 % при извлечении марганца 5,07 %. При выходе концентрата второй камеры 1,83 % от руды (10,28 % от класса) содержание в нем марганца составило 13,39 % и железа 4,65 % и извлечением марганца 1,26 %.

На основании полученных результатов по отсадке класса крупностью - 10+2,5 мм можно констатировать, что для получения концентрата с высоким содержанием марганца его необходимо выделять только в первой камере, а концентрат второй камеры отсадочной машины необходимо объединять с хвостами отсадки и получаемые при этом показатели приведены в таблице 18.

Таблица 18 – Результаты отсадки класса -10+2,5 мм

Наименование продуктов	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, %		Соотношение содержаний Mn/ Fe
	класса	руды	Mn	Fe	Mn	Fe	
Концентрат -1	14,60	2,60	38,08	3,05	5,07	1,99	12,49
Хвосты	85,40	15,21	9,87	4,50	7,70	17,18	-
Класс -10+2,5 мм	100,0	17,81	13,99	4,28	12,77	19,17	-
Руда	-	-	19,51	3,98	-	-	-

Анализ результатов таблицы 18 показывает, что при выходе концентрата 2,60 % от руды содержание марганца в нем составило 38,80 % и железа 3,05 % при извлечении марганца 5,07 %. При этом выделяются хвосты выходом 15,21 % с содержанием марганца 9,87 % и извлечением 7,70 %.

Анализ результатов различных вариантов по обогащению класса -10+2,5 мм показывает, что наиболее оптимальным вариантом можно считать результаты, приведенные в таблице 18 с получением одного марганцевого концентрата с наиболее высоким содержанием марганца и отвальных хвостов.

3.3.4 Отсадка класса -2,5+0,63 мм

Также были выполнены исследования по отсадке класса крупностью - 2,5+0,63 мм согласно методике, изложенной в разделе 2.2. Отсадка класса - 2,5+0,63 мм выполнялась при следующих параметрах: частота пульсаций 250 кол/мин, амплитуда колебаний 6 мм, высота искусственной постели 50 - 60 мм, производительность 6 т/час·м².

Результаты отсадки класса крупностью -2,5+0,63 мм приведены в таблице 19, а схема проведения отсадки показана на рисунке 12.

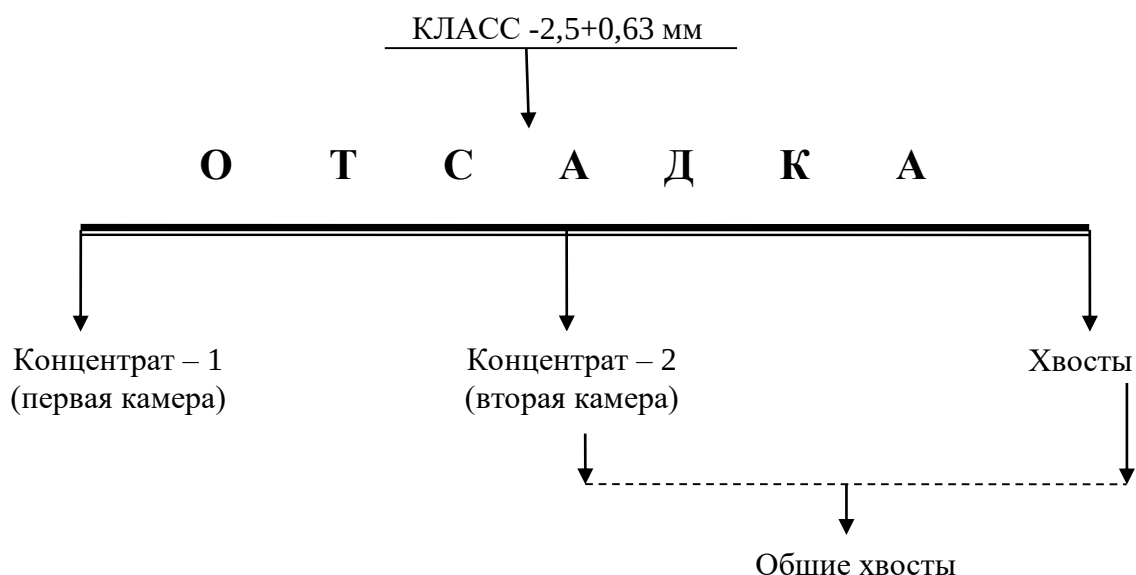


Рисунок 12 – Схема отсадки класса -2,5+0,63 мм

Таблица 19 – Результаты отсадки класса -2,5+0,63 мм

Наименование продуктов	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, %		Соотношение содержаний Mn/ Fe
	класса	руды	Mn	Fe	Mn	Fe	
Концентрат - 1 (первая камера)	16,85	2,36	32,22	4,52	3,90	2,69	7,13
Концентрат - 2 (вторая камера)	14,42	2,02	11,51	5,70	1,19	2,90	1,32
Общий концентрат	31,27	4,38	22,67	5,06	5,09	5,59	4,48
Хвосты	68,73	9,63	6,66	5,29	3,29	12,80	-
Класс -2,5+0,63 мм	100,0	14,01	12,10	5,22	8,68	18,39	-
Руда	-	-	19,51	3,98	-	-	-

Анализ результатов приведенных в таблице 19 показывает, что при выходе концентрата первой камеры 2,36 % от руды (16,85 % от класса) содержание в нем марганца составило 32,22 % и железа 4,52 % при извлечении марганца 3,90 %. Полученные результаты доказывают, что для получения более богатого марганцевого концентрата необходимо уменьшение его выхода. При уменьшении выхода концентрата первой камеры и соответственно получаемые при этом показатели обогащения приведены в таблице 20.

Таблица 20 – Результаты отсадки класса -2,5+0,63 мм

Наименование продуктов	Выход, % от		Содержание, %		Извлечение, %		Соотношение содержаний Mn/ Fe
	класса	руды	Mn	Fe	Mn	Fe	
Концентрат -1 (первая камера)	13,28	1,86	38,64	5,41	3,68	2,54	7,14
Общие хвосты	86,72	12,15	8,03	5,19	5,0	15,85	-
Класс -2,5+0,63 мм	100,0	14,01	12,10	5,22	8,68	18,39	-
Руда	-	-	19,51	3,98	-	-	-

Анализ результатов (таблица 20) показывает, что при выходе марганцевого концентрата первой камеры отсадочной машины 1,86 % от руды (13,28 % от класса) содержание в нем марганца составило 38,64 % и железа 5,41 % при извлечении марганца 3,68 %. Дальнейшее понижение выхода концентрата нецелесообразно.

На основании результатов, полученных при отсадке класса крупностью -2,5+0,63 мм, можно считать, что наиболее оптимальные показатели обогащения получены при выделении одного концентрата, и которые приведены в таблице 20.

3.3.5 Выводы обогащения руды

На основании полученных результатов по обогащению классов крупности -50+10 мм, -20+2,5 мм, -10+2,5 мм и -2,5+0,63 мм с использованием процесса отсадки можно сделать следующие основные выводы:

- использование процесса отсадки для обогащения различных классов крупности позволяет с хорошей эффективностью получать качественные гравитационные концентраты;
- для более полного извлечения марганца при обогащении дробленной до 80 мм руды с использованием процесса грохочения (сухого отсева) по классу 20 мм с получением товарного концентрата крупностью -80+20 мм, необходимо дополнительно подвергать обогащению класс крупностью -20+0,0 мм с использованием процесса отсадки на классе крупности -20+2,5 мм;
- при обогащении класса крупности -20+2,5 мм возможно получение марганцевого концентрата выходом 3,85 % от руды с содержанием марганца 41,85 % и железа 3,01 % при извлечении марганца 8,08 %;
- при отсадке класса крупностью -50+10 мм возможно получение двух концентратов: первый концентрат с содержанием марганца более 50 % и второй концентрат с содержанием марганца 31 % - 32 %. В случае объединения данных концентратов в один общий, его выход составит 30,19 %

со средним содержанием марганца 40,47 % и железа 2,04 % при общем извлечении марганца 62,63%. При этом соотношение содержаний марганца к железу в нем будет равно 19,84;

- при отсадке класса крупностью -10+2,5 мм возможно получение марганцевого концентрата выходом 2,60 % от руды с содержанием марганца 38,08 % и железа 3,05 % при извлечении марганца 5,07 % и соотношением содержаний марганца к железу 12,49 %;

- при обогащении класса крупностью -2,5+0,63 мм возможно получение марганцевого концентрата выходом 1,86 % от руды с содержанием марганца 38,64 % и железа 5,41 % при извлечении марганца 3,68 % и соотношением металлов 7,14;

- на основании результатов исследований на обогатимость можно сказать, что данную руду можно характеризовать как легкообогатимую.

3.4 Качественная характеристика полученных марганцевых концентратов

Химический состав марганцевых концентратов с различным содержанием марганца и железа проведен в таблице 21.

Таблица 21 - Химический состав марганцевых концентратов

Концентрат с содержанием марганца 41,0 %												
С о д е р ж а н и е, %												
Na ₂ O	K ₂ O	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	$\frac{P_2O_5}{P}$	SO ₃	CaO	TiO ₂	$\frac{MnO}{Mn}$	$\frac{Fe_2O_3}{Fe}$	п.п.п	Сумма, %
2,04	1,79	0,30	3,30	24,0	$\frac{1,11}{0,47}$	0,03	2,27	0,26	$\frac{52,9}{6}$ 41,04	$\frac{1,99}{1,40}$	9,94	99,99
Концентрат с содержанием марганца 31,0 %												
С о д е р ж а н и е, %												
Na ₂ O	K ₂ O	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	$\frac{P_2O_5}{P}$	SO ₃	CaO	TiO ₂	$\frac{MnO}{Mn}$	$\frac{Fe_2O_3}{Fe}$	п.п.п	Сумма, %
2,85	2,15	0,10	6,34	33,87	$\frac{0,26}{0,11}$	0,03	0,97	0,37	$\frac{40,1}{6}$ 31,12	$\frac{3,75}{2,62}$	9,14	99,99

Анализ результатов химического состава марганцевых концентратов с

содержанием марганца 41,04 % и 31,12 % показывает, что в данных концентратах содержание железа невысокое и не превышает трех процентов. Соотношение содержаний марганца к железу соответственно составляют 29,31 и 11,88 и являются очень высокими.

Основной примесью в концентратах является диоксид кремния, при этом можно отметить, что при понижении содержания марганца в концентрате на один процент происходит повышение содержания кремния тоже в пределах одного процента.

Содержание фосфора в концентратах находится в пределах 0,11 % - 0,47 % и является относительно высоким.

Содержание серы в концентратах очень незначительное.

Содержание глинистых фракций в концентрате с содержанием марганца 41 % составило 3,30 %, а в концентрате с содержанием 31 % составило 6,34 %.

3.5 Рекомендуемые технологические схемы переработки руды и технологические показатели обогащения

Результаты лабораторных исследований на обогатимость доказали принципиальную возможность получения товарных марганцевых концентратов из руды рудопроявления «Картобай» с использованием гравитационных процессов обогащения, а также возможность использования процесса рассева (грохочения) на товарные классы крупности.

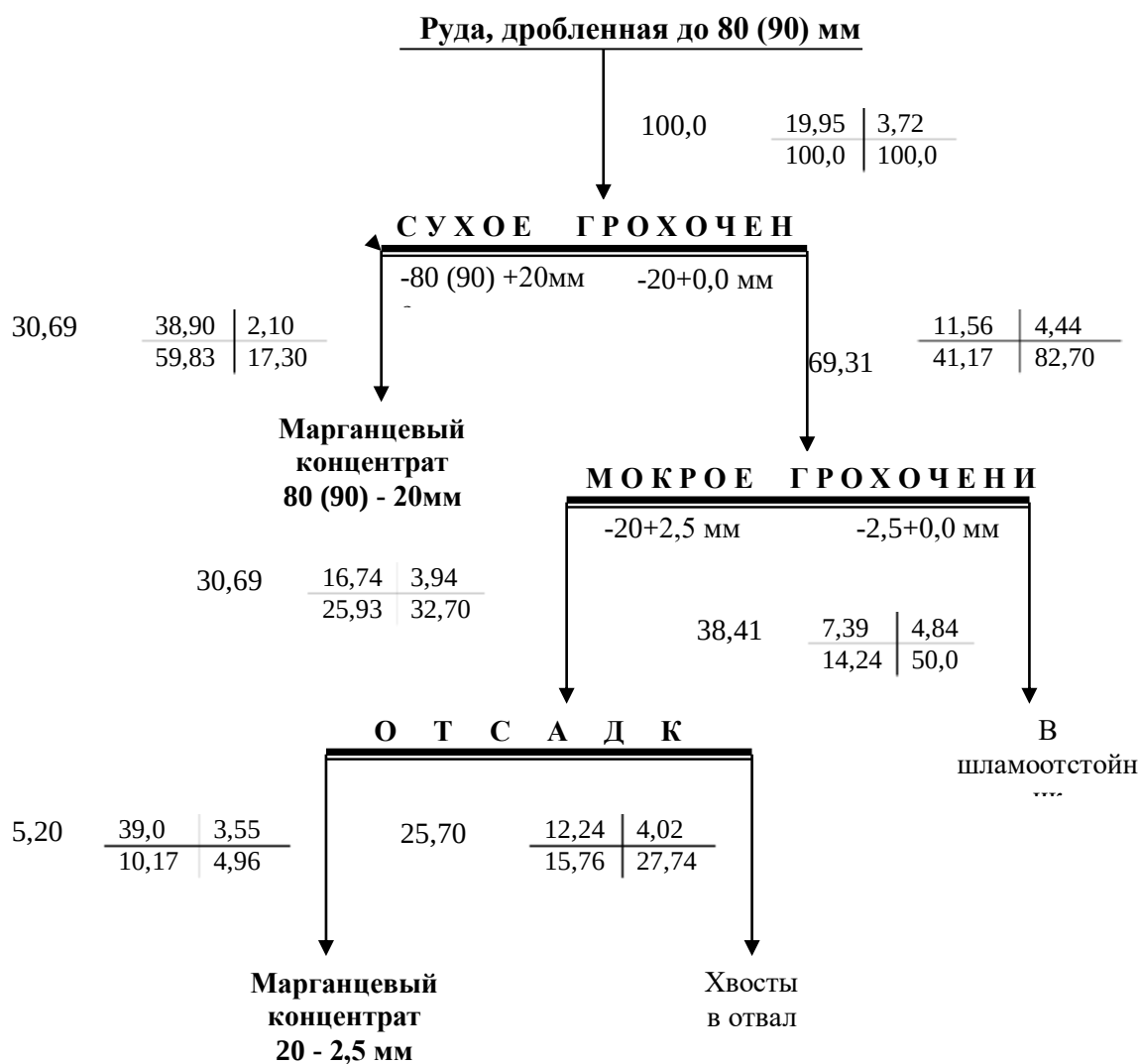
В результате лабораторных исследований разработаны две технологические схемы переработки руды с получением качественных марганцевых концентратов соответствующих требованиям потребителей.

