

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Satbayev University

Институт металлургии и промышленной инженерии

Кафедра металлургии и обогащения полезных ископаемых

УДК 622.765
рукописи

На правах

Қожабай Бақытжан Нағызханқызы

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

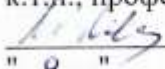
На соискание академической степени магистра

Название диссертации Исследования по гравитационному обогащению
Кундыбайского месторождения редкоземельный
руды

Направление подготовки 7M07223 – "Металлургия и обогащение
полезных ископаемых"

Научный руководитель:

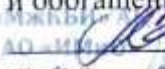
к.т.н., профессор

 Шаутенов М.Р.

" 9 " 06 2021 г.

Рецензент:

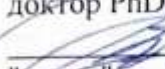
к.т.н., в.н.с. лаборатории флотореагентов
и обогащения АО «ИМиО»

 Семушкина Л.В.

" 10 " 06 2021 г.

Нормоконтроль:

доктор PhD, сениор-лектор

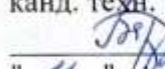
 Дюсенова С.Б.

" 10 " 06 2021 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующая кафедрой МиОПИ,

канд. техн. наук

 М.Б.Барменшинова

" 11 " 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

канд. техн. наук

 М.Б.Барменшинова

" 1 " 02 2021 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту *Қожабай Бақытжан Нағызханқызы*

Тема: Исследования по гравитационному обогащению Кундыбайского месторождения редкоземельной руды

Утверждена приказом ректора университета № 435–М от "03" декабря 2019 г.

Срок сдачи законченной диссертации " 11 " 06 2021 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: Провести анализ способов переработки редкоземельных руд и концентратов.

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 _____ слайдах с результатами исследований.

Рекомендуемая основная литература:

1 ГКЗ СССР. Сборник руководящих материалов по геологоэкономической оценке месторождений полезных ископаемых. Инструкция по применению. Классификации запасов к россыпным месторождениям полезных ископаемых. - С. 507-542.

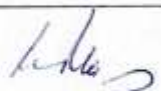
2 Шайдулин Ф.Ф., Фабрый А.С., Тушинская А.Ф. Проект на предварительную разведку Кундыбайского месторождения редких земель на 1983-86 гг. – Джетыгаринская: ГРЭ СКТГУ, 1986

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

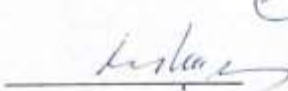
Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю и консультантам	Примечание
Литературный обзор и обоснование направления магистерской диссертации	05.04.21	выполнено
Исследовательская работа	02.06.21	выполнено
Оформление магистерской диссертации	02.06.21	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	Шауенов М.Р. к.т.н., проф.	05.04.21	
Исследовательская часть	Шауенов М.Р. к.т.н., проф.	02.06.21	
Нормоконтроль	Дюсенова С.Б. доктор PhD, сениор- лектор	10.06.2021	

Научный руководитель

 Шауенов М.Р.

Задание принял к исполнению обучающийся

 Кожабай Б.Н.

Дата

" 10 " 06 2021 г.

АНДАТПА

Тақырыбы: Құндыбай кен орнындағы сирек жер кендерін гравитациялық байыту бойынша зерттеулер

Түйін сөздер: жер қыртысының кені, сирек жер элементтері, шлам, гранулометриялық құрам, елек талдауы, шөгінділерді талдау, фракциялық талдау, гравитациялық әдіс, бөліп алу

Зерттеу мақсаты: гравитациялық байыту әдістерімен сирек кездесетін жер қыртысы кендерін өңдеудің технологиялық ерекшеліктерін зерттеу.

Ғылыми жаңалығы: алынған нәтижелердің ғылыми жаңалығы - сирек кездесетін элементтердің кең және тығыздықтағы тар кластарда таралу процестерінің заңдылықтарын және кендердің сазды фракциясын оқшаулау әдісін анықтау.

Осы магистрлік жұмыста Құндыбай кен орнының сирек кездесетін жер кенін гравитациялық байыту бойынша зерттеулер -80+0,0 мм класты және ірілігі 2,5 мм дейін ұсатылған сынамада жүргізілді.

Бастапқы өнімнің минералогиялық, заттық және химиялық талдаулары орындалды.

АННОТАЦИЯ

Тема: Исследования по гравитационному обогащению Кундыбайского месторождения редкоземельной руды

Ключевые слова: руда коры выветривания, редкоземельные элементы, шлам, гранулометрический состав, ситовой анализ, седиментационный анализ, фракционный анализ, гравитационный метод, извлечение

Цель исследования: Изучение технологических особенностей переработки редкоземельных руд коры выветривания гравитационными методами обогащения.

Научная новизна: Научная новизна полученных результатов заключается в установлении закономерностей процессов распределения редкоземельных элементов в узких классах крупности и плотности, и способом выделения глинистой фракции руды.

В данной магистерской работе проведено исследование исследования по гравитационному обогащению редкоземельной руды Кундыбайского месторождения проводились на пробе класса $-80+0,0$ мм и дробленной до крупности 2,5 мм.

Выполнены минералогический, вещественный и химический анализы исходного продукта.

ABSTRACT

Topic: Research on the gravitational enrichment of the Kundybai deposit of rare earth ores

Keywords: weathering crust ore, rare earth elements, sludge, granulometric composition, sieve analysis, sedimentation analysis, fractional analysis, gravity method, extraction

The purpose of the study: To study the technological features of processing rare earth ores of the weathering crust by gravity methods of enrichment.

Scientific novelty: The scientific novelty of the results obtained is to establish the regularities of the processes of distribution of rare earth elements in narrow classes of size and density, and the method of isolation of the clay fraction of ore.

In this master's work, research was conducted on the gravitational enrichment of rare earth ore from the Kundybayskoye deposit on a sample of class -80+0.0 mm and crushed to a grain size of 2.5 mm.

Mineralogical, material and chemical analyses of the initial product were performed.

СОДЕРЖАНИЕ

	Введение	8
1	Анализ способов переработки редкоземельных руд и концентратов	9
1.1	Обзор минерально-сырьевой базы редкоземельных металлов	9
1.2	Анализ способов переработки руд и концентратов редкоземельных металлов	13
2	Исследование форм нахождения редкоземельных элементов в пробе исследуемой руды коры выветривания месторождения «Кундыбай»	21
2.1	Разделка исходной пробы руды коры выветривания	21
2.2	Изучение форм нахождения редкоземельных металлов в рудах.	23
3	Определение взаимосвязи гранулометрического состава и гравитационной обогатимости руды	38
3.1	Проведение экспериментальных исследований по обесшламливанию глинистых компонентов руды	38
3.2	Проведение экспериментов по получению редкоземельного концентрата из руды коры выветривания гравитационным методом	44
3.2.1	Исследования по гравитационному обогащению редкоземельной руды	51
3.2.2	Лабораторные исследования по гравитационному обогащению редкоземельной руды	59
	Заключение	62
	Список использованных источников	63
	Приложение А	65

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время редкоземельные металлы широко используются в стекольной промышленности, в металлургическом производстве сплавов на основе черных и цветных металлов, в нефтепереработке и нефтехимии в качестве катализаторов, в получении керамики, магнитов и люминофоров. Мировой спрос на редкоземельные металлы (РЗМ) в последние годы значительно увеличился из-за применения их в различных сферах современной промышленности.