3.5.1 Технологическая схема переработки руды с использованием операции рассева

На основании результатов исследований разработана технологическая схема переработки с использованием процесса сухого рассева дробленной руды и обогащения мелких классов с использованием процесса отсадки, которая представлена на рисунке 13. Технологические показатели обогащения, получаемые по данной технологии, приведены в таблицах 22 и 23.

Рекомендуемая технологическая схема переработки включает в себя дробление руды до крупности 80 (90) мм. Дробленая руда подвергается сухому грохочению на классы крупности $-80\ (90) + 20$ мм и $-20+0,0$ мм. Класс крупностью $-80\ (90) + 20$ мм по содержанию марганца и железа является готовым товарным марганцевым концентратом. Класс крупностью $-20+0,0$ мм подвергается мокрому грохочению на классы крупности $-20+2,5$ мм и $-2,5+0,0$ мм. Класс крупностью $-20+2,5$ мм подвергается обогащению отсадкой с получением товарного марганцевого концентрата и отвальных хвостов. Класс крупностью $-2,5+0,0$ мм по содержанию в нем марганца является отвальным и

соответственно обогащению не подвергается.



Выход, %	Условные обозначения	
	Содержание Mn, %	Содержание Fe, %
	Извлечение Mn, %	Извлечение Fe, %

Рисунок 13 – Технологическая схема переработки с использованием операций сухого отсева дробленой руды и отсадки класса -20+2,5 мм

Таблица 22 – Технологические показатели по обогащению руды

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Mn	Fe	Mn	Fe
Марганцевый концентрат сухого отсева (-80+20 мм)	30,69	38,90	2,10	59,83	17,30

Продолжение таблицы 22

Марганцевый концентрат отсадки (-20+2,5 мм)	5,20	39,0	3,55	10,17	4,96
Общий концентрат	35,89	38,91	2,31	70,0	22,26
Хвосты отсадки (-20+2,5 мм)	25,70	12,24	4,02	15,76	27,74
Класс 2,5 – 0,0 мм	38,41	7,39	4,84	14,24	50,0
Общие хвосты	64,11	9,33	4,51	30,0	77,74
Руда	100,0	19,95	3,72	100,0	100,0

Таблица 23 – Баланс металлов

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Mn	Fe	Mn	Fe
Общий марганцевый концентрат	35,89	38,91	2,31	70,0	22,26
Общие хвосты	64,11	9,33	4,51	30,0	77,74
Руда	100,0	19,95	3,72	100,0	100,0

Технологические показатели переработки руды, по схеме приведенной на рисунке 13 и получаемые результаты (таблицы 22 и 23), показывают, что при обогащении марганцевой руды рудопроявления «Картобай» возможно получение общего марганцевого концентрата выходом 35,89 % со средним содержанием марганца 38,91 % и железа 2,31 % и общим извлечением марганца 70,0 %, при соотношении содержаний марганца к железу 16,84.

3.5.2 Технологическая схема переработки руды с использованием процессов отсадки

На основании результатов исследований по обогащению руды с использованием процесса отсадки разработана гравитационная технологическая схема, приведенная на рисунке 14. Технологические показатели обогащения, получаемые по данной технологии, приведены в таблицах 24 и 25.

Рекомендуемая технологическая схема переработки включает в себя дробление руды до крупности 50(60) мм. Дробленая руда подвергается мокрому грохочению (промывке) с получением трех классов крупности - 50+10 мм, -10+2,5 мм и -2,5+0,0 мм. Классы крупностью -50+10 мм и -10+2,5 мм подвергаются отсадке с получением товарных марганцевых концентратов

и хвостов. Класс крупности $-2,5+0,0$ мм подвергается классификации с получением песков крупностью $-2,5+0,63$ мм и слива крупностью $-0,63+0,0$ мм. Пески классификатора подвергаются отсадке с получением товарного марганцевого концентрата и хвостов. Слив классификатора складывается в шламоотстойнике, откуда осветленная вода возвращается в технологический процесс.

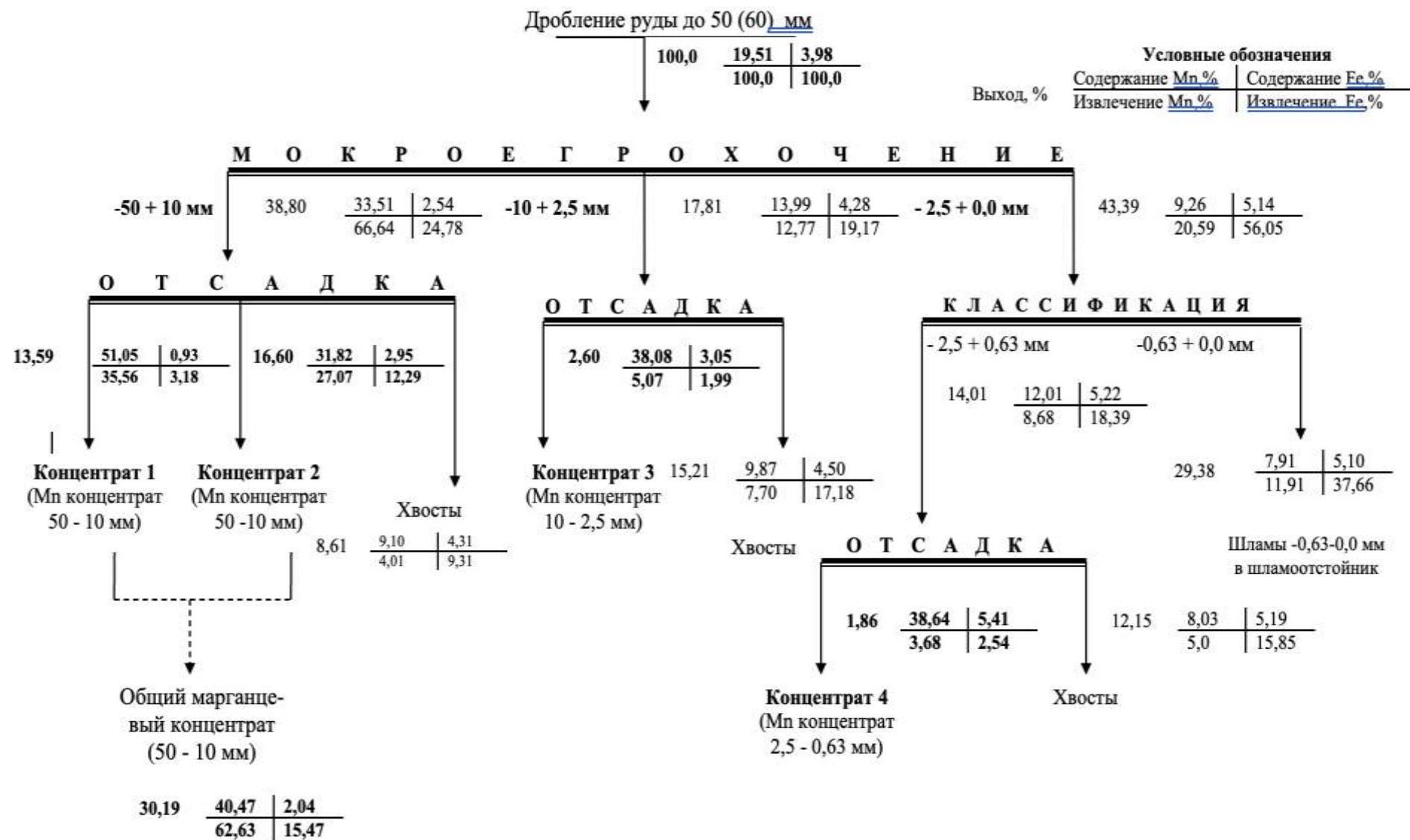


Рисунок 14 – Гравитационная технологическая схема переработки руды с использованием процесса отсадки

Таблица 24 – Технологические показатели по гравитационной схеме обогащения руды

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Mn	Fe	Mn	Fe
Концентрат марганцевый - 1 (-50+10 мм)	13,59	51,05	0,93	35,56	3,18
Концентрат марганцевый - 2 (-50+10 мм)	16,60	31,82	2,95	27,07	12,29
Общий концентрат (-50+10 мм)	30,19	40,47	2,04	62,63	15,47
Концентрат марганцевый (-10+2,5 мм)	2,60	38,08	3,05	5,07	1,99
Концентрат марганцевый (-2,5+0,63 мм)	1,86	38,64	5,41	3,68	2,54
Итого общий марганцевый концентрат (-50+0,63 мм)	34,65	40,20	2,30	71,38	20,0
Хвосты (-50+10 мм)	8,61	9,10	4,31	4,01	9,31
Хвосты (-10+2,5 мм)	15,21	9,87	4,50	7,70	17,18
Хвосты (-2,5+0,63 мм)	12,15	8,03	5,19	5,0	15,85
Общие хвосты (-50+0,63 мм)	35,97	9,06	4,68	16,71	42,34
Шламы (-0,63+0,0 мм)	29,38	7,91	5,10	11,91	37,66
Руда	100,0	19,51	3,98	100,0	100,0

Таблица 25 – Баланс металлов

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Mn	Fe	Mn	Fe
Общий марганцевый концентрат	34,65	40,20	2,30	71,38	20,0
Хвосты	65,35	8,54	4,87	28,62	80,0
Руда	100,0	19,51	3,98	100,0	100,0

Технологические показатели по переработке руды, приведенные в таблицах 24 и 25, показывают, что при обогащении марганцевой руды рудопроявления «Картобай» по гравитационной схеме возможно получение общего марганцевого концентрата выходом 34,65 % со средним содержанием марганца 40,20 % и железа 2,30 % при общем извлечении марганца 71,38 %, при соотношении содержаний марганца к железу 17,48.

При сравнении разработанных вариантов переработки руды

рудоуправления «Картобай» можно отметить следующее:

- по обеим технологическим схемам получаются практически одинаковые технологические показатели;

- технологическая схема переработки, включающая в себя сухой рассев дробленой руды с получением товарного концентрата крупностью $-80(90)+20$ мм и дообогащением класса $-20+0,0$ мм с технологической и аппаратурной точек зрения отличается простотой и меньшими капитальными затратами при ее осуществлении;

- гравитационная технологическая схема обогащения руды с отсадкой классов крупности $-50+10$ мм, $-10+2,5$ мм и $-2,5+0,63$ мм в свою очередь позволяет обогащать руду с низким содержанием марганца (до 13-14 %);

- гравитационная технологическая схема переработки руды более сложная в аппаратурном оформлении и требует использования значительного количества воды с удельным расходом 6 - 8 м³/т руды, а по варианту с сухим рассевом дробленой руды и отсадкой класса $-20+2,5$ мм расход воды не будет превышать 2 - 3 м³/т руды;

- на основании вышеизложенного можно сказать, что на начальном этапе освоения месторождения необходимо использовать технологию, включающую в себя получение марганцевых концентратов с использованием операции грохочения (рассева) и дообогащение мелких классов отсадкой.

Данная технология переработки является относительно простой и достаточно эффективной.

3.6 Рекомендуемые к установке типы основного оборудования

Согласно разработанным технологиям обогащения исходная руда подвергается дроблению в одну или в две стадии в зависимости от максимального куска руды получаемого при добыче. Первая стадия дробления осуществляется на щековых дробилках с простым или сложным качанием щеки (ЩДП или ЩДС), вторая стадия дробления на конусных дробилках типа КСД или щековых дробилках (ЩДС).

Для рассева дробленой руды необходимо использовать грохота типа ГИСТ или ГИТ.

Обогащение классов крупности $-50+10$ мм, $-20+2,5$ мм, $-10+2,5$ мм осуществляется на воздушно-золотниковых отсадочных машинах типа МО или на отсадочной машине с подвижным решетом типа ВХГд Луганского машиностроительного завода или на отсадочной машине «Труд-6» (г. Новосибирск).

Разгрузку концентратных фракций необходимо осуществлять обезвоживающими элеваторами типа ЭО.

Для отсадки класса крупностью $2,5 - 0,63$ мм необходимо использовать отсадочную машину типа МОД или «Труд-1».

Обезвоживание легких фракций отсадки осуществляется на грохотах типа ГИСТ или ГИТ.

Операция классификации класса крупностью $-2,5+0,0$ мм

осуществляется в механическом спиральном классификаторе типа КСН.

Количество необходимого оборудования и его марки определяется принятой производительностью и режимом работы перерабатывающего комплекса.

3.7 Рекомендуемые удельные расходы материалов и удельная производительность отсадочных машин

Для осуществления качественной работы основного технологического оборудования и получения рекомендуемых показателей обогащения необходимо принять:

- удельный расход воды на грохочение исходной руды по классам 10 мм и 2,5 мм – 1,0 - 1,5 м³/тонну руды;

- удельный расход воды на отсадку классов -50+10 мм и -10+2,5 мм с установкой машин типа МО – 6 - 8 м³/тонну руды. При установке отсадочной машины с подвижным решетом типа ВХГд или «Труд – 6» расход воды составит 2 - 3 м³/тонну руды;

- удельный расход воды на отсадку класса -2,5+0,63 мм – 3 - 4 м³/тонну руды;

- удельный расход воздуха для отсадки при использовании машин типа МО – 6 – 8 м³/мин на м² решета, при абсолютном давлении не менее 0,16 МПа;

- удельный расход воздуха при установке машины типа ВХГд – 1-2 м³/мин, при абсолютном давлении 0,6 МПа;

- оптимальная удельная производительность отсадочных машин типа МО и ВХГд – 10 т/час · м² решета, а типа МОД – 6 – 7 т/час · м² решета;

- ориентировочный удельный расход воды по гравитационной технологии составит 6 - 8 м³/т руды, а по схеме с сухим рассевом – 2 – 3 м³/т руды;

- ориентировочный расход электроэнергии по гравитационной технологии составит 10 - 11 кВт/тонну руды, а по схеме с сухим рассевом 5 - 6 кВт/т руды.

Примечание: Вся используемая вода для технологических нужд осветляется в шламоотстойнике и возвращается в технологический процесс с учетом потерь на дренирование и испарение.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

При выполнении магистерской диссертации следующие основные выводы:

- на исследования поступила проба руды рудопроявления «Картобай» со средним содержанием марганца 19,5 % - 20,5 % и железа 3,7% - 4,0 %;
- по содержанию в пробе руды марганца и железа ее можно классифицировать как марганцевую и маложелезистую;
- основным сопутствующим минералом в руде является диоксид кремния с содержанием 40 % - 41 %;
- количество глинистых фракций незначительное и не превышает 10 %;
- определено, что при сухом расसेве дробленной до 80 (90) мм руды в классах крупностью -80+40 мм и -40+20 мм концентрируется значительное количество марганца и минимальное количество железа. По содержанию марганца и железа класс крупностью -80+20 мм является товарным концентратом с содержанием марганца порядка 39 % - 40 % и железа 1,5 % - 2,8 %;
- определено, что операция промывки, дробленной до 80 (90) мм руды с последующим ее рассевом на товарные классы крупности к существенным изменениям содержаний марганца и железа в классах крупности, в сравнении с сухим рассевом, не приводит и соответственно использование данной операции нецелесообразно;
- определено, что в классе крупностью -0,63+0,0 мм содержание марганца незначительное и не превышает 6 % - 7 %, что позволяет считать его отвальным продуктом (хвостами);
- выяснено, что при использовании операций сухого или мокрого отсева содержание марганца в классах крупности менее 20 мм не превышает 20,0 % и колеблется в пределах 20 % - 11 %, а железа 4 % - 6 %. В связи с этим для получения из них марганцевых концентратов необходимо использовать гравитационные методы обогащения, в частности отсадку;
- доказано, что при обогащении классов крупности -50+10 мм, -20+2,5 мм, -10+2,5 мм и -2,5+0,63 мм возможно получение качественных марганцевых концентратов с содержанием марганца 50 % - 38 % и железа 1 % - 4 %;
- на основании результатов исследований разработаны две технологические схемы переработки руды рудоуправления «Картобай».
- выданы рекомендации по выбору основного технологического оборудования по обеим разработанным схемам обогащения, определены и представлены оптимальные параметры для осуществления процессов отсадки различных классов крупности и удельные расходы вспомогательных материалов.

Оценка полноты решений поставленных задач. Все поставленные в работе задачи решены в полном объеме: исследован гранулометрический состав марганцевой руды; исследован фракционный анализ марганцевой руды, определена гравитационная обогатимость руды; выполнены

исследование с использованием процесса отсадки, грохочения и промывки. На основании полученных результатов разработаны две технологические схемы переработки руды рудоуправления «Картобай».

Разработка рекомендаций и исходных данных по конкретному использованию полученных результатов. Результаты данной магистерской диссертации могут быть использованы для исследований по определению гравитационной обогатимости аналогичного типа сырья и разработки технологических схем обогащения.

Оценка научно-технического уровня выполненной работы.

Научно-технический уровень выполненной научно-исследовательской работы является достаточно высоким, так как разработанные схемы обогащения, позволяют использовать крупнокусковое обогащения, предусматривающие максимальное сохранение кусковых фракций крупностью более 10 мм, что позволяет использовать марганцевые концентраты в металлургических переделах без процесса окускования.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Справочник по обогащению руд. Т.3 / Под ред. О.С. Богданова. –М. Недра, 1974. – 288 с.
2. Трубецкой К.Н., Чангурия В.А., Воробьев А.Е. и др. Марганец. – М.: Академия горный наук, 1999. – С 45-67.
3. Букетов Е.А., Габдуллин Т.Г., Такенов Т.Д. Металлургическая переработка марганцевых руд Центрального Казахстана. – Алмат-Ата: Наука, 1979. – 345 с.
4. Студенцов В.В. Клец А. Вопросы теории и практики обогащения руд. /Кн. 2. Горно-металлургический комплекс Республики Казахстан // Анализ, запасы, технологии. – Алматы: Информационно-аналитический центр геологии, экологии и природных ресурсов Республики Казахстан, 1997. – 456 с.
5. Телков Ш.А., Студенцов В.В. Клец А.Н. и др. Развитие марганцевой сырьевой базы Казахстана /Научно-практическая конференция //Состояние, разработка и проблемы внедрения прогрессивных технологий добычи и переработки рудного сырья. – Алматы, 1995. - С 345-357.
6. Рахманов В.П. Марганец. Справочник по рудам черных металлов для геологов. – М. Недра, 1985. -С.77-186.
7. Смирнов С.С. Зона окисления сульфидных месторождений. –М.Л. Недра, 1955.- 331 с.
8. Рамдор П. Рудные минералы и их сростания. –М. Иностранная литература, 1962.-С. 1132 с.
9. Hewett D.F. Deposits of manganese oxides/ Enon Geod. 55(1-33). Deisher Manon Connin, 1963.- 152 с.
10. Салли А. Марганец. –М.Металлургиздат, 1959. – 296 с.
11. Полезные ископаемые. –М. Недра, 1982.- 383 с.
12. Варенцов И.М. Формозова Л.Н. Осадочные руды железа и марганца. – М.АН СССР, 1962. –172 с.
13. Потконен Н.И., Мстисловский М.М. Новые данные об алабандине Чиатурского месторождения// Известия вузов. Вып. Геология и разведка. - 1986.-№6 - С. 49-53.
14. Михайлов Б.М. Рогов В.С. Генетическая связь марганцевых и алюминиевых руд в девонских отложениях Пай-Хоя . -М.Наука,1984.- С. 183-190.
15. Государственный баланс запасов полезных ископаемых СССР. Марганцевые руды. – М. ПО «Союзгеолфонд», 1975.- 256 с.
16. Марганцевые месторождения СССР. –М. Наука, 1976. – 460 с.
17. Минеральные ресурсы мира. –М. АО «ВНИИзарубежгеология»,1997. – 400 с.
18. Технологическая оценка минерального сырья. Разработка технологии обогащения руд: Справочник/ Под ред. П.Е. Остапенко. – М. Недра, 1992. – 414 с.
19. Минеральные ресурсы мира. –М. АО «Аэрогеология», 1997.- 245 с.

20. Обогащение марганцевых руд основных месторождений Советского Союза. – М.Недра, 1963 – 244 с.
21. Телков Ш.А., Райвич И.Д., Безгинова Л.И. и др. Закономерности гравитационной обогатимости дробленых руд основных месторождений марганца в Казахстане //Вестник КазНТУ, № 3. – Алматы, 1995. – С 24-28.
22. Митрофанов С.И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Госгортехиздат, 1962. – С 87-65.
23. Леонов С.Б., Белькова О.Н. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Интернет инжиiring, 2001. – 98 с.
- ГОСТ 4790-80. Метод фракционного анализа. – М.: Изд-во стандартов, 1980. – 456 с.
24. Райвич И.Д. Отсадка крупнокусковых руд. – М.: Недра, 1988. – С 234.
25. Толымбеков М.Ж. Марганцеворудная отрасль Казахстана // Горный журнал Казахстана. — 2007. — № 2. — С. 2-5.
26. Битимбаев М.Ж., Маулямбаев Т.И. Становление главной сырьевой базы черной металлургии Казахстана // Горный журнал Казахстана. — 2007. — № 6. — С. 2-6.
27. Surowiak A. Evaluation of the results of coal jigging process // Web of Conferences – 2017. – 157. – С. 345-365.
28. Кокетаев А., Мейрманова А., Жактаева Р., Артыкбаев К., Тамабаева С. Стратегические ориентиры развития горнометаллургического комплекса // Промышленность Казахстана. — 2009. — № 4(55) — № 5(56). — С. 31-34.
29. С. А. Акылбеков. Марганец Казахстана. // Известия НАН РК. Серия геологическая. 2019. No1. С. 42–53.
30. Каренов Р.С. Проблемы становления рынка черных металлов в Казахстане // Вестник Карагандинского государственного университета. Сер. Экономика. — 2016. — № 4(48). — С. 9-25.
31. Niedzielski B. J., Wittkop Ch. Fralick Ph. F. Evaluating mechanisms for manganese enrichment // North-Central Section - 54th Annual Meeting – 2020. – 159. – С. 45-76.
32. Султанбекулы Г.Д. Исследование гравитационной обогатимости и разработка технологии переработки лежалых марганцевых хвостов с получением концентрата с содержанием марганца не менее 38%, 2019. 83 с.
33. Nikiforova L.V., Matveev A.I., Sleptsova E.S., Yakovlev B. V. Mathematical modeling of the jigging process in mineral processing. // Processing of the 3rd international conference on construction and building engineering (Iconbuild) – 2017. – С. 234-298. 1
34. Отчет ТОО «НМТ Групп» о НИР «Исследование на обогатимость марганцевой руды рудопроявления «Картобай» (заключительный). Алматы, 2008. 49 с.
35. Research of manganese ore enrichment of Kartobay ore occurrence in Karaganda region. /Telkov S.A., Motovilov I.Y., Uisimbek A.A./ - 2021- №1- Р. С. 2-8.

**ОТЗЫВ
НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ**

на магистерскую диссертацию
Уйсимбек Акбопе Айдаркызы
по специальности 7M07223 – "Металлургия и обогащение полезных
ископаемых"

на тему: «Исследование на обогатимость марганцевой руды
рудопроявления Картобай Карагандинской области»

Исследования, которые были положены в основу магистерской диссертации, выполнялись в течение двух лет.

При выполнении работы использовались современные методики исследования характера распределения марганца и железа по классам крупности в дробленной руде, а также при определении гравитационной обогатимости.

В работе в необходимом объеме исследован вещественный и гранулометрический состав руды. Исследован характер распределения марганца и железа по классам крупности при сухом и мокром расसेве дробленной руды. Определена возможность получения марганцевых концентратов с использованием операций сухого и мокрого рассева. Результаты изучения вещественного, гранулометрического и фракционного составов позволили определить возможные технологические показатели и режимы отсадки марганцевой руды.

Полученные результаты исследований, в своей совокупности, позволили решить актуальную задачу по разработке технологической схемы переработки марганцевой руды рудопроявления «Картобай» и определить возможные технологические показатели обогащения.

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

Основные результаты работы опубликованы в научных журналах.

Таким образом, по совокупности признаков магистерская диссертация магистранта Уйсимбек Акбопе Айдаркызы соответствует предъявляемым требованиям, а автор заслуживает присуждения ему ученой степени магистра по специальности 7M07223 – "Металлургия и обогащение полезных ископаемых".

Научный руководитель
Кандидат технических наук, доцент
«05.» ноября 2021 г.



III. А. Телков

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию

Уйсимбек Акбопе Айдаркызы

по специальности 7М07223 – "Металлургия и обогащение полезных
ископаемых"

На тему: «Исследование на обогатимость марганцевой руды рудопроявления
Картобай Карагандинской области»

Выполнено:

- а) графическая часть на 15 слайдах
- б) пояснительная записка на 5 страницах

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИССЕРТАЦИИ:

Минерально-сырьевая база Республики Казахстан характеризуется разнообразием полезных ископаемых, большим количеством разведанных месторождений и крупными запасами различного минерального сырья.

Республика Казахстан по запасам марганцевых руд занимает третье место в мире, при этом основные запасы их находятся в Центральном Казахстане и представлены месторождениями Атасуйской, Жездинско-Улытауского рудного районов.

Для осуществления эффективной эксплуатации разведанных месторождений необходимо выполнение исследований по разработке оптимальных технологий переработки этих руд. Известно, что одним из основных требований к используемым технологиям обогащения марганцевых руд является возможность применения крупнокускового обогащения, так называемые «щадящие технологии», предусматривающие максимальное сохранение кусковых фракций крупностью более 10 мм, что позволяет использовать данные концентраты в металлургических переделах без процесса окускования. Одним из основных способов переработки крупнокускового марганцевого сырья являются гравитационные методы обогащения

Это в свою очередь определяет актуальность и перспективность исследований.