Лидирующим производителем редкоземельной продукции является КНР. Кроме того, РЗЭ добываются в Индии, России, Казахстане, Киргизии и Малайзии. Компания Irtysh Rare Earth Co Ltd выпускает ряд отдельных РЗМ, их оксидов и других продуктов на металлургическом предприятии, расположенном на востоке Казахстана.

В Казахстане ныне действующие металлургические предприятия извлекают из исходного сырья только основной металл, а сопутствующие редкоземельные металлы теряются в хвостах и отходах, в то время как в большинстве случаев их рыночная стоимость при полном извлечении, превосходит стоимость основного металла.

Известно, что богатые редкоземельные месторождения исчерпаны и возникла необходимость вовлекать в производство бедные или труднообогатимые руды. К последним относятся руды кор выветривания, в которых РЗЭ представлены фосфатами РЗЭ (черчитом, рабдофонитом, ксенотимом или монацитом). Одним из таких месторождений является «Кундыбайское», расположенное в Казахстане. Особо следует отметить наиболее важные и ценные отличия технологических свойств Кундыбайских руд по сравнению с рудами других месторождений в СНГ:

- отсутствие радиоактивности в Кундыбайских рудах и соответственно – в получаемых товарных продуктах;
- рыхлый песчано-глинистый гранулометрический состав руд, что позволяет исключить частично дорогостоящие операции их дробления и измельчения;
- необычный состав лантаноидов в рудах с содержанием дефицитного иттрия, европия и других тяжелых лантаноидов.

Переработка труднообогатимых редкоземельных руд требует необходимость применения комбинированных схем, сочетающих процессы гравитационного обогащения, флотации, гидрометаллургии и пирометаллургии, это вызвано тем, что редкоземельные элементы в данных рудах представлены более разнообразными формами и распределены как в глинистой, так и в зернистой частях руды. В этих условиях необходимо изыскивать новые высокоэффективные и конкурентоспособные комбинированные технологии переработки данного вида сырья, позволяющие более полное извлечение из нее полезных составляющих.

1 Анализ способов переработки редкоземельных руд и концентратов

1.1 Обзор минерально-сырьевой базы редкоземельных металлов

Минерально-сырьевая база РЗМ. Основными источниками РЗМ являются минералы бастнезит (фторокарбонат редкоземельных металлов), монацит, лопарит и ионно-абсорбционные руды. Однако в мире имеется лишь небольшое число рентабельных для разработки месторождений этих минералов. Наибольшая часть мировых экономических ресурсов редкоземельных металлов сосредоточена на бастнезитовых месторождениях КНР, доля в мировых 42%. Крупные ресурсы редких земель связаны также с месторождениями монацита в Австралии, Бразилии, КНР, Индии, Малайзии, ЮАР, Шри-Ланке, Таиланде и США. Остальные связаны с месторождениями ксенотима, ионно-абсорбционных руд, лопарита, фосфоритов, апатитов, вторичного монацита, эвдиалита, чералита и с жидкими отходами производства урана. Отметим также, что крупные запасы РЗМ залегают на территории СНГ, в объеме 22 % мировых.

Крупнейшими в мире ресурсами РЗМ обладает Китай. По оценке USGS, по состоянию на 2009 г. в стране было сконцентрировано более 42 % всех мировых запасов редкоземельных металлов. КНР занимает особое положение на рынке РЗМ, которое базируется как на масштабности запасов природного сырья, так и на разнообразии его сортов: здесь залегают бастнезит, монацит и ионно-абсорбционные руды. Основные ресурсы на севере КНР сосредоточены на железо-ниобий-редкоземельных месторождениях во Внутренней Монголии. На юге страны они связаны с запасами бастнезитовых руд в провинциях Сычуань и ионно-абсорбционных руд в провинциях Цзянси и Гуандун.

Крупнейшим мировым источником редкоземельного сырья является месторождение Бауан Обо, на котором залегают основная доля всех природных запасов РЗМ Китая. На этом месторождении в качестве побочного продукта добычи железной руды производятся бастнезитовые концентраты, содержащие преимущественно легкие редкоземельные металлы. Извлекаемые на юге КНР ионно-абсорбционные руды богаты иттрием и тяжелыми лантаноидами.

На втором месте в мире по запасам редкоземельного сырья в настоящее время находится Россия, с долей в мировых запасах 22 %. В России редкие земли залегают на месторождении лопарита на Кольском полуострове [1]. Кроме того, российское Катугинское месторождение содержит руду, богатую иттрием. Перспективными источниками сырья РЗМ в России являются апатитовые концентраты, из которых РЗМ могут быть получены попутно при их переработке на удобрения, руды Томторского месторождения, содержащие кроме РЗМ пятиокись ниобия, а также эвдиалитовые руды месторождения Аллуайв, находящиеся в зоне действия АО "Севредмет" [2].

В апатитовых рудах месторождений Хибинского массива и Селигдарского месторождения в Республике Саха (Якутия) заключена основная доля промышленных запасов РЗМ при количественном соотношении большинства индивидуальных РЗЭ, близком к оптимальному в структуре потребления.

Среди стран СНГ запасы редких земель имеются в Киргизии на месторождении в Ак-Тюзе [3].

В Австралии, имеются крупные запасы РЗМ, заключенные в тяжелых минеральных песках и латеритных почвах. В стране предполагается разработка крупного месторождения Mount Weld, которое является одним из наиболее богатых редкими землями месторождений в мире и содержит монацит, характеризующийся низкой радиоактивностью. Вероятные запасы здесь составляют 1,87 млн т руды, содержащей 18,39% РЗО (344 тыс. т). Кроме того, в стране ведутся активные геологоразведочные работы по РЗМ.

В Индии крупные запасы монацита, заключенные в минеральных песках, залегают в двух южных штатах страны – Керала и Тамилнад. Еще с 1927 г. здесь добывались монацитсодержащие пески и экспортировались из страны по 1947 г., когда их вывоз был запрещен [4].

Запасы монацита на приморских аллювиальных месторождениях Бразилии оцениваются в 42 тыс. т, а на россыпях – в 40 тыс. Приморские источники редких земель сосредоточены в основном в штатах Рио-де-Жанейро (26,7 тыс. т), Баия (10,2 тыс.) и Эспириту-Санту (4,1 тыс.). Россыпные месторождения расположены в штатах Минас-Же-райс (24,4 тыс.), Эспириту-Санту (11,8 тыс.) и Баия (3,5 тыс.).

В Канаде имеются природные запасы редкоземельного сырья в провинциях Саскачеван, Британская Колумбия и Квебек, к которым проявляет интерес ряд геологоразведочных и добывающих компаний.

Крупным месторождением бастнезита в США является Mountain Pass (шт. Калифорния), не разрабатываемое в настоящее время. В стране ведутся геологоразведочные работы в шт. Вайоминг на крупном месторождении Bear Lodge, содержащем все металлы из группы лантаноидов и иттрий.