В связи с этим, перед магистрантом поставлена задача, разработать технологическую схему обогащения марганцевой руды рудопроявления «Картобай» с применением использования операций сухого и мокрого грохочения и гравитационных методов обогащения. Автором работы проведена грамотная постановка задач исследований для достижения поставленной цели.

В работе изучен минералогический, химический, гранулометрический и фракционный состав марганцевой руды. Грамотно поставлены опыты по

грохочению и гравитационному обогащению с использованием процессов отсадки.

На основании полученных результатов разработаны и предложены гравитационная технологическая схема и схема с использованием процесса сухого отсева и гравитационного обогащения мелких классов по переработке руды рудоуправления «Картобай».

Результаты магистерской диссертации опубликованы в материалах научно-технического и производственного журнала «Горный журнал Казахстана».

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

- 1) По результатам гранулометрического анализа не проведен расчет кривых обогатимости.

ОЦЕНКА РАБОТЫ

Полученные результаты исследований сравнимы с лучшими достижениями в области переработки марганецсодержащих продуктов. Исследования выполнены на высоком уровне, заслуживают оценку отлично и присвоения автору Уйсимбек А.А. степени магистра по специальности 7M07223 – "Металлургия и обогащение полезных ископаемых".

Рецензент



Бондаренко Игорь Владимирович

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

« 9 » июня 2021 г.

Протокол анализа Отчета подобия Научным руководителем

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

Автор: Уйсимбек Акбопе Айдаркызы

Название: Исследование на обогатимость марганцевой руды рудопроявления Картобай Карагандинской области

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1: 8.2

Коэффициент подобия 2: 0.7

Замена букв: 0

Интервалы: 0

Микропробелы: 0

Белые знаки: 0

После анализа Отчета подобия констатирую следующее:

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

Обоснование:

Диссертация допущена к защите

05.06.2021

Дата

[Подпись]

Подпись Научного руководителя

Протокол анализа Отчета подобия

заведующего кафедрой / начальника структурного подразделения

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

Автор: Уйсимбек Акбопе Айдаркызы

Название: Исследование на обогатимость марганцевой руды рудопроявления Картобай Карагандинской области

Координатор: Шамиль Телков

Коэффициент подобия 1:8.2

Коэффициент подобия 2:0.7

Замена букв:0

Интервалы:0

Микропробелы:0

Белые знаки:0

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

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

Обоснование:

Диссертационная работа Уйсимбек А.А. является самостоятельной работой, обнаруженные заимствования являются добросовестными и не обладают признаками плагиата.

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Допуск к защите

10-06-2021

Дата

зав. к.ф. Милош
Бяришеников М.Б.

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Список опубликованных статей

1. Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов, А.А. Уйсимбек статья на тему «Исследование на обогатимость марганцевой руды рудопроявления Картобай Карагандинской области» \ журнал «Горный журнал Казахстана» № 5 2021 г.
2. Khairullayev N.B., Aliev S.S., Aben Y.Kh., Uisimbek A.A. статья на тему «Study of the effect of solution activation on the density of the pregnant solution and on the content of the useful component» \ журнал «Комплексное использование минерального сырья» №2 2021 г.

050026, Республика Казахстан,
г. Алматы, ул. Карасай батыра,
146, оф. 401
тел. +7 (727) 375-44-96

E-mail:

Yuliya.Bocharova@interrin.kz

Tatvana.Dolina@interrin.kz

Irina.Pashinina@interrin.kz

<http://www.minmag.mining.kz>

научно-технический и производственный
ГОРНЫЙ
ЖУРНАЛ КАЗАХСТАНА
Қазақстанның кен журналы

24.05.2021 г.

СПРАВКА

О ПУБЛИКАЦИИ СТАТЬИ

Настоящим подтверждаю, что статья **«Исследование на обогатимость марганцевой руды рудопроявления Картобай»** (авторы: **Ш.А. Телков, А. Уйсимбек, И.Ю. Мотовилов**) зарегистрирована в реестре регистрации статей периодического печатного издания «Горный журнал Казахстана» за №**20210042** от 17.05.2021 г. и будет опубликована в «Горном журнале Казахстана» №5 2021 г.

Свидетельство о постановке на учет периодического печатного издания «Горный журнал Казахстана» 13508-Ж.

Ответственный редактор

Ю.А. Бочарова

Ш.А. Телков¹, кандидат технических наук, профессор кафедры металлургия и обогащение полезных ископаемых, naukatv@mail.ru

Orcid: <https://orcid.org/0000-0001-6641-4802>

И.Ю. Мотовилов¹, доктор PhD, ассистент-профессор кафедры металлургия и обогащение полезных ископаемых, motovilov88@inbox.ru

Orcid: <https://orcid.org/0000-0002-0716-402X>

А.А. Уйсимбек^{1,2}, магистрант¹ кафедры металлургия и обогащение полезных ископаемых, техник-технолог отдела металлургов², a.ulsimbek@stud.satpayev.university

Orcid: <https://orcid.org/0000-0002-5399-4331>

¹Satbayev University (г. Алматы, Казахстан)

²ТОО «Kaz Minerals Aktogay» (Каз Минералз Актосай),
(Казахстан, г. Алматы, Медейский район, ул. Омаровой Ж., 8)

ИССЛЕДОВАНИЕ НА ОБОГАТИМОСТЬ МАРГАНЦЕВОЙ РУДЫ РУДОПРОЯВЛЕНИЯ КАРТОБАЙ КАРАГАНДИНСКОЙ ОБЛАСТИ

Аннотация. Авторлар "Қартобай" кенінің сынамасында оны байыту технологиясын әзірлеу мақсатында зерттеулерлер жүргізді.

Жұмыстың мақсаты - ұсақталған кендегі ірілік кластары бойынша марганец пен темірдің таралу сипатын зерттеу, сондай-ақ гравитациялық қасиеттерін анықтау және оны байыту технологиясын әзірлеу.

Ұнтақталған кенді құрғақ және дымкыл себу кезінде марганец пен темірдің ірілік кластары бойынша таралу сипаты зерттелді. Құрғақ және дымкыл себу операцияларын қолдана отырып, марганец концентраттарын алу мүмкіндігі анықталды.

Кеннің елек құрамдарын зерттеу нәтижелері негізінде ықтимал технологиялық көрсеткіштер мен тұндыру режимдерін айқындау мақсатында -50+10 мм, -10+2,5 мм және -2,5+0,63 мм кластарды тұндыру бойынша зерттеулер жүргізілді.

Алынған зерттеу нәтижелері негізінде "Қартобай" кен көрінісінің марганец кенін байытудың технологиялық схемалары әзірленді және байытудың ықтимал технологиялық көрсеткіштері анықталды.

Аннотация. На пробе руды рудопроявления «Картобай» были выполнены исследования по определению обогатимости с целью разработки технологии ее переработки.

Исследован характер распределения марганца и железа по классам крупности при сухом и мокром расसेве дробленной руды. Определена возможность получения марганцевых концентратов с использованием операций сухого и мокрого рассева.

На основании результатов исследований ситовых составов руды, выполнены исследования по отсадке классов -50+10 мм, -10+2,5 мм и -2,5+0,63 мм с целью определения возможных технологических показателей и режимов отсадки.

На основании полученных результатов исследований разработана технологическая схема переработки марганцевой руды рудопроявления «Картобай» и определены возможные технологические показатели обогащения.

Ключевые слова: гранулометрический состав, ситовый анализ, гравитационная обогатимость, отсадка, концентрат, хвосты, содержание, извлечение, марганец, железо.

Түйінді сөздер: гранулометриялық құрам, елек талдауы, гравитациялық байыту, тұндыру, концентрат, байыту қалдықтары, құрам, байыту, марганец, темір.

Введение

В настоящее время горно-металлургический комплекс является одной из базовых отраслей промышленности Республики Казахстан, играющей важную роль в формировании макроэкономических показателей страны. Поэтому от того, как в дальнейшем будет развиваться горно-металлургический комплекс, во многом будет зависеть поступательное развитие национальной экономики в целом [1,2].

Республика Казахстан по запасам марганцевых руд занимает третье место в мире, при этом основные запасы их находятся в Центральном Казахстане и представлены месторождениями Атасуйской, Жездинско - Улытауского рудного районов [3, 4, 5].

Важно отметить то, что на сегодняшний день из добываемых в мире 11 млрд. т марганца на долю нашей республики приходится более 250 млн. т. Это обеспечивает ей 11 место в мире.

В Казахстане имеется более 100 месторождений и рудопроявлений. Государственным балансом учтено 19 месторождений, запасы руд которых по состоянию на 2006 г. составили: категорий А + В + С — 425158 тыс. т, категории С2 — 198556 тыс. т. В около 60 % учтенных запасах руд содержание марганца составляет от 10 до 20 %, около 32 % - от 20 до 30 % и только 11 % имеют более 30 % марганца. [6]

Спрос на марганцевую продукцию продолжает расти. Казахстанские запасы заключены в окисных железомарганцевых и карбонатно-окисных марганцевых рудах. Доля подтвержденных запасов марганцевых руд по промышленным категориям около 700 млн т, из них около 200 млн т пригодны для открытой разработки, 500 млн т – для подземной. Среднее содержание марганца – 19,4%, ниже, чем в рудах большинства стран мира (30–50%).

Из 300 выявленных месторождений и рудопроявлений марганца Государственным балансом запасов учтено 19 марганцевых месторождений, расположенных в Центральном Казахстане. В других регионах только единичные рудопроявления достигают размера мелких месторождений [7, 8].

Марганец представляет собой тяжёлый металл серебристо-белого цвета. Превосходящий железо по твёрдости и хрупкости, он состоит в одной с ним группе чёрных металлов, так как находит широкое применение при выплавке чугуна и стали [9].

Современные методы обогащения марганцевых руд основаны на разнице плотности, смачиваемости, магнитных характеристик разнообразных химических элементов. Благодаря ей удаётся произвести очистку руды от посторонних примесей.

Гравитационные методы обогащения занимают ведущее место среди способов повышения концентрации полезного компонента в исходном материале – руде. Суть метода состоит в использовании неодинаковых физических характеристик. В данном случае – скоростей движения минеральных частиц в воздушной (пневматические процессы) или водной (гидравлические процессы) среде под воздействием гравитации или центробежных сил. Существуют специальные аппараты и технологии, позволяющие существенно увеличить содержание марганца в исходном сырье [10].

Добытая из месторождений руда из-за наличия в ней посторонних веществ непригодна к металлургическому переделу и требует обогащения. После обязательной промывки сырьё подвергается серии воздействий (гравитационных, магнитных, флотационных), последовательность и необходимость которых, определяется его размерами и химическим составом [11].

Руды, подлежащие обогащению, содержат не менее 10% марганца. К концентратам, полученным из этих руд при помощи обогащения, предъявляются те же требования по соотношению марганца и железа, фосфора и марганца, как и к богатым рудам.

Основные требования к разрабатываемым технологиям и режимам для обогащения марганцевых руд заключаются в следующем:

- использование новейших достижений науки и техники в области технологии производства и оборудования, внедрение малоотходных схем переработки, экологически безопасных технологий и оборудования;
- возможность применения крупнокускового обогащения;
- адекватность технологическим свойствам перерабатываемого сырья;
- получение продукции высокого качества, минимальные
- технологические потери марганца с отходами производства;
- комплексное и рациональное использование ресурсов;
- оптимальная глубина обогащения;
- механизация и автоматизация основных и вспомогательных производственных процессов, автоматизация управления производством;
- безопасные условия труда;
- охрана окружающей среды и утилизация отходов производства.

Основными методами обогащения марганцевых руд являются: промывка, гравитация, магнитная сепарация, флотация, рентгенометрическая сепарация.

Известно, что одним из основных требований к используемым технологиям обогащения марганцевых руд является возможность применения крупнокускового обогащения, так называемые «щадящие технологии», предусматривающие максимальное сохранение кусковых фракций крупностью более 10 мм, что позволяет использовать данные концентраты в металлургических переделах без процесса окускования.

На основании вышеизложенного авторами работы поставлена цель исследовать характер распределения марганца и железа по классам крупности в дробленной руде, а также определить гравитационную обогатимость и разработать технологию ее обогащения.

В качестве объекта исследования использована марганцевая руда рудопроявления «Картобай» [12].

Методика и применяемые материалы

Для определения гранулометрического состава руды, поступившей на исследование, использовался набор сит КСМ (ГОСТ 9758-86) с размерами отверстий, мм: 60; 40; 20; 10; 5; 2,5; 1,25 и 0,63. На исследуемой пробе руды выполнялся сухой и мокрый ситовые анализы.

Отсадка класса крупностью -50+10 мм выполнялась при следующих оптимальных параметрах: частота пульсаций 60 кол/мин, амплитуда колебаний 90 - 100 мм, цикл пульсаций синусоидальный (50-0-50), высота естественной постели 200 мм, удельная производительность 10 т/час·м².

Отсадка класса крупностью -10+2,5 мм выполнялась при следующих оптимальных параметрах: частота пульсаций 70 кол/мин, амплитуда колебаний 90 - 95 мм, цикл пульсаций синусоидальный, высота естественной постели 250 мм, производительность 10 т/час·м².

Отсадка класса -2,5+0,63 мм выполнялась при следующих параметрах: частота пульсаций 250 кол/мин, амплитуда колебаний 6 мм, высота искусственной постели 50 - 60 мм, производительность 6 т/час·м².

Результаты исследований и их обсуждение

Первоначально на материале исследуемой пробы крупностью -80+0,0 мм выполнялся сухой ситовой анализ. Результаты анализа с распределением по классам крупности содержания марганца и железа приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Сухой ситовой анализ исходной руды

1 – Кесте. Бастапқы кеннің құрғақ елеуіш құрамы

Table 1 - Dry sieve analysis of the primary ore

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание Mn, %	Содержание Fe, %	Извлечение Mn, %	Извлечение Fe, %
-80+40	17,01	45,10	1,45	38,45	6,63
-40+20	13,68	31,18	2,90	21,38	10,67
-20+10	12,75	20,02	3,52	12,79	12,07
-10+5	11,77	13,62	4,28	8,03	13,55
-5+2,5	8,88	10,02	4,80	4,46	11,46
-2,5+1,25	7,62	9,24	5,25	3,53	10,76
-1,25+0,63	7,21	8,51	5,26	3,07	10,20
-0,63+0,0	21,08	7,85	4,35	8,29	24,66
Итого (Руда)	100,0	19,95	3,72	100,0	100,0

По результатам расчета гранулометрического состава руды, полученного в результате сухого отсева, средневзвешенное содержание марганца и железа в пробе руды составило 19,95 % и 3,72 % соответственно.

Анализ результатов, полученных в результате сухого отсева, показывает, что выхода классов крупности от 80 мм и до 0,63 мм относительно невысокие. Наибольший выход соответствует классу крупности -80+40 мм и составляет 17,01 % и постепенно понижается до 7,21 % соответствующий классу крупности -1,25+0,63 мм. Выход самого мелкого класса крупностью -0,63+0,0 мм (шламы) составил 21,08 % и является самым большим относительно выходов всех других классов.

Практика переработки марганцевых и железомарганцевых руд показывает, что оптимальная крупность обогащаемых руд составляет -50+0,0 мм. На основании этого часть пробы руды для исследований по обогащению с использованием процесса отсадки была продроблена до 50 мм с дальнейшим определением гранулометрического состава дробленой руды (мокрый рассев).

Результаты ситового состава руды дробленной до 50 мм приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Ситовой состав руды, дробленной до 50 мм

2 – Кесте. 50 мм дейін ұнтақталған кеннің елеуіш құрамы

Table 2 - Sieve analysis of ore crushed to 50 mm

Классы крупности,	Выход, %	Содержание Mn, %	Содержание Fe, %	Извлечение Mn, %	Извлечение Fe, %
-------------------	----------	------------------	------------------	------------------	------------------

мм					
-50+40	15,98	45,26	1,34	36,96	5,46
-40+20	11,76	31,47	2,20	18,91	6,60
-20+10	11,06	19,30	2,42	10,91	9,64
-10+5	10,16	16,31	4,01	8,47	10,39
-5+2,5	7,65	13,76	4,56	5,38	8,89
-2,5+1,25	6,95	12,13	5,00	4,31	8,87
-1,25+0,63	7,06	10,75	5,38	3,88	9,68
-0,63+0,0	29,38	7,45	5,40	11,18	10,47
Итого (Руда)	100,0	19,57	3,92	100,0	100,0

Анализ результатов приведенных в таблице 2 показывает, что выхода всех классов крупности руды, дробленной до 50 мм, изменились несущественно по сравнению с выходами исходной руды крупностью -80+0,0 мм. Это объясняется тем, что количество додробливаемого продукта крупностью более 50 мм было незначительное.

В результате отмывки наблюдается незначительное увеличение содержания марганца в классах крупностью от 80 мм и до 10 мм. Так содержание марганца в классе крупности -80+40 мм после промывки составило 45,60 % (до промывки 45,10 %) и повысилось на 0,50 %. В классе -40+20 мм составило 31,70 % (31,18 % до промывки) и повысилось на 0,52 % и в классе -20+10 мм составило 20,57 % (20,02 % промывки) т.е. повысилось всего на 0,53 %. При этом можно отметить, что содержание марганца в классах крупностью мельче 10 мм после отмывки увеличилось на 1,5 – 3,0 %.

Выход самого тонкого класса крупностью -0,63+0,0 мм составил 26,53 %, т.е. увеличился на 5,45 %. При этом содержание марганца в нем понизилось на 1,04 % и составило 6,81 %, а содержание железа повысилось на 1,23 % и составило 5,58 %, т.е. стало практически равным содержанию марганца;

Наибольшее извлечение марганца происходит в класс крупности -50+10 мм и в связи с этим данный класс крупности (машинный класс) наиболее целесообразно подвергать обогащению. Также согласно распределению металлов по классам крупности и практике обогащения аналогичных руд, другими машинными классами являются классы крупности -10+2,5 мм и -2,5+0,63 мм. Класс крупностью -0,63+0,0 мм подвергать обогащению нецелесообразно;

Обобщенные результаты исследований, полученные при отсадке машинных классов (-50+10 мм, -10+2,5 мм и -2,5+0,63) дробленной марганцевой руды, приведены в табл.3.

На основании полученных результатов исследований рекомендуется принять за основу технологические показатели, полученные при отсадке машинных классов -50+10 мм, -10+2,5 мм и -2,5+0,63 мм и технологическую схему, приведенную на рисунке 1.

Таблица 3 – Технологические показатели по гравитационной схеме обогащения руды 3 - Кесте. Кенді байытуудың гравитациялык схемасы бойынша технологиялык көрсеткіштер

Table 3 - Technological indicators for the gravity scheme of ore enrichment

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Mn	Fe	Mn	Fe
Концентрат марганцевый - 1 (-50+10 мм)	13,59	51,05	0,93	35,56	3,18
Концентрат марганцевый - 2 (-50+10 мм)	16,60	31,82	2,95	27,07	12,29
Общий концентрат	30,19	40,47	2,04	62,63	15,47

(-50+10 мм)					
Концентрат марганцевый (-10+2,5 мм)	2,60	38,08	3,05	5,07	1,99
Концентрат марганцевый (-2,5+0,63 мм)	1,86	38,64	5,41	3,68	2,54
Итого общий марганцевый концентрат (-50+0,63 мм)	34,65	40,20	2,30	71,38	20,0
Хвосты (-50+10 мм)	8,61	9,10	4,31	4,01	9,31
Хвосты (-10+2,5 мм)	15,21	9,87	4,50	7,70	17,18
Хвосты (-2,5+0,63 мм)	12,15	8,03	5,19	5,0	15,85
Общие хвосты (-50+0,63 мм)	35,97	9,06	4,68	16,71	42,34
Шламы (-0,63+0,0 мм)	29,38	7,91	5,10	11,91	37,66
Руда	100,0	19,51	3,98	100,0	100,0

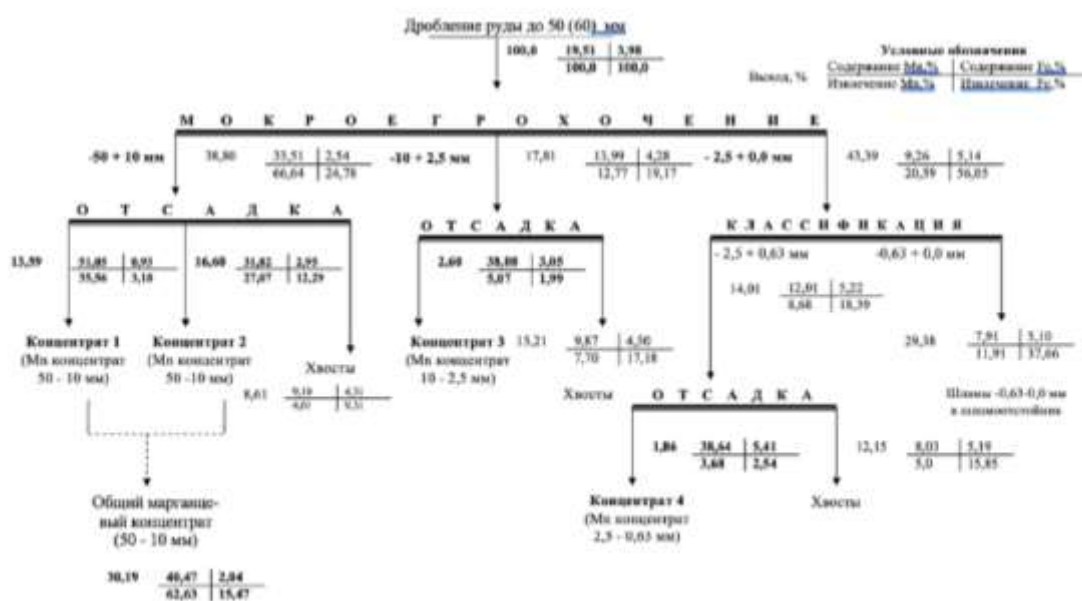


Рисунок 1 – Рекомендуемая технологическая схема обогащения
1 – Сурет. Ұсынылған байытудың технологиялық схемасы
Figure 1 - Recommended technological scheme of enrichment

Выводы:

На основании полученных результатов исследований можно сделать следующие основные выводы:

- определено, что при сухом расसेве дробленной до 80 мм руды в классах крупностью -80+40 мм и -40+20 мм концентрируется значительное количество марганца и минимальное количество железа. По содержанию марганца и железа класс крупностью -80+20 мм является товарным концентратом с содержанием марганца порядка 39 % - 40 % и железа 1,5 % - 2,8 %;

- выяснено, что при использовании операций сухого или мокрого рассева содержание марганца в классах крупности менее 20 мм не превышает 20,0 % и колеблется в пределах 20 % - 11 %, а железа 4 % - 6 %. В связи с этим для получения из них

марганцевых концентратов необходимо использовать гравитационные методы обогащения, в частности отсадку;

- доказано, что при обогащении классов крупности -50+10 мм, -10+2,5 мм и -2,5+0,63 мм возможно получение качественных марганцевых концентратов с содержанием марганца 50 % - 38 % и железа 1 % - 4 %;

- на основании результатов исследований разработана технологическая схема переработки руды рудопроявления «Картобай»;

- технологическая схема переработки включает в себя операции отсадки классов крупности -50+10 мм, -10+2,5 мм и -2,5+0,63 мм с получением марганцевых концентратов с содержанием марганца 38 % - 51 %. Общий выход марганцевого концентрата по данной схеме составил 34,65 % со средним содержанием марганца 40,20 % и железа 2,30 % при общем извлечении марганца 71,38 %.

Список использованной литературы

1. Толымбеков М.Ж. Марганцеворудная отрасль Казахстана // Горный журнал Казахстана. — 2007. — № 2. — С. 2-5. [На русском языке]
2. Битимбаев М.Ж., Маулямбаев Т.И. Становление главной сырьевой базы черной металлургии Казахстана // Горный журнал Казахстана. — 2007. — № 6. — С. 2-6.
3. Трубенской К.Н., Чангурия В.А., Воробьев А.Е. и др. Марганец. — М.: Академия горных наук, 1999. [На русском языке]
4. Surowiak A. Evaluation of the results of coal jigging process // Web of Conferences — 2017. — 157. — С. 345-365. [На английском языке] [10.1051/e3sconf/201712301030](https://doi.org/10.1051/e3sconf/201712301030)
5. Студенцов В.В. Клец А. Вопросы теории и практики обогащения руд. /Кн. 2. Горно-металлургический комплекс Республики Казахстан // Анализ, запасы, технологии. — Алматы: Информационно-аналитический центр геологии, экологии и природных ресурсов Республики Казахстан, 1997. — С. 56-78. [На русском языке]
6. Кокетаев А., Мейрманова А., Жактаева Р., Артыкбаев К., Тамабаева С. Стратегические ориентиры развития горнометаллургического комплекса // Промышленность Казахстана. — 2009. — № 4(55) — № 5(56). — С. 31-34. [На русском языке]
7. С. А. Акылбеков. Марганец Казахстана. // Известия НАН РК. Серия геологическая. 2019. No1. С. 42–53. [На русском языке]
8. Каренов Р.С. Проблемы становления рынка черных металлов в Казахстане // Вестник Карагандинского государственного университета. Сер. Экономика. — 2016. — № 4(48). — С. 9-25. [На русском языке]
9. Niedzielski B. J., Wittkop Ch. Fralick Ph. F. Evaluating mechanisms for manganese enrichment // North-Central Section - 54th Annual Meeting – 2020. — 159. — С. 45-76. [На английском языке] [10.1130/abs/2020NC-348062](https://doi.org/10.1130/abs/2020NC-348062)
10. Султанбекулы Г.Д. Исследование гравитационной обогатимости и разработка технологии переработки лежалых марганцевых хвостов с получением концентрата с содержанием марганца не менее 38%, 2019. 83 с. [На русском языке]
11. Nikiforova L.V., Matveev A.I., Sleptsova E.S., Yakovlev B. V. Mathematical modeling of the jigging process in mineral processing. // Processing of the 3rd international conference on construction and building engineering (Iconbuild) – 2017. — 234-298. [На английском языке] [10.1063/1.5012659](https://doi.org/10.1063/1.5012659)
12. Отчет ТОО «НМТ Групп» о НИР «Исследование на обогатимость марганцевой руды рудопроявления «Картобай» (заключительный). Алматы, 2008. 49 с. [На русском языке]

«Қазақстанның Тау-Кен журналы»	
Тақырыбы	<i>Қарағанды облысының Картобай кен көрінісінің марганец кенін</i>