В Казахстане наиболее перспективными типами месторождений редких земель считаются коры выветривания, редкоземельные и редкометальные штокверки и карбонатиты. Известны два месторождения – Кундыбайское и Акбулакское и целый ряд перспективных проявлений и точек минерализации. Особенностью данных месторождений является локализация остаточной и новообразованной редкоземельной минерализации в корях выветривания первично оруженелых осадочно – метаморфических и интрузивных (гипербазиты) пород. Кора выветривания латеритного типа, как правило, мощная (20-40 м), в разломах до 100-200 м, зонально по строению выделяются (снизу вверх) следующие зоны: дезинтеграции, выщелачивания (гидрослюдисто – каолинитовая), гидролиза (охристо – каолинитовая) и конечного гидролиза (каолинит, гетит, гиббсит). Оруденение в корях выветривания азонально и локализуется над минерализованными зонами коренных пород. Устанавливается только по результатам опробования.

Основные проявления и месторождения редких земель в корях выветривания находятся в Северном Казахстане (Шоккарагай, Новосветловское, Акбулак, Торангалык), Западном Торгае (Кундыбайское) и Улытау (Жанааркалык, Кургасынское и Маятасское рудные поля. Содержание редких земель от сотых до десятых долей процент.

Известны другие проявления редких земель в корях выветривания. Наиболее интересна Степногорская группа проявлений торий - редкоземельной минерализации, выделенная в корях выветривания метаморфических пород (гранито – гнейсы, сланцы) в Ирадырском блоке. Редкоземельная (иттрий) минерализация связана с торитом, установленным как в коренных породах, корях выветривания и рыхлых образованиях. Микрозондовый анализ показал следующий состав (%): ThO_2 – 57,94; SiO_2 – 7,70; Fe_2O_3 – 6,88; CaO – 1,86; P_2O_5 – 3,62; Y_2O_3 – 0,84; U_3O_8 – 0,72; H_2O – 20,25. По совокупности геологических и геохимических признаков возможно выявление крупномасштабных редкоземельных месторождений, что позволило бы вывести Казахстан в мировые лидеры по редкоземельному сырью.

Карбонатитовые проявления известны в Кокшетауском, Ерментауском районах связанные с Дубравским, Красномайским и Барчинским массивами. Представлены кольцевыми структурами ($2,5 \times 1$ км), вмещающими два типа руд – анатит – магнетит - биотит – кальцитовый и кальцит – доломитовый. Редкие земли связаны с анатитом, содержания которых в нем достигают 1,27-1,47 %. Запасы редких земель Дубравского массива составляют 130 тыс. т., в карбонатитах Красномайского – 150 тыс. т.

Запасы редких земель учтены ещё по четырем урановым месторождениям (Меловое, Тасмуран, Тайбагар, Карынтаганское), расположенным в Мангыстауской области. Эти месторождения оригинального сорбобиогенного типа, оруденение которых связано с горизонтами морских олигоценовых глин, обогащенных костным детритом рыб и других организмов. Руды месторождений комплексные, помимо урана и суммы редкоземельных элементов, в них содержится фосфор, скандий и сера. Редкие земли представлены иттриевой и цериевой группами в соотношении 1:2,9 при средних содержаниях суммы TR от 0,155 до 0,204 %. Запасы утверждены. Месторождения не разрабатываются.

Мировая добыча РЗМ. Редкоземельная индустрия подразделяется на горнодобывающий сектор и сектора, связанные с переработкой природного сырья и производством промежуточной и рафинированной продукции, представленной смешанными и разделенными (индивидуальными) редкоземельными металлами.

Для производства концентратов, содержащих 60-70 % смешанных РЗМ, добываемая руда обычно перерабатывается с использованием флотационной технологии и технологии разделения. Из концентратов могут быть получены промежуточные продукты, такие как смешанные хлориды редкоземельных металлов, которые обычно служат отправной точкой в

наиболее простой технологии разделения – экстракции из раствора. Различить и отделить друг от друга лантаноиды весьма трудно. Ввиду сходства металлов разделение первоначально производится на подгруппы, которые затем разъединяются на индивидуальные элементы путем дальнейшей экстракции из раствора. Индивидуальные редкие земли обычно осаждаются в виде оксалатов, которые обжигаются до получения оксидов. Очень высокая чистота оксидов может быть достигнута с помощью применения ионно-обменной технологии.

Обработанные редкоземельные продукты производятся и в ряде других стран Европы. Так, в Австрии базируется один из основных и старейших европейских продуцентов – компания Treibacher Auermet Produktions GmbH (TAU), выпускающая редкоземельные металлы и их оксиды. Сообщалось, что TAU приобрела активы британской компании Meldform Rare Earth Ltd с тем, чтобы расширить свою клиентурную базу. Эстонская компания AS Silmet перерабатывает промежуточное редкоземельное сырье, поставляемое из России.

Добыча в Китае.

Китайская добывающая редкоземельная промышленность исторически подразделялась на два сектора – северный и южный. Северный базировался на бастнезитовых месторождениях в Баотоу (Внутренняя Монголия) и в пров. Сычуань, южный – на месторождениях ионно-абсорбционных руд в провинциях Цзянси и Гуандун. Для обеспечения более равномерного развития отрасли в 2003 г. Национальный комитет экономики и торговли КНР провел реорганизацию редкоземельной индустрии страны (как добывающей, так и перерабатывающей), официально разделив ее на две региональные группы: Northern Rare Earth Group и Southern Rare Earth Group, объединяющие компании соответственно северного и южного секторов. В северной группе лидером являлась Baotou Steel. Группа объединяла 10 крупных компаний, в частности Baotou Rare Earth (Group) Co., Gansu Rare Earths Corp. и Sichuan Rare Earths Group. В южной группе лидировала Aluminium Corp. of China, ее членами являлись также 7 перерабатывающих компаний.

Крупнейшими переработчиками редкоземельного сырья в Китае являются Inner Mongolia HEFA Rare Earth Science & Technology Development Co, Gansu Rare Earth Corp., China Rare Earth Holdings и Yue Long Non-ferrous Metal. Точные данные о числе китайских заводов по производству обработанных редких земель отсутствуют, однако, по оценке аналитиков METALRESEARCH их насчитывается около 100. На ряде предприятий в настоящее время используется гибкий технологический процесс, который позволяет в зависимости от требований рынка переключаться с производства индивидуальных редких земель на выпуск неразделенных продуктов. Некоторые заводы, подобно предприятиям западных продуцентов, имеют возможность распределять сепараторные мощности между отдельными химическими элементами.

Производство в Японии. Помимо стран, добывающих редкие земли, выпуск рафинированных редкоземельных продуктов осуществляют ряд других продуцентов, использующих в своем производстве импортное сырье. Одним из лидеров мировой обрабатывающей редкоземельной промышленности является Япония. В стране производится широкий ассортимент рафинированных редких земель в форме металлов и их соединений.

Основными японскими компаниями, выпускающими рафинированную редкоземельную продукцию с использованием импортных сырьевых материалов, являются: Shin-Etsu Chemicals Co. Ltd, Nippon Yttrium Co. Ltd (70 % Mitsui Mining & Smelting Co Ltd, 30 % Tokin Corp.), Anan Kasei (СП, партнерами которого являются Rhodia и Santoku Metal Industry).

Производство РЗМ в Казахстане. Единственным производителем РЗМ и соединений в Казахстане является ТОО «Иртышская редкоземельная компания» (ИРЗК), созданная в 1999 г. на базе редкоземельного производства Иртышского химико-металлургического завода (пос. Первомайский, Шемонаихинский р-н, Восточно-Казахстанская область). Компания контролируется германской фирмой «Sparky».