	байытуға зерттеу
Автор 1	Аты-жөні: Шамиль Телков Компания: Сатбаев Университеті Жұмыс орны: Профессор Ғылыми дәрежесі: Профессор Байланысы: naukaty@mail.ru
Автор 2	Аты-жөні: Игорь Мотовилов Компания: Сатбаев Университеті Жұмыс орны: Профессор көмегіші Ғылыми дәрежесі: PhD Байланысы: motovilov88@inbox.ru
Автор 3	Аты-жөні: Ақбөпе Уйсімбек Компания: Сатбаев Университеті Жұмыс орны: магистрант Ғылыми дәрежесі: инженер бакалаур Байланысы: a.uisimbek@stud.satbayev.university
Пайдаланылған әдебиеттер тізімі	1. Толымбеков.М. Ж. Марганцеворудная отрасль Казахстана // Горный журнал Казахстана. — 2007. — № 2. — С. 2-5. [Орыс тілінде] 2. Битимбаев М.Ж., Маулямбаев Т.П. Қазақстанның қара металлургиясының басты шикізат базасының қалыптасуы // Горный журнал Казахстана — 2007. — № 6. — С. 2-6. [Орыс тілінде] 3. Трубецкой К. Н., Чангурия В. А., Воробьев А. Е. және т. б. Марганец. — М.: Тау-кен ғылымдары Академиясы, 1999. [Орыс тілінде] 4. Surowiak A. Тұндыру процесінің нәтижелерін бағалау // Web of Conferences — 2017. — 157. — С. 345-365. [Ағылшын тілінде] 10.1051/e3sconf/201712301030 5. Студенцов В.В. Клец А. Кендерді байыту теориясы мен практикасының мәселелері. / Кт. 2. Қазақстан Республикасының тау-кен металлургия кешені / / талдау, қорлар, технологиялар. - Алматы: Қазақстан Республикасының геология, экология және табиғи ресурстар ақпараттық-талдау орталығы, 1997. [Орыс тілінде] 6. Кокетаев А., Меірманова А., Жактаева Р., Артыкбаев К., Тамабаева С. Тау-кен металлургия кешенін дамытудың стратегиялық бағдарлары // Қазақстан өнеркәсібі. — 2009. — № 4(55) — № 5(56). — Б.31-34. [Орыс тілінде] 7. Ақылбеков, А. Қазақстан Марганеці. // Известия Нана РК. Геологиялық сериясы. 2019. No1. Б. 42-53. [Орыс тілінде] 8. Каренов Р.С. Қазақстандағы қара металдар нарығының қалыптасу мәселелері // Қарағанды мемлекеттік университетінің хабаршысы. Сер. Экономика. — 2016. — № 4(48). — Б. 9-25. [Орыс тілінде] 9. Niedzielski B. J., Wittkop Ch. Fralick Ph. F. Марганецті байыту механизмдерін бағалау // North-Central Section - 54th Annual Meeting — 2020. — 159. — С. 45-76. [Ағылшын тілінде] 10.1130/abs/2020NC-348062 10. Сұлтанбекұлы. Г. Д. Гравитациялық байытуды зерттеу және құрамында кемінде 38% марганец бар концентрат ала отырып, жатып қалған марганец қалдықтарын қайта өңдеу технологиясын әзірлеу 2019. 83 б. [Орыс тілінде] 11. Nikiforova L. V., Matveev A.I., Sleptsova E.S., Yakovlev B. V. Пайдалы қазбаларды өңдеу кезіндегі шөгінді процесін математикалық модельдеу. // Processing of the 3rd international conference on construction and building engineering (Icon build) — 2017. — 234-298. [Ағылшын тілінде] 10.1063/1.5012659

	12. "НМТ Групп" ЖШС ФЭЖ туралы есебі "Қартобай" кен көрінісінің марганец кенін байытуға зерттеу (қорытынды). Алматы, 2008. 49 б. [Орыс тілінде]
--	---

«Gornyi zhurnal Kazakhstana» / «Mining journal of Kazakhstan»	
Title	<i>Research of manganese ore enrichment of Kartobay ore occurrence in Karaganda region</i>
Author 1	Name&Surname: Shamil Telkov
	Company: Satbayev University
	Work position: Associate Professor
	Scientific Degree: Professor
	Contacts: naukaty@mail.ru
Author 2	Name&Surname: Igor Motovilov
	Company: Satbayev University
	Work position: Associate Professor
	Scientific Degree: PhD
	Contacts: motovilov88@inbox.ru
Author 3	Name&Surname: Akbope Uisimbek
	Company: Satbayev University
	Work position: Master's degree Student
	Scientific Degree: Bachelor's degree
	Contacts: a.uisimbek@stud.satbayev.university
Abstract	The ore from Kartobay deposit, crushed to 50 mm, was studied in order to determine the possibility of using gravitational concentration methods. The study allowed to prove the option of applying the jigging method. The process flowchart for concentration of ore with class size -50 to + 0,063 mm has been developed based on jigging lumpy and fine fractions. The gravitational flowchart for handling and concentration of this ore allows to obtain the following manganese concentrates. a) concentrate of class size 50 – 10 mm, with yield 30,19 %, manganese content 40,47%, manganese recovery 62,63 %; b) concentrate of class size 10 – 2,5 mm, with yield 2,60 %, manganese content 38,08 %, manganese recovery 5,07 %; c) concentrate of class size 2,5 – 0,063 mm, with yield 1,86 %, manganese content 38,64 %, manganese recovery 3,63 %;
Key words	ore, sieve analysis, gravity enrichment, jigging, concentrate, tailings, content, recovery, manganese, iron.
Reference	1. Tolymbekov M.Zh. <i>Margancevorudnaja otrasl' Kazahstana // Gornyj zhurnal Kazahstana. — 2007. — № 2. — S. 2-5. [In russian]</i> 2. Bitimbaev M.Zh., Mauljanbaev T.I. <i>Stanovlenie glavnoj syr'evoy bazy chernoj metallurgii Kazahstana // Gornyj zhurnal Kazahstana. — 2007. — № 6. — S. 2-6.</i> 3. Trubeckoj K.N., Changurija V.A., Vorob'ev A.E. i dr. <i>Marganec. — M.: Akademija gornyj nauk, 1999. [In russian]</i> 4. Surowiak A. <i>Evaluation of the results of coal jigging process // Web of Conferences — 2017. — 157. — C. 345-365. [In english]</i> 10.1051/e3sconf/201712301030 5. Studencov V.V. Klec A. <i>Voprosy teorii i praktiki obogashheniya rud. /Kn. 2. Gorno-metallurgicheskij kompleks Respubliki Kazahstan // Analiz, zapasy, tehnologii. — Almaty: Informacionno-analiticheskij centr geologii, jekologii i prirodnih resursov Respubliki Kazahstan, 1997. — C. 56-78. [In russian]</i>

	6 Koketaev A., Mejrmanova A., Zhaktaeva R., Artykbaev K., Tamabaeva S. Strategicheskie orientiry razvitija gorno-metallurgicheskogo kompleksa // Promyshlennost' Kazahstana. — 2009. — № 4(55) — № 5(56). — S. 31-34. [In russian] 7. S. A. Akylbekov. Marganec Kazahstana. // Izvestija NAN RK. Serija geologicheskaja. 2019. No1. S. 42–53. [In russian] 8 Karenov R.S. Problemy stanovlenija rynka chernyh metallov v Kazahstane // Vestnik Karagandinskogo gosudarstvennogo universiteta. Ser. Jekonomika. — 2016. — № 4(48). — S. 9-25. [In russian] 9. Niedzielski B. J., Wittkop Ch. Fralick Ph. F. Evaluating mechanisms for manganese enrichment // North-Central Section - 54th Annual Meeting – 2020. – 159. – C. 45-76. [In english] 10.1130/abs/2020NC-348062 10. Sultanbekuly G. D. Issledovanie gravitacionnoj obogatimosti i razrabotka tehnologii pererabotki lezhalyh margancevyh hvostov s polucheniem koncentrata s sodержaniem marganca ne menee 38%, 2019. 83 s. [In russian] 11. Nikiforova L.V., Matveev A.I., Sleptsova E.S., Yakovlev B. V. Mathematical modeling of the jigging process in mineral processing. // Processing of the 3rd international conference on construction and building engineering (Iconbuild) – 2017. – 234-298. [In english] 10.1063/1.5012659 12. Otchet TOO «NMT Grupp» o NIR «Issledovanie na obogatimost' margancevoj rudy rudoprojavlenija «Kartobaj» (zakljuchitel'nyj). Almaty, 2008. 49 s.10. Daruesh Galamat Sultanbekuly. Issledovanie gravitacionnoj obogatimosti i razrabotka tehnologii pererabotki lezhalyh margancevyh hvostov s polucheniem koncentrata s sodержaniem marganca ne menee 38%, 2019. 83 s. [In russian]
--	--

«МЕТАЛЛУРГИЯ ЖӘНЕ КЕН
БАЙЫТУ ИНСТИТУТЫ» АҚ
СӘТБАЕВ УНИВЕРСИТЕТІ

050010, Алматы қ., Шевченко к., 29/133 үні.
тел: +7 727 298 45 02
e-mail: imio@imio.kz, web: www.imio.kz



SATBAYEV
UNIVERSITY

АО «ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ
И ОБОГАЩЕНИЯ»
SATBAYEV UNIVERSITY

050010, г. Алматы, ул. Шевченко, 29/133.
тел: +7 727 298 45 02
e-mail: imio@imio.kz, web: www.imio.kz

СПРАВКА

Дана авторам Khairullayev N.B., Aliev S.B., Aben Y.Kh, Uisimbek A.A., и подтверждает что статья «Study of the effect of solution activation on the density of the pregnant solution and on the content of the useful component» принята редколлегией и будет рекомендована к печати при положительного рецензирования. Статья будет напечатана в онлайн режиме: www.kims-imio.kz, в 2-номере журнала «Комплексное использование минерального сырья» за 2021 год.

Ответственный редактор

27.05.2021 г.



Ph.D., Г. Касимова



UDC 669.52

DOI: 10.31643/2020/6445.31



IRSTI 53.37.91, 31.15.33

Study of the effect of solution activation on the density of the pregnant solution and on the content of the useful component

* Aliev S.B., AbenY.Kh, Khairullayev N.B., Uisimbek A.A.

Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

* Corresponding author email: khayrullaev.n@gmail.com

Received: 10 September 2020
Peer-reviewed: 22 September 2020
Accepted: 13 October 2020

ABSTRACT

This paper presents the results of a laboratory study of the influence of the activation of the leaching solution on the density of the solution and the content of the useful component in the productive solution during the development of uranium deposits by the method of in-situ leaching (ISL). Comparative dependences of the density of the solution and the content of the useful component in the productive solution were obtained during leaching of uranium without activation and with activation of the solution. When conducting studies with non-activated and activated solutions for 5 minutes, and a reaction time of 5 minutes, the density of the leaching solution is 1.32 m3 / t and 1.34 m3 / t, respectively, and the content of the useful component in the productive solution is 4.06 mg / l and 4.48 mg / l, respectively, i.e. with the same density of the productive solution and the reaction time, the content of the useful component in the activated solution is 10% higher. With a reaction time of 10 minutes, the content of the useful component in the activated solution is 19% higher. Activation of the solution from 5 minutes to 10 minutes leads to a decrease in the density of the solution, while the content of the useful component in the productive solution increases. A further increase in activation leads to an increase in the density and content of the useful component in the solution.

Keywords: in-situ leaching (ISL), leaching solution, productive solution, solution activation, density, content of useful component.

Information about authors:

Aliev Samat Bikitaevich

Doctor Ph.D., Professor. Non-commercial joint-stock company "Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences", Moscow, the Russian Federation, ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0002-3699-832>, E-mail: alsamat@gmail.com

Aben Erbolat

PhD in Engineering Science, Assoc. Professor. Non-commercial joint-stock company "Satbayev University", the department "Metallurgy and Mineral Processing", Almaty, the Republic of Kazakhstan, ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0001-8537-229X>, E-mail: y.aben@satbayev.university

Khairullayev Nursultan

Ph.D. student. Non-commercial joint-stock company "Satbayev University", the department "Mining", Almaty, the Republic of Kazakhstan, ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0001-9702-2430>, E-mail: khayrullaev.n@gmail.com

Uisimbek Akboppe

Master's degree student in Technical Science. Non-commercial joint-stock company "Satbayev University", the department "Metallurgy and Minerals processing", Almaty, the Republic of Kazakhstan, ORCID ID: <https://orcid.org/0000-0002-5399-4331>, E-mail: a.uisimbek@satbayev.university

Ертінді белсенділігін арттырудың өнімді ертінді тығыздығына және пайдалы қазбаның мөлшеріне әсерін зерттеу

* Алиев С.Б., Абен Е.Х., Хайруллаев Н.Б.

Сәтбаев университеті, Алматы, Қазақстан

* Корреспондент автордың электрондық почтасы: khayrullaev.n@gmail.com

Мақала келді: 10 қыркүйек 2020
Рецензенттен өтті: 22 қыркүйек 2020

Бұл жұмыста уран кенорнын жерасты ұңғымаларымен сілтілеу (ЖҰС) кезіндегі сілтілендіру ертіндісін белсендіру арқылы сілтілеу ертіндісінің тығыздығына және өнімді ертіндідегі пайдалы компоненттердің әсер етуінің зертханалық нәтижесі келтірілген. Уранды сілтілеу кезіндегі белсендірілген сілтілеу ертіндісімен және белсендірілмеген ертіндінің сілтілеу ертіндісінің тығыздығымен, өнімді ертіндідегі пайдалы компоненттердің арасындағы салыстырмалы тәуелділік анықталды. Зерттеу барысында белсендірілмеген және 5 минут белсендірілген

Қабылданды: 13 қазан 2020	сілтілеу ерітіндісі, және реакция уақыты 5 минут болған кезде сілтілеу ерітіндісінің тығыздығы сәйкесінше 1,32 м³/т және 1,34 м³/т болып өзгерді, ал өнімді ерітіндідегі пайдалы компоненттер сәйкесінше 4,06 мг/л және 4,48 мг/л болып өзгерді. Өнімді ерітіндінің тығыздығымен реакция уақыты бірдей болғанымен, белсендірілген ерітіндіде пайдалы компоненттер 10% артты. Реакция уақыты 10 минут болған жағдайда, белсендірілген ерітіндіде пайдалы компоненттер құрамы 19% артады. Ерітіндіні 5 минуттан 10 минутқа дейін белсендіру, ерітіндінің тығыздығын төмендеуіне алып келіп соғады, бірақ ерітіндідегі пайдалы компоненттер құрамы арта түседі. Ерітіндіні ары қарай белсендіру ерітіндінің тығыздығымен, ерітіндідегі пайдалы компоненттердің артуына алып келіп соғады. Түйін сөздер: жерасты ұңғымалармен сілтілеу (ЖҰС), сілтілеу ерітіндісі (СЕ), өнімді ерітінді (ӨЕ), ерітіндіні белсендіру, тығыздық, пайдалы компоненттер құрамы.
Алиев Самат Бикитаевич	Авторы туралы ақпарат: Техника ғылымдарының докторы, профессор, ИГКОН РАН, Москва қ., Ресей Федерациясы. ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-3699-832. Электрондық пошта: alsamat@gmail.com
Абен Ерболат	Техника ғылымдарының кандидаты, доц. профессор, Сатбаев университеті, «Тау-кен істері» кафедрасы, Алматы қ., Қазақстан Республикасы. ORCID ID: https://orcid.org/0000-0001-8537-229X. E-mail: y.aben@satbayev.university
Хайруллаев Нурсұлтан	PhD студент, Сатбаев университеті, «Тау-кен істері» кафедрасы, Алматы қ., Қазақстан Республикасы. ORCID ID: https://orcid.org/0000-0001-9702-2430. E-mail: khayrullaev.n@gmail.com
Уйсимбек Ақбөпе	Техника ғылымдарының магистранты, Сатбаев университеті, «Металлургия және Пайдалы қазбаларды байыту» кафедрасы, Алматы қ., Қазақстан Республикасы. ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-5399-4331. E-mail: a.uysimbek@satbayev.university

Исследование процесса выщелачивания обожженной черносланцевой руды

* Алиев С.Б., Абен Е.Х., Хайруллаев Н.Б.

Satbayev University, Алматы, Казахстан

* Электронная почта корреспондента автора: khayrullaev.n@gmail.com

Статья поступила: 10 сентября 2020 Рецензирование: 22 сентября 2020 Принята в печать: 13 октября 2020	АННОТАЦИЯ В данной работе приведены результаты лабораторных исследований влияния активации выщелачивающего раствора на плотность раствора и содержание полезного компонента в продуктивном растворе при отработке месторождений урана методом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ). Получены сравнительные зависимости плотности раствора и содержание полезного компонента в продуктивном растворе при выщелачивании урана без активации и с активацией раствора. При проведении исследований с неактивированным и активированным растворами в течение 5 минут, и времени реакции 5 минут плотность выщелачивающего раствора составляет соответственно 1,32 м³/т и 1,34 м³/т, а содержание полезного компонента в продуктивном растворе соответственно 4,06 мг/л и 4,48 мг/л, т.е. при одинаковой величине плотности продуктивного раствора и времени реакции, содержание полезного компонента в активированном растворе больше на 10%. При времени реакции 10 минут, содержание полезного компонента в активированном растворе больше на 19%. Активация раствора от 5 минут до 10 минут приводит к снижению плотности раствора, при этом содержание полезного компонента в продуктивном растворе возрастает. Дальнейшее повышение активации приводит к повышению плотности и содержанию полезного компонента в растворе. Ключевые слова: подземное скважинное выщелачивание (ПСВ), выщелачивающий раствор, продуктивный раствор, активация раствора, плотность, содержание полезного компонента.
Алиев Самат Бикитаевич	Информация об авторах: Доктор технических наук, профессор, Институт проблем комплексного освоения недр, г.Москва, Российская Федерация. ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-3699-832. Электрондық пошта: alsamat@gmail.com
Абен Ерболат	Кандидат технических наук, профессор, Некоммерческое акционерное общество «Satbayev University», кафедра «Горного дела», г. Алматы, Республика Казахстан. ORCID ID: https://orcid.org/0000-0001-8537-229X. E-mail: y.aben@satbayev.university
Хайруллаев Нурсұлтан	PhD студент, Некоммерческое акционерное общество «Satbayev University», кафедра «Горного дела», г. Алматы, Республика Казахстан. ORCID ID: https://orcid.org/0000-0001-9702-2430. E-mail: khayrullaev.n@gmail.com
Уйсимбек Ақбөпе	Магистрант технических наук, Некоммерческое акционерное общество «Satbayev University», кафедра «Металлургии и Обогащения полезных ископаемых», г. Алматы, Республика Казахстан. ORCID ID: https://orcid.org/0000-0002-5399-4331. E-mail: a.uysimbek@satbayev.university

Введение

В последние годы в развитие урановой отрасли были инвестированы значительные

объемы средств: за последние 15 лет объем инвестиций превысил 3 млрд. долл. США. Это привело к устойчивому росту объема добычи: с 2004 года объем добычи урана вырос более чем в 6 раз.

В настоящее время в Казахстане на всех месторождениях урана добыча ведется методом подземного скважинного выщелачивания.

Подземное выщелачивание (англ. *in-situ recovery*; наиболее часто скважное подземное выщелачивание) - физико-химический процесс добычи полезных ископаемых (металлов и их солей) методом их вымывания из породы различными растворителями закачиваемыми в залежь через скважины.

Процесс начинается с бурения скважин, также могут применяться взрывчатые вещества или метод гидравлического разрыва пласта для облегчения проникновения раствора в залежь. После этого в скважину через группу закачных скважин накачивается растворитель (выщелачивающий агент), где он соединяется с рудой. Смесь, содержащая растворенную руду, затем выкачивается через откачные скважины на поверхность, где подвергается экстракции.

Подземное выщелачивание является альтернативой методам открытой и подземной разработки. По сравнению с ними, подземное выщелачивание не требует большого объема выемок или непосредственного контакта рабочих с горными породами по месту их нахождения. Эффективно даже на бедных месторождениях, а также для глубокозалегающих руд.

Несмотря на его преимущество, имеется ряд недостатков, основными из которых является повышение себестоимости добычи и снижение содержания полезного компонента в массиве.

Существует различные способы совершенствования технологии подземного скважинного выщелачивания и повышения извлечение содержания урана в продуктивном растворе [1,2,3,4]. Но они отличаются дороговизной и технологическими сложностями их применения. Поэтому целью настоящей

работы является исследование влияния процесса активации (кавитации) выщелачивающего раствора на плотность и содержание полезного компонента в продуктивном растворе.

Одним из способов является кавитация выщелачивающего раствора для повышения извлечения полезного компонента из массива.

Кавитация - процесс образования и последующего схлопывания пузырьков в потоке жидкости, сопровождающийся шумом и гидравлическими ударами, образование в жидкости полостей (кавитационных пузырьков, или пустот), которые могут содержать разреженный пар [5,6]. Кавитация возникает в результате местного понижения давления в жидкости, которое может происходить либо при увеличении её скорости (гидродинамическая кавитация), либо при прохождении акустической волны большой интенсивности во время полупериода разрежения (акустическая кавитация), существуют и другие причины возникновения эффекта. Перемещаясь с потоком в область с более высоким давлением или во время полупериода сжатия, кавитационный пузырёк схлопывается, излучая при этом ударную волну. В своей основе кавитация имеет тот же механизм действия, что и ударная волна в воздухе, возникающая в момент преодоления твердым телом звукового барьера.

В [7] нами было установлено, что использование эффекта кавитации приводит к повышению содержания полезного компонента в продуктивном растворе. Однако, в ходе проведенных исследований было установлено, что с повышением степени кавитации изменяется плотность выщелачивающего раствора, что может привести к изменению гравитационного и соответственно процессу осаждения продуктивного раствора. Это в свою очередь может привести к изменению извлечения урана.

Технологические растворы обладают повышенной плотностью и вязкостью по сравнению с подземными водами [8]. В однородной по проницаемости среде технологические растворы будут стремиться передвигаться преимущественно по нижней части водоносного горизонта. Практика подземного выщелачивания подтверждает опускание более тяжелых растворов в нижнюю часть водоносного горизонта. Чем больше

концентрация раствора, а следовательно, и его плотность, тем выше скорость гравитационного опускания. Скорость гравитационного опускания растворов при отсутствии перемещения жидкости под действием разности напоров может быть приближенно определена из следующего выражения[8]:

$$v_r = \frac{K_{\phi}}{n_s} \frac{\Delta \gamma}{\gamma \eta}$$

где K_{ϕ} - коэффициент фильтрации;
 $\Delta \gamma$ - разность плотностей
 вытесняющей и вытесняемой
 жидкости;
 n_s - эффективная пористость;
 η - коэффициент анизотропности.

В проницаемых рудоносных песках обычно V_s составляет около 1 см/ч. Исследования показывают, что при использовании фильтра ограниченного рудным интервалом, нижняя часть водоносного горизонта (ниже фильтра) подвергается воздействию реагента и, кроме того, в ней могут произойти потери растворов, наиболее богатых полезным компонентом.

Поэтому, для исследования влияния процесса кавитации на изменение плотности раствора и извлечению урана были проведены лабораторные исследования.

Методика проведения лабораторных работ

Основная задача, решаемая при проведении лабораторных работ: получение сравнительных данных активности и плотности сернокислотного раствора при выщелачивании модельного

вещества в зависимости от степени обработки раствора кавитатором.

Рабочая установка для исследования выщелачивания состоит из термостата LAUDAECOE – 4, термостатированного стеклянного стакана и механической мешалки БП 8000 ЭКРОС. Внешний вид установки для выщелачивания представлен на 1 – рисунке. Эксперименты по выщелачиванию проводят следующим образом. Термостат включают и устанавливают необходимую температуру для проведения работы. В термостатированный стакан заливают необходимое количество раствора серной кислоты, опускают в раствор мешалку и задают таймером время, необходимое для того, чтобы раствор в термостатированном стакане достиг температуры термостата.

Перед началом серии экспериментов по выщелачиванию были проведены предварительные эксперименты, по результатам которых были выбраны объем раствора выщелачивания – 200 мл, Ж:Т = 2/1, время выщелачивания 60 минут, концентрация серной кислоты в растворе 10 г/л.

Одним из основных перспективных предложений для увеличения межремонтного времени скважин является использование увеличения активности выщелачивающего раствора путем обработки его кавитатором. Лабораторная установка с кавитатором (2 – рисунок) состоит из замкнутого контура, в который входят центробежный насос с электроприводом, кавитатора, трубопровода, емкости сливного крана [9].



Рисунок 1 - Рабочая установка для исследования выщелачивания на мешалке

Процесс обработки выщелачивающего электролита кавитатором проводят следующим образом. В емкость заливают рабочий сернокислотный раствор и включают электрический двигатель насоса. Раствор проходит под давлением через кавитатор и вновь возвращается в емкость. Для определения скорости перекачивания были проведены контрольные замеры, в результате которых было определено, что скорость истечения жидкости равна 1 литр за 3 секунды.

Для получения сравнительных данных, лабораторные исследования были проведены как с исходным раствором, так и активированным раствором.

Результаты и их обсуждение

Результаты исследования изменения плотности не активированного раствора и содержания полезного компонента в растворе представлено в таблице – 1 и на 3 – рисунке.

Таблица – 1. Изменение плотности (А) и содержания условного металла в исходном не активированном выщелачивающем растворе (С, г/л)

Параметры	Время реакции, мин				
	5	10	20	30	
А	1,323	1,398	1,468	1,542	Исходный раствор

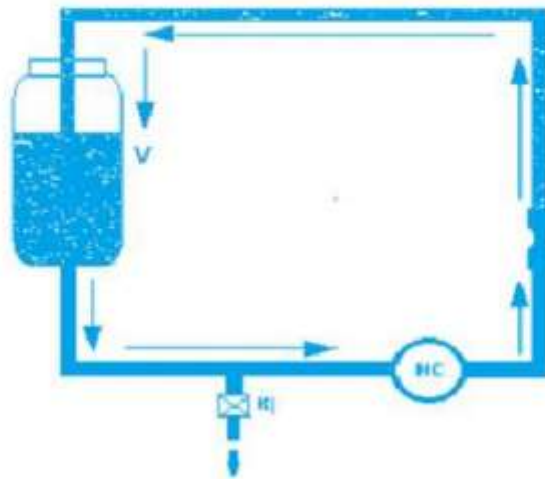


Рисунок 2 – Лабораторная установка с кавитатором

Как видно из таблицы, что с увеличением времени реакции с раствором без активации (исходный раствор) с 5 минут до 30 минут, плотность раствора повышается с $1,32 \text{ м}^3/\text{т}$ до $1,54 \text{ м}^3/\text{т}$, т.е. повышается на 17%, при этом содержание полезного компонента в продуктивном растворе повышается на 15%.

Обработкой данных таблицы – 1, получены графики изменения от плотности и содержания

условного металла в исходном выщелачивающем растворе (3 – рисунок).