Основной продукцией ИРЗК являются соединения церия и лантана. Предприятие импортирует редкоземельное сырье из России и Китая. В дальнейшем существенную часть выпускаемой продукции предприятие экспортирует в Россию, объем поставок находится на уровне 600-800 т. В основном поставляется раствор нитратов РЗМ, который используется в качестве катализатора на нефтехимических заводах России. Другим основным направлением поставок является Япония.

1.2 Анализ способов переработки руд и концентратов редкоземельных металлов

Руды, содержащие минералы РЗЭ, обычно подвергают гравитационному обогащению для выделения тяжелых минералов - монацита, ксенотима, эвксенита и др. Монацит из смеси с другими минералами выделяют сочетанием электромагнитного и электростатических методов. Для индийского монацита применяют также флотацию

Флотацию обычно применяют в сочетании с другими методами. Рекомендуемые собиратели при флотации – карбоновые кислоты и мыла (рН 8-9, расход около 1 кг/т), амины, алкилгидроксамовые кислоты, ИМ-50, калиевый октилгидроксамат (рН 5-9,3, расход 100-500 г/т); регуляторы – сода, жидкое стекло, кремнефтористый натрий, лигносульфонат аммония и др [6].

При использовании собирателей типа алкилгидроксамовых кислот реагенты – соду (1 кг/т), жидкое стекло (100-200 г/т), собиратель-целесообразно дозировать в операцию перемешивания пульпы перед

основной редкоземельной (монацит, ксенотим и др.) флотацией, а концентрат основной флотации перед перечистками пропаривать при 85-90 °С с содой (1-1,5 кг/т), ОП-10 (50-150 г/т) и жидким стеклом (10-100 г/т) для подавления кварц-хлорит-серицитовый породы [7].

При обогащении тонковкрапленных руд (90 % -44 мкм) с железосодержащими минералами целесообразна в начале коллективная флотация солеобразных (редкоземельных и Са-, Ва-содержащих) минералов карбоновыми кислотами, затем, после сгущения для отмывки реагентов, селективная флотация редкоземельных минералов (бастнезит, монацит) алкилгидроксамовыми кислотами в содовой среде с жидким стеклом и кремнефтористым натрием [8]. Флотационный концентрат содержит 85 % $\sum \text{TR}_2\text{O}_3$.

При обогащении крупновкрапленных руд (80% -0,15 мм) с кальцит-баритовой породой селективную флотацию бастнезита рекомендуется проводить при подавлении пустой породы лигносульфонатом (2,5-3,3 кг/т) и использовании в качестве регуляторов соды (2,5-3,3 кг/т) и кремнефтористого натрия (0,4 кг/т). Перемешивание пульпы с регуляторами до подачи собирателя – при подогреве паром. В качестве собирателя бастнезита используют дистиллированное талловое масло (0,3 кг/т) при pH 8,8 либо калиевый октилгидроксамат (50% гидроксамовой кислоты и 50 % соли, 0,3 кг/т) при pH 5-9. После четырех перечисток концентрат содержит 60-65 % $\sum \text{TR}_2\text{O}_3$ при извлечении 65-70 %.

При флотационном отделении монацита от циркона, ильменита и граната рекомендуется обратная флотация в солянокислой среде в присутствии фтористого натрия с использованием в качестве собирателя водного раствора ацетатов аминов $\text{C}_8\text{-C}_{18}$ и дозировкой нитратов железа [9]. Монацит получают в виде камерного продукта. Возможна прямая флотация монацита от циркона, ильменита и граната; собиратель олеиновая кислота в виде эмульсии, подавитель серная и фосфорная кислоты.

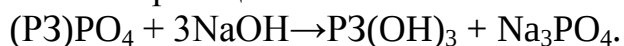
При обогащении комплексных сульфидно-окисленных монацитсодержащих руд монацит флотируют аминами в кислой среде из концентрата гравитационной хвостов сульфидного цикла, подавляя вольфрамит крахмалом.

При обогащении коренных монацитовых руд монацит эффективно флотируется олеиновой кислотой при pH 8,5 в содовой среде при подавлении пустой породы жидким стеклом; сульфиды, при необходимости, удаляются флотацией перед флотацией монацита. Расход собирателя 1,8 кг/т, подавителя – до 1,5 кг/т. После двукратной перечистки с дозировкой жидкого стекла (до 1 кг/т) конечный концентрат содержит около 50 % $\sum \text{TR}_2\text{O}_3 + \text{ThO}_2$.

Химическая переработка рудных концентратов включает выщелачивание, отделение радиоактивных примесей, выделение химических концентратов РЗЭ (загрязненные оксиды, оксалаты, фториды, хлориды, сульфаты и др.), разделение самих РЗЭ и получение металлов. Для выщелачивания применяют кислоты или щелочь [10].

Щелочная переработка монацита и ксенотима часто проводится в автоклавах при 140-150°C с использованием 70 %-ного раствора NaOH. Осажденные гидроксиды Th, U и РЗЭ растворяют в соляной или азотной кислоте, частичной нейтрализацией раствора вновь осаждают гидроксиды Th и U, а полной нейтрализацией - гидроксиды РЗЭ. Раствор хлоридов РЗЭ после осаждения Th и U иногда выпаривают с выделением концентрата или направляют на разделение РЗЭ.

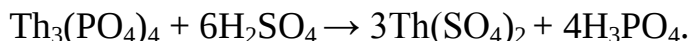
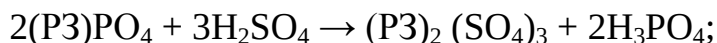
В основе процесса разложения монацитовых концентратов растворами щелочи лежит реакция:



Монацит разлагается достаточно полно при условии тонкого измельчения концентрата (96,5 % класса – 0, 044 мм), применении 45 %-ного раствора NaOH в количестве 1,5 кг NaOH на 1 кг монацита и обработке при 140 °С в течение 3 ч. Повышение температуры разложения до 200 °С приводит к практически полному вскрытию, но получаемые при этом осадки гидроокисей трудней растворяются в кислоте, что, вероятно, объясняется частичной их дегидратацией. Высокий расход реагента-основной недостаток способа вскрытия монацита едким натром

Кислотный способ переработки монацита предусматривает сульфатизацию избытком концентрированной H₂SO₄ при 200-250 °С, выщелачивание растворимых сульфатов Th и РЗЭ водой, осаждение Th и последующее осаждение РЗЭ в виде комплексных солей действием Na₂SO₄ (осаждаются РЗЭ цериевой группы) или в виде оксалатов действием щавелевой кислоты. Комплексные сульфаты обрабатывают раствором NaOH, а затем растворяют в соляной кислоте.

Основные реакции разложения концентрата крепкой серной кислотой с последующим выщелачиванием водой сульфатов РЗЭ и тория:



После окончания разложения полученную пастообразную массу выщелачивают в стальных освинцованных аппаратах холодной водой для перевода в раствор сульфатов РЗЭ и тория. Нерастворимый остаток содержит двуокись кремния, циркон, касситерит и непрореагировавший монацит, а также радиоактивные продукты распада урана. Растворы содержат РЗЭ, торий, фосфорную кислоту, примеси титана, железа и др. Пульпу фильтруют через слой древесных опилок из-за присутствия коллоидной кремневой кислоты. В фильтрате обычно содержится один из продуктов распада тория – мезоторий (изотоп радия). Для его выделения в раствор добавляют хлористый барий. Образующийся BaSO₄ служит носителем, с которым соосаждается изоморфный с ним сульфат радия.

Различные технологические схемы сернокислотного способа переработки монацитовых концентратов отличаются одна от другой вариантами выделения из сернокислого раствора ториевого концентрата и концентрата РЗЭ. Наиболее распространен способ ступенчатой нейтрализации растворов с осаждением фосфатов тория и РЗЭ, основанный на различии значений рН выделения фосфатов тория и фосфатов лантаноидов. После нейтрализации разбавленными растворами аммиака до $\text{pH} = 1$ и нагревания до кипения около 99 % тория выделяется в виде малорастворимого пирофосфата тория $\text{ThP}_2\text{O}_7 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. Раствор после отделения осадка фосфата тория далее нейтрализуют аммиаком до $\text{pH} = 2,3$. При этом большая часть РЗЭ осаждается в составе кислых фосфатов типа $(\text{РЗ})_2(\text{HPO}_4)_3$. После отстаивания и фильтрации осадок направляют на операции получения чистых соединений РЗЭ.

Бастнезитовые концентраты выщелачивают соляной кислотой, из нерастворимого остатка выделяют цериевый концентрат, а раствор используют для получения индивидуальных РЗЭ.

Апатитовые концентраты разлагают концентрированной HNO_3 , [11] добавлением в раствор NaNO_3 осаждают SiO_2 и Na_2SiF_6 , частичной нейтрализацией раствора аммиаком осаждают фосфаты РЗЭ [12, 13, 14].

Лопаритовые, бастнезитовые и эвксенитовые концентраты перерабатывают также хлорированием. Их брикетируют с коксом и обрабатывают Cl_2 при $800\text{--}1200^\circ\text{C}$, нелетучие хлориды используют для получения мишметалла (сплава РЗЭ) или растворяют в воде и направляют на разделение РЗЭ.

Разделение РЗЭ. Для разделения РЗЭ и очистки их от примесей применяют осадительные методы, селективное окисление или восстановление, ионообменную сорбцию и жидкостную экстракцию [15, 16, 17]. Вследствие близости свойств лантаноидов их разделение – сложная задача. Применявшиеся ранее способы были основаны главным образом на различии в растворимости соединений лантаноидов. В результате большого числа дробных кристаллизаций или осаджений (иногда достигавших несколько тысяч) получали отдельные элементы большей или меньшей степени чистоты. Для отделения некоторых элементов использовали способность их окисляться до четырехвалентного состояния (Ce, Pr, Tb) или восстанавливаться до валентности $2+$ (Sm, Eu, Yb).

Окисление церия до четырехвалентного состояния применяют для отделения его от других лантаноидов. Церий легко окисляется кислородом в процессе сушки смеси гидроксидов РЗЭ на воздухе при $120\text{--}130^\circ\text{C}$ или при пропускании воздуха через нагретую суспензию гидроксидов. Применяют также другие окислители: хлор, пероксид водорода. Восстановление до двухвалентного состояния применяют для отделения самария, европия и иттербия из обогащенных ими фракций. Ионы Sm^{2+} , Eu^{2+} , Yb^{2+} проявляют сходство с ионами стронция и бария. Так, их сульфаты мало растворимы в

отличие от сульфатов лантаноидов (3+). В качестве восстановителей используют цинк, амальгаму цинка, амальгаму натрия.

Классические методы дробной кристаллизации и осаждения иногда используются в настоящее время на начальных стадиях группового разделения РЗЭ. Осадительные методы (выделение гидроксидов, оксалатов и др.) используют для очистки при получении концентратов РЗЭ, селективное окисление - для отделения Се, реже - Pr и Tb, селективное восстановление - для отделения Eu (обычно в виде нерастворимого EuSO_4), реже - Sm и Yb.

Основной метод получения чистых РЗЭ в начале 50-х гг. - ионообменная сорбция, с середины 60-х гг. - экстракция. Сорбцию сначала использовали в периодическом варианте, а впоследствии для получения концентратов стали применять и непрерывные методы сорбционного разделения. Коэффициент разделения соседних РЗЭ обычно не превышает 1,5-3,0.

Экстракционные методы более производительны и менее громоздки. Для разделения используют трибутилфосфат (коэффициент разделения соседних РЗЭ 1,3-1,6 в HNO_3), ди-(2-этилгексил)-фосфорную кислоту (коэффициент разделения 1,6-3,2 в HCl), другие алкилфосфаты. Перспективно применение карбоновых кислот и аминов. Используют экстракционные каскады с десятками ступеней разделения.

Получение металлов. Мишметалл получают электролизом расплава безводных хлоридов РЗЭ в присутствии хлоридов щелочных металлов при 800-900°C в стальных аппаратах, стенки которых служат катодом, а графитовые стержни - анодом.

В последние годы разработан литиетермический способ восстановления РЗМ из хлоридов. Метод используют для получения тяжелых РЗМ, иттрия, имеющих высокие точки кипения. Все щелочные металлы восстанавливают РЗМ из их хлоридов, однако литий обладает преимуществом по сравнению с натрием и калием - более высокой температурой кипения (у лития, натрия и калия равны 1370, 833 и 760°C соответственно). Полное восстановление хлоридов литием проходит при 800-1000°C. При этом тяжелые РЗМ и иттрий находятся в твердом состоянии, что является преимуществом по сравнению с кальциетермическим способом. Поскольку LiCl плавится при 614°C, его можно удалить сливом, с последующей вакуумной сепарацией, оставшегося в губчатом металле хлорида. Возможны различные варианты литиетермического восстановления хлоридов РЗМ. Для получения металла технической чистоты применяют способ прямого взаимодействия жидкого лития с двойной солью $3\text{KCl} \cdot \text{LnCl}_3$ (соли с YCl_3 , TbCl_3 и LnCl_3 имеют точки плавления 780, 825, 810 и 816 °C соответственно). Двойной хлорид в виде кусков помещают в ниобиевый стакан, устанавливаемый в стальной реактор. Герметизированный реактор вакуумируют и заполняют аргоном. Реактор нагревают до 200 °C, затем из бачка-плавильника в реактор подают жидкий литий. Вследствие экзотермичности реакции происходит разогрев реагирующих веществ до

700°C. Образующийся жидкий LiCl с помощью вакуумного сифона сливают в изложницу. Оставшийся хлорид (~ 20 %) удаляют вакуумной сепарацией. После охлаждения реторты во избежание возгорания губки РЗМ выдерживают в атмосфере технического аргона для пассивирования поверхности (образование пленки оксида в результате взаимодействия с примесью кислорода в аргоне).

Известен также способ сернокислотного выщелачивания радиоактивных, редких и редкоземельных элементов обработкой золы раствором серной кислоты с добавкой в раствор хлорида натрия в количестве 0,5-25 г/дм³ для интенсификации процесса [18]. Процесс проводят при концентрации серной кислоты 50-300 г/л при соотношении Т : Ж = 1 : 4-10 и температуре от 18 до 90 °С. Извлечение может быть осуществлено в реакторе с мешалкой за время 1-6 часов или в режиме кучного выщелачивания. В последнем случае температуру процесса поддерживают в пределах 18-40 °С.