Результаты исследования изменения плотности раствора и содержания полезного компонента в растворе при обработке его кавитатором от 3 до 20 минут представлено в таблице 2 и на рисунке 4

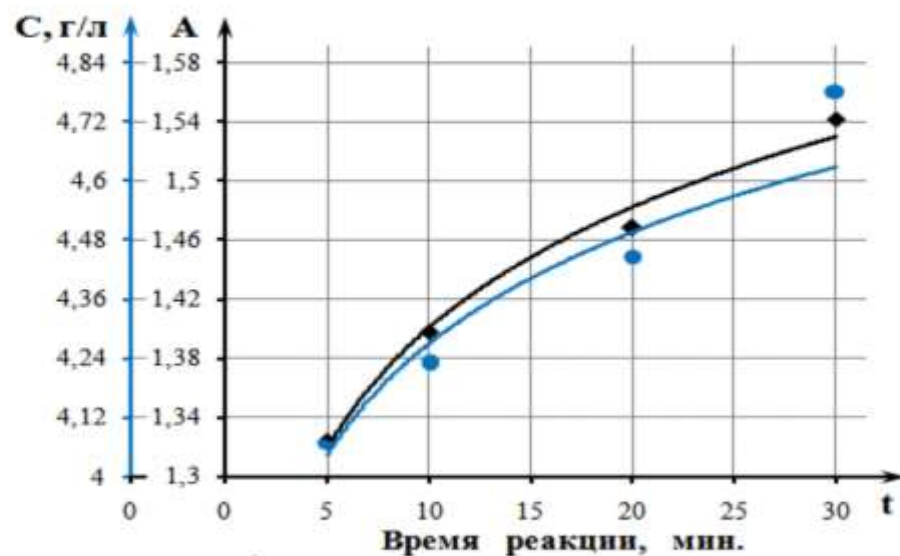


Рисунок 3 – График изменение плотности (A) и содержания условного металла в исходном выщелачивающем растворе (C , г/л) от времени выщелачивания (времени реакции)**Таблица 2** – Изменение во времени плотности (A) и содержания полезного компонента в выщелачивающем растворе (C , г/л) после обработки раствора кавитатором.

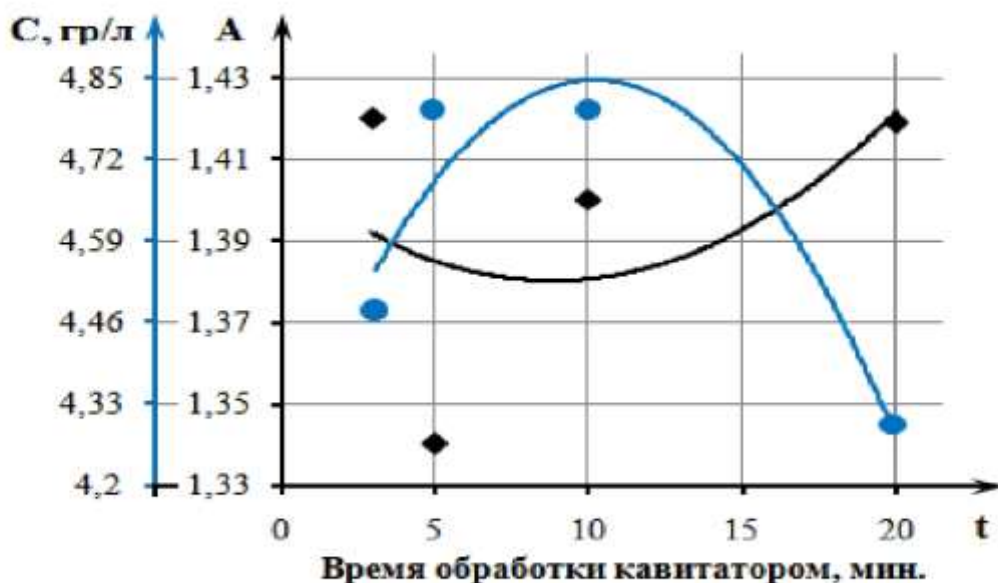
Параметры		Время реакции, мин	
		5	10
Обработка раствора кавитатором в течение 3 мин.	Плотность (A)	1,42	1,492
	Содержания металла в продуктивном растворе (C , г/л)	4,48	4,51
Обработка раствора кавитатором в течение 5 мин.	Плотность (A)	1,34	1,432
	Содержания металла в продуктивном растворе (C , г/л)	4,80	5,06
Обработка раствора кавитатором в течение 10 мин.	Плотность (A)	1,4	1,463
	Содержания металла в продуктивном растворе (C , г/л)	4,80	5,09
Обработка раствора кавитатором в течение 20 мин.	Плотность (A)	1,419	1,54
	Содержания металла в продуктивном растворе (C , г/л)	4,30	4,67

Обработкой данных таблицы – 2, получены графики изменения плотности (A) и содержания условного металла в выщелачивающем растворе (C , г/л) при времени реакции 5 мин.

Из анализа таблицы следует, что при обработке раствора кавитатором в течение 3 минут плотность раствора составляет $1,42 \text{ м}^3/\text{т}$, при возрастании времени кавитации до 5 минут привело к снижению плотности до $1,34 \text{ м}^3/\text{т}$, а дальнейшее возрастание времени кавитации до

10 – 20 минут уже привело к повышению плотности раствора до $1,42 \text{ м}^3/\text{т}$. Содержание полезного компонента в продуктивном растворе при кавитации 3 минуты составляло $4,48 \text{ г/л}$, а при 5, 10 – 20 минутах соответственно $4,8 \text{ г/л}$ и $4,3 \text{ г/л}$.

Изменения плотности продуктивного раствора и содержания полезного компонента в продуктивном растворе при 10 минутах реакции приведены на 5 – рисунке.



— 5 —

Рисунок 4 – График изменение плотности (А) и содержания условного металла в выщелачивающем растворе (С, г/л) от времени обработки кавитатором при времени реакции 5 мин.

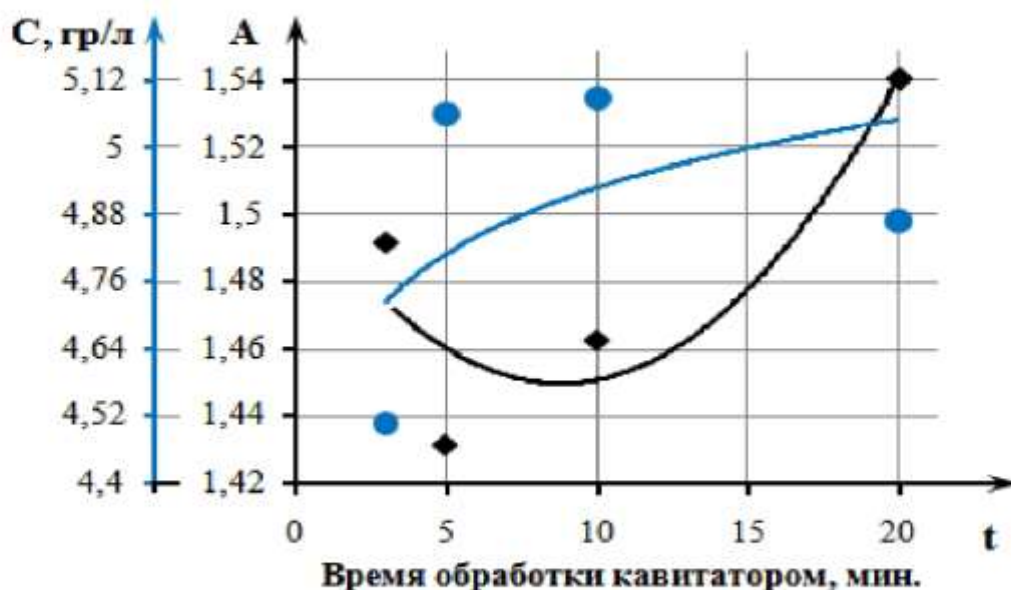


Рисунок 5 – График изменение плотности (А) и содержания условного металла в выщелачивающем растворе (С, г/л) от времени обработки кавитатором при времени реакции 10 мин.

Из анализа таблицы следует, что при обработке раствора кавитатором в течение 3 минут плотность раствора составляет $1,49 \text{ м}^3/\text{т}$, при возрастании времени кавитации до 5 минут привело к снижению плотности до $1,43 \text{ м}^3/\text{т}$, а дальнейшее возрастание времени кавитации до 10 – 20 минут уже привело к повышению плотности раствора до $1,54 \text{ м}^3/\text{т}$. Содержание полезного компонента в продуктивном растворе при кавитации 3 минуты составляло $4,51 \text{ г/л}$, а при 5, 10 – 20 минутах соответственно $5,06 \text{ г/л}$ и $4,67 \text{ г/л}$.

Выводы

При проведении исследований с не активированным раствором и активированным раствором в течение 5 минут, и времени реакции 5 минут плотность выщелачивающего

раствора составляет соответственно $1,32 \text{ м}^3/\text{т}$ и $1,34 \text{ м}^3/\text{т}$, а содержание полезного компонента в продуктивном растворе соответственно $4,06 \text{ мг/л}$ и $4,48 \text{ мг/л}$. т.е. при одинаковой величине плотности продуктивного раствора и времени реакции, содержание полезного компонента в активированном растворе больше на 10%. При времени реакции 10 минут, содержание полезного компонента в активированном растворе больше на 19%. Активация раствора от 5 минут до 10 минут приводит к снижению плотности раствора, при этом содержание полезного компонента в продуктивном растворе возрастает. Дальнейшее повышение активации приводит к повышению плотности и содержанию полезного компонента в растворе.

Литература

- [1] Бушков К.Ю., Тимофеев В.П., Шалагин М.В. Специфика гидрогеологических условий залежей Хиагдинского месторождения и его возможное влияние на отработку месторождения методом скважинного подземного выщелачивания // Тезисы Третьего международного симпозиума «Уран: геология, ресурсы, производство». – М.: ФГУП «ВИМС», – 2013. – С. 31-32.
- [2] Н.А.Принзин, М.Ж.Садыков, Ж.А.Алыбаев, Б.О.Дүйсебаев. Применение термогидролиза для разделения урана и алюминия. Комплексное использование минерального сырья. №5 (2010).

- [3] Абишева З.С., Загородняя А.Н., Садыканова С.Э., Боброва В.В., Шарипова А.С. Сорбционная технология извлечения рения из урансодержащих растворов с использованием слабоосновных анионитов. Комплексное использование минерального сырья. №3, 2011. www.kims-imio.kz
- [4] Yusupov Kh. A., Dzhakupov D. A. Ammonium bifluoride in chemical treatment of boreholes in in-situ uranium leaching. *Gornyy zhurnal*. 2017, no 4, pp. 57—60. [In Russ].
- [5] Пирсол И. Кавитация / Пер. с англ. Ю.Ф. Журавлёва; Под ред. Л. А. Эпштейна. — М.: Мир, 1975. — 96 с.
- [6] Кнапп Р., Дейли Дж., Хэммит Ф. Кавитация. — М.: Мир, 1974. — 678 с.
- [7] E. Aben, Zh. Markenbayev, N. Khairullaev, S. Myrzakhetmetov, Kh. Aben, "Study of change in the leaching solution activity after treatment with a cavitator". *Mining of Mineral Deposits*, volume 13(2019), Issue 4, pp. 114-120.
- [8] Хан-ЛинЧжо. Обоснование степени насыщения кусков и динамики движения растворов при кучном выщелачивании металлов: диссертация ... кандидата технических наук. - Москва, 2009. - 106 с.
- [9] Абен Е.Х., Рустемов С.Т., Бахмагамбетова Г.Б., Ахметханов Д. Повышение извлечения металла на основе активации выщелачивающего раствора. *MiningInformationalandAnalyticalBulletin*, 2019;(12). — С.169-179.

Reference

- [1] Bushkov K., Timofeyev V.P., Shalagin M.V., Specificity of the hydrogeological conditions of the Khiagdinskoye field and its possible impact on the development of the field by in-situ leaching // Abstracts of the Third International Symposium "Uranium: Geology, Resources, Production". - M.: FSUE "VIMS", - 2013, page 31-32.
- [2] Prinzin N.A., Sadykov M.Zh., Alybayev Zh.A., Duiswebayev B.O. The use of thermohydrolysis for the separation of uranium and aluminum. *Complex use of mineral raw materials*. №5 (2010).
- [3] Abisheva Z.S., Zagorodnyaya A.N., Sadykanova S.E., Bobrova V.V., Sharipova A.S. Sorption technology for extracting rhenium from uranium-containing solutions using weakly basic anion exchangers. *Complex use of mineral raw materials*. №3, 2011. www.kims-imio.kz
- [4] Yusupov Kh. A., Dzhakupov D. A. Ammonium bifluoride in chemical treatment of boreholes in in-situ uranium leaching. *Gornyy zhurnal*. 2017, no 4, pp. 57—60. [In Russ].
- [5] Pirsol I. Cavitation / Yu.F. Zhuravleva; L.A. Epshtein. — M.: Мир, 1975. — 96 page.
- [6] Knapp R., Daley J., Hammit F. Cavitation. 1974. — 678 page.
- [7] E. Aben, Zh. Markenbayev, N. Khairullaev, S. Myrzakhetmetov, Kh. Aben, "Study of change in the leaching solution activity after treatment with a cavitator". *Mining of Mineral Deposits*, volume 13(2019), Issue 4, pp. 114-120.
- [8] Han-LingZhuo. Substantiation of the degree of saturation of lumps and the dynamics of the movement of solutions during heap leaching of metals: dissertation ... candidate of technical sciences. - Moscow, 2009. - 106 page.
- [9] Aben E.Kh., Rustemov S.T., Bakhmagambetova G.B., Akhmetkhanov D. Increased metal recovery based on the activation of the leach solution. *MiningInformationalandAnalyticalBulletin*, 2019;(12). — page 169-179.