Предложен способ [19] извлечения редкоземельных и радиоактивных металлов из окисленного технологически упорного сырья, в частности из золошлаковых отходов от сжигания углей, согласно которому приготавливают пульпу из золошлаковых отходов и раствора серной кислоты, затем подвергают пульпу обработке в катодной зоне электролизера в условиях, поддерживающих выделение на катоде водорода. При осуществлении способа проводят приготовление пульпы с соотношением Т:Ж = 1:(5-10) и используют раствор серной кислоты концентрации 50-30 г/л, электровыщелачивание проводят в течение 0,25-1,5 ч при катодной плотности тока 0,5-5,0 мА/см².

В России разработан способ извлечения редкоземельных металлов и иттрия из углей и золошлаковых отходов от их сжигания [20]. Данный способ включает кислотное выщелачивание азотной кислотой и экстракцию редкоземельных металлов и иттрия из растворов трибутилфосфатом. Использование азотной кислоты для выщелачивания золошлаковых отходов является наиболее рентабельным, так как дает возможность использования универсального, высокоселективного к редкоземельным металлам и широко используемого на практике процесса извлечения РЗМ трибутилфосфатом (ТБФ). Этот процесс хорошо изучен и может быть использован для селективного отделения РЗМ от большинства элементов. Реэкстракция солей металлов и регенерация экстрагента не представляет большой сложности и осуществляется водой.

Разработан электролиз смеси фторидов РЗЭ, расплавов соединений РЗЭ с жидким металлическим катодом (Zn, Cd), водных растворов с ртутным катодом. Индивидуальные РЗЭ получают металлотермическим восстановлением их фторидов (кроме Sm, Eu, Tm и Yb, которые производят восстановлением оксидов) или хлоридов. Восстановители - Ca, реже Li или Mg, а также мишметалл, Na, Ce и другие РЗЭ. Металлы рафинируют вакуумной переплавкой.

Применение. Все без исключения РЗЭ проявляют высокое сродство к неметаллам (O, S, N, C, P, H), обычно присутствующим в черных металлах. Поэтому РЗЭ применяют в качестве эффективных раскислителей и десульфураторов различных сталей и сплавов. Большое значение для этих целей приобрели церий и мишметалл (сплав церия и металлов цериевой подгруппы с небольшим – до 5%- содержанием железа). Добавки мишметалла благоприятно влияют на структуру, жидкотекучесть, обрабатываемость стали, повышают устойчивость к окислению, прочность. Введение 0,15 % Се существенно повышает механические свойства чугуна. Однако главное значение РЗЭ для цветной металлургии определяется использованием их в различных сплавах. Легкие сплавы на основе алюминия, легированные церием, применяются для изготовления поршней авиационных двигателей. Жаропрочные магниевые сплавы с редкоземельными металлами применяют для отливки деталей сверхзвуковых реактивных самолетов, управляемых снарядов и оболочек искусственных спутников Земли. Введение 0,5-6 % Pr, Gd или Eu в хром значительно повышает стойкость сплава к окислению. РЗЭ приобрели, большое значение в производстве стекла, керамических и абразивных материалов. Смесь фторидов РЗЭ - добавки в угольные электроды. Значительное количество РЗЭ используют в виде концентратов. Так, добавки концентратов с CeO_2 вводят в шихту для обесцвечивания оптических стекол, концентраты La, Pr и Nd используют для получения бесцериевого мишметалла (для легирования цветных металлов), как добавку к BaTiO_3 . Концентрат Pr и Nd (неодим) вводят в состав стекол для защиты глаз при сварке, для получения легирующих добавок к сплавам Mg. Концентрат с преимущественным содержанием Pr применяют для окрашивания цирконовой керамики, Nd - для окрашивания стекол в фиолетовый цвет, Sm - для производства постоянных магнитов на основе SmCo_5 . Соединения RNi_5 (R-мишметалл или La) перспективны как абсорбенты H_2 , катализаторы гидрирования, средства для очистки H_2 и др.; RFe_2 , сплавы R-Fe-B - перспективные магнитные материалы.

Металлический иттрий применяется в ядерной технике – является конструкционным материалом для атомных реакторов. St, La и Y могут служить разбавителями для окисных топливных материалов атомных реакторов. В рентгеновских аппаратах применяется радиоактивный изотоп тулия Tl^{170} являющийся γ -излучателем. С этой же целью может быть использован и Eu^{155} . Практическое значение приобрели также изотопы Sm и Y. Широкое применение РЗЭ нашли в электро-, радиотехнике и электронике. Соединения РЗЭ нашли применение как активаторы или основа для люминофоров в люминесцентных лампах и ртутных лампах высокого давления. Рынки сбыта РЗМ (таблица 1) с точки зрения потребляемой продукции подразделяются на два сегмента. Первый – это сферы, требующие использования неразделенных элементов: производство стекла,

нефтепереработка и нефтехимия, металлургия, производство мишметалла [21].

Таблица 1.1 – Сферы потребления РЗМ

Сферы потребления	Объем потребления в 2005 г., тыс. т	Среднегодовой прирост в 2001-2005 гг., %
Катализаторы	28,5	3-5
Стекольная промышленность	24,0	3-5
Металлургия	16,0	8-10
Магниты	18,0	17-22
Керамика	3,5	13-15
Люминофоры	6,5	7-8
Прочее	3,5	7-9
Всего	100,0	6-9

Второй – сферы промышленности, использующие разделенные (индивидуальные) элементы: производство каталитических фильтров – нейтрализаторов выхлопных газов автомобилей (церий), магнитов (самарий и неодим), люминофоров керамических конденсаторов (лантан, неодим), электроники, выращивания кристаллов и для многих других целей (иттрий, европий, диспрозий, эрбий, тербий и гадолиний). Причем ежегодный рост потребления индивидуальных редких земель (до 25 % в год) значительно опережает рост потребления неразделенных РЗМ (3-5 %).

На основе РЗМ сегодня развиваются высокотехнологичные современные производства электронной и радиотехнической продукции, приборостроения, полупроводниковых материалов, используемых в ядерной энергетике, композиционных материалах [22]. В металлургии они используются для получения особых сортов чугуна, сталей и сплавов цветных металлов (добавки РЗМ повышают качество металлургической продукции, улучшают ее свойства, в частности ударопрочность, вязкость и коррозионную стойкость). Такие материалы находят применение в первую очередь в военно-промышленной и авиационно-космической отраслях, поэтому РЗМ имеют стратегическое значение для государства.

2 Исследование форм нахождения редкоземельных элементов в пробе исследуемой руды коры выветривания месторождения «Кундыбай» (минералогический, химический, рентгенофазовый и другие методы анализа)

2.1 Разделка исходной пробы руды коры выветривания (перемешивание, классификация, квартование и отбор пробы на исследования)

Для исследования взята редкоземельная руда месторождения Кундыбай исходной крупности $-80+0,0$ мм и весом 220 кг. Прежде чем приступить к разделке данной пробы ее подсушивали до воздушно-сухого состояния.

Высушенную руду перемешивали, сокращали, измельчали и дробили с целью отбора проб на следующие виды анализов (опытов): ситовой, седиментационный, минералогический, фракционный и анализ на гравитационную обогатимость.

Схема разделки пробы исходной крупности $80-0,0$ мм на ситовой и седиментационный анализ представлена на рисунке 2.1.

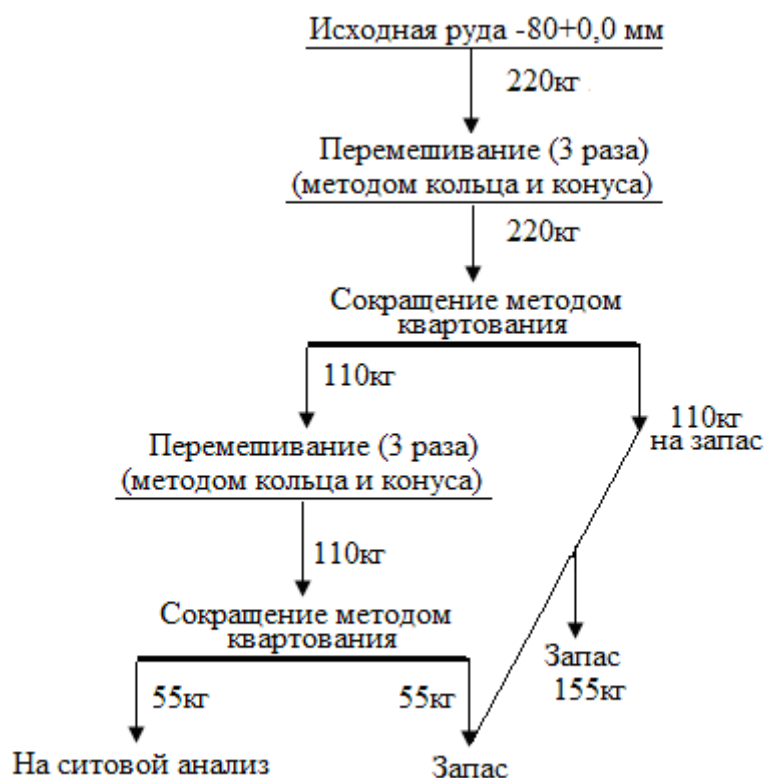


Рисунок 2.1– Схема отбора пробы исходной крупности $80-0,0$ мм на ситовой и седиментационный анализ

Согласно рисунку 2.1 пробу исходной руды крупностью $-80+0,0$ мм перемешивали три раза методом кольца и конуса. Перемешенную руду

сокращали методом квартования на две равные части весом 110 кг, одну из этих частей откладывали в запас. Вторая часть весом 110 кг перемешивалась и сокращалась с получением двух равных частей весом 55 кг каждая. Одну часть откладывали в запас, а на второй выполнялся ситовой и седиментационный анализы. Остатки объединяли и вес запаса составил 155 кг.

Результаты ситового анализа исходной руды показали низкое содержание и извлечение редкоземельных элементов в классы крупности крупнее 2,5 мм. Выделение данных классов с целью отдельного обогащения является нецелесообразным. В связи с этим оставшуюся часть пробы было решено продробить и измельчить до крупности 2,5 мм

Схема разделки пробы исходной руды дробленой до 2,5 мм представлена на рисунке 2.2.

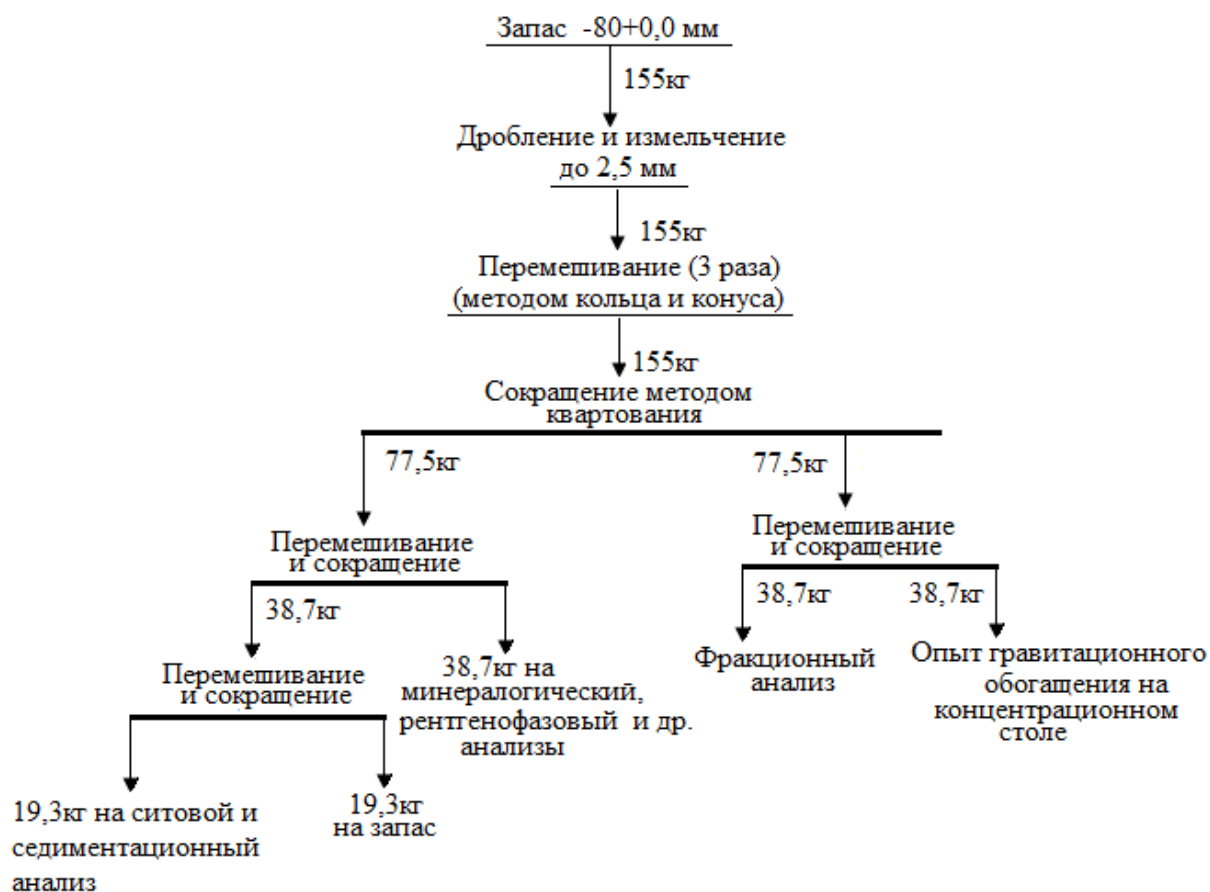


Рисунок 2.2– Схема разделки исходной руды дробленной и измельченной до 2,5 мм

Согласно рисунку 2.2 остаток пробы исходной руды весом 155 кг дробился и измельчался до крупности 2,5 мм. Полученный продукт крупностью 2,5-0,0 мм перемешивался и сокращался методом квартования на две части весом 77,5 кг каждая. Одну часть весом 77,5 кг, перемешивали и сокращали на две равные части весом 38,7 кг. Одна часть пробы

подвергалась фракционному анализу. Вторая часть подвергалась гравитационному обогащению на концентрационном столе. Вторую часть весом 77,5 кг, повторно перемешивали и сокращали на две части весом 38,7 кг каждая. Одну часть брали на минералогический, рентгенофазовый и др. анализы, другую часть перемешивали и сокращали на две части весом 19,3 кг. Одну часть брали на ситовой и седиментационный анализы, другую отложили в запас.

2.2 Изучение форм нахождения редкоземельных металлов в рудах. Определение химического, и фазового составов руды коры выветривания месторождения «Кундыбай»

Редкие земли распределяются в коре выветривания между тремя группами минеральных образований: во-первых, входят изоморфно в состав реликтовых эндогенных породообразующих минералов - граната, апатита, ортита и др., во-вторых, концентрируются в собственных новообразованных гипергенных минералах - черчите, иттрорабдофаните и неодимовом бастнезите, в третьих - адсорбируются гипергенными коллоидальными минералами - каолинитом, гидроксидами железа и др. Установлено, что наиболее богатые концентрации собственных редкоземельных минералов, среди которых подавляющий объем приходится на черчит тяготеют к зоне структурных каолинов и, особенно к ее нижней половине. Здесь определено, что от 50 до 90 % редких земель связано в форме самостоятельных новообразованных минералов.

Рудная минерализация представлена 4-мя собственными гипергенными минералами редких земель. Кроме того, обнаружены три новые разновидности редкоземельных минералов – иттрорабдофанит, неодимовый бастнезит и пока не идентифицированный «гидрофосфат Р39». Сопоставление состава лантаноидов показывает весьма необычную ассоциацию лантаноидов, причем, в основном рудном минерале месторождения – черчите явственно проступают такие специфичные и весьма ценные черчиты, как необычайно высокое содержание редких земель иттриевой подгруппы, а также чрезвычайно большое содержание европия (2 %), не имеющее аналогов в черчитах других месторождений, а также в рудах других типов промышленных месторождений редких земель (таблица 2.1, 2.2).

Таблица 2.1 – Химический состав черчита

Элементы	Содержание, %	Элементы	Содержание, %
SiO ₂	3,75	MgO	Сл.
TiO ₂	н/о	CaO	<0,1
Al ₂ O ₃	0,81	P ₂ O ₅	30,0
Fe ₂ O ₃	0,68	N ₂ O [±]	16,48

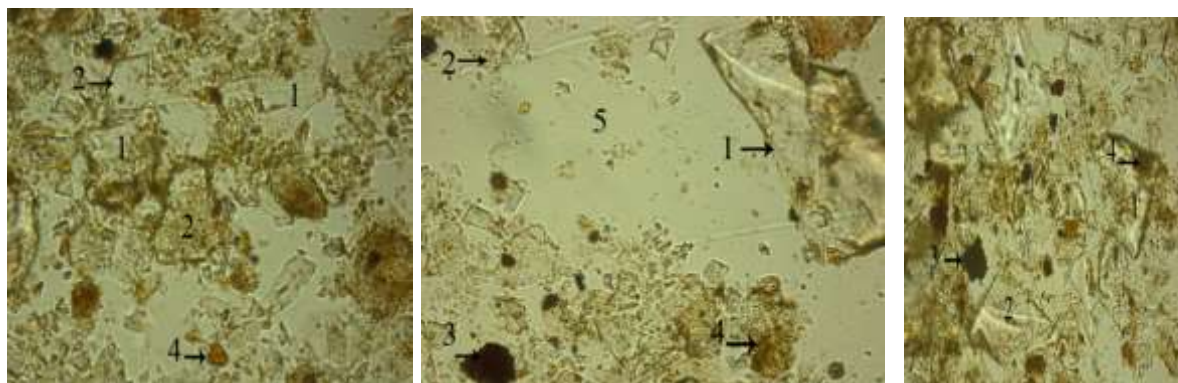
Sc ₂ O ₃	0,1	Сумма	99,78
TR ₂ O ₃	47,92		
Из них Y ₂ O ₃	27,0		

В качестве ценных попутных компонентов из руд Кундыбайского месторождения извлекаются ильменит, рутил и лейкоксен в количестве нескольких килограммов на 1 м руды, а хвосты обогащения представляют хорошее сырье для изготовления строительных материалов, включая ситалловые изделия.

Таблица 2.2 – Состав лантаноидов (без иттрия) черчита

Элементы	Содержание, %	Элементы	Содержание, %
La	2.0	Tb	3.1
Ce	0.9	Dy	18.2
Pr	1.0	Ho	5.8
Nd	4.2	Er	15.8
Sm	5.8	Tu	3.1
Eu	2.1	Yb	17.4
Gd	17.2	Lu	3.4

Минералогическое исследование пробы проводилось под микроскопом OLYMPUS при увеличении 400х, а также под микроскопом МИН-8 при увеличении 320х. При увеличении 400х под микроскопом OLYMPUS были изготовлены фотоснимки пробы исходной руды в проходящем свете в иммерсионной среде (рисунок 2.3).



1 – кварц, 2 - олигоклаз, 3 – гематит, 4 - гидроокислы железа,
5 - иммерсионная среда

Рисунок 2.3 – Микрофотографии пробы исходной руды
Кундыбайского месторождения, увеличение 400х

Минералогический состав пробы следующий:

- кварц SiO_2 - бесцветный, анизотропный с показателем преломления $N \sim 1,540$;
- олигоклаз KAlSi_3O_8 - бесцветный, анизотропный, форма зерен характерная для минералов группы полевых шпатов, двуосный отрицательный $2V(-)$, показатель преломления $N \sim 1,560$;
- кальцит CaCO_3 - бесцветный, двупреломление высокое, одноосный отрицательный $O(-)$, в пробе его небольшое количество;
- гематит Fe_2O_3 - в проходящем свете красный с высоким показателем преломления (немного);
- гидроокислы железа (гётит) HFeO_2 присутствует как в виде тонкодисперсной присыпки на зернах других минералов, а также в виде зерен гетита бурого цвета;
- предположительно мусковит $\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$ присутствует в виде тонкодисперсного порошка на зернах кварца и полевого шпата;
- предположительно каолинит $\text{Al}_4\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$ - в виде тонкодисперсного порошка, слегка окрашенного гидроокислами железа.

Рентгенофазовый анализ исходной руды проводился на дифрактометре D8 Advance (BRUKER), α -Cu, напряжение на трубке 40/40. Обработка полученных данных дифрактограмм и расчет межплоскостных расстояний проводились с помощью программного обеспечения EVA. Расшифровка проб и поиск фаз проводились с помощью программы Search/match с использованием Базы данных карточек ASTM. Ошибка полуколичественного анализа составляет $\pm 5\%$. Результаты рентгенофазового анализа представлены в таблице 2.3, а дифрактограмма исходной руды на рисунке 2.4.

Таблица 2.3 – Результаты рентгенофазового анализа исходной руды

Название	Формула	%
Quartz, syn	SiO_2	30.6
Illite-2M2, glycolated	$(\text{K}, \text{H}_3\text{O})\text{Al}_2(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH})_2 \cdot x\text{H}_2\text{O}$	42.5
Kaolinite-1A	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	21.2
Giniite, ferrian, syn	$\text{Fe}_5(\text{PO}_4)_4(\text{OH})_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	2.5
Iron Titanium Oxide	FeTiO_3	1.7
Wollastonite	CaSiO_3	0.9
Titanium Oxide	TiO_2	0.7
Lanthanum Carbide	LaC_2	
Fluocerite-(Ce), syn	CeF_3	
Yttrium Oxide	Y_2O_3	

Рентгенофлуоресцентный анализ проводился с использованием рентгенофлуоресцентного волнодисперсионного комбинированного спектрометра Axios PANalytical B.V. Результаты рентгенофлуоресцентного анализа представлены в таблице 2.4.

N47

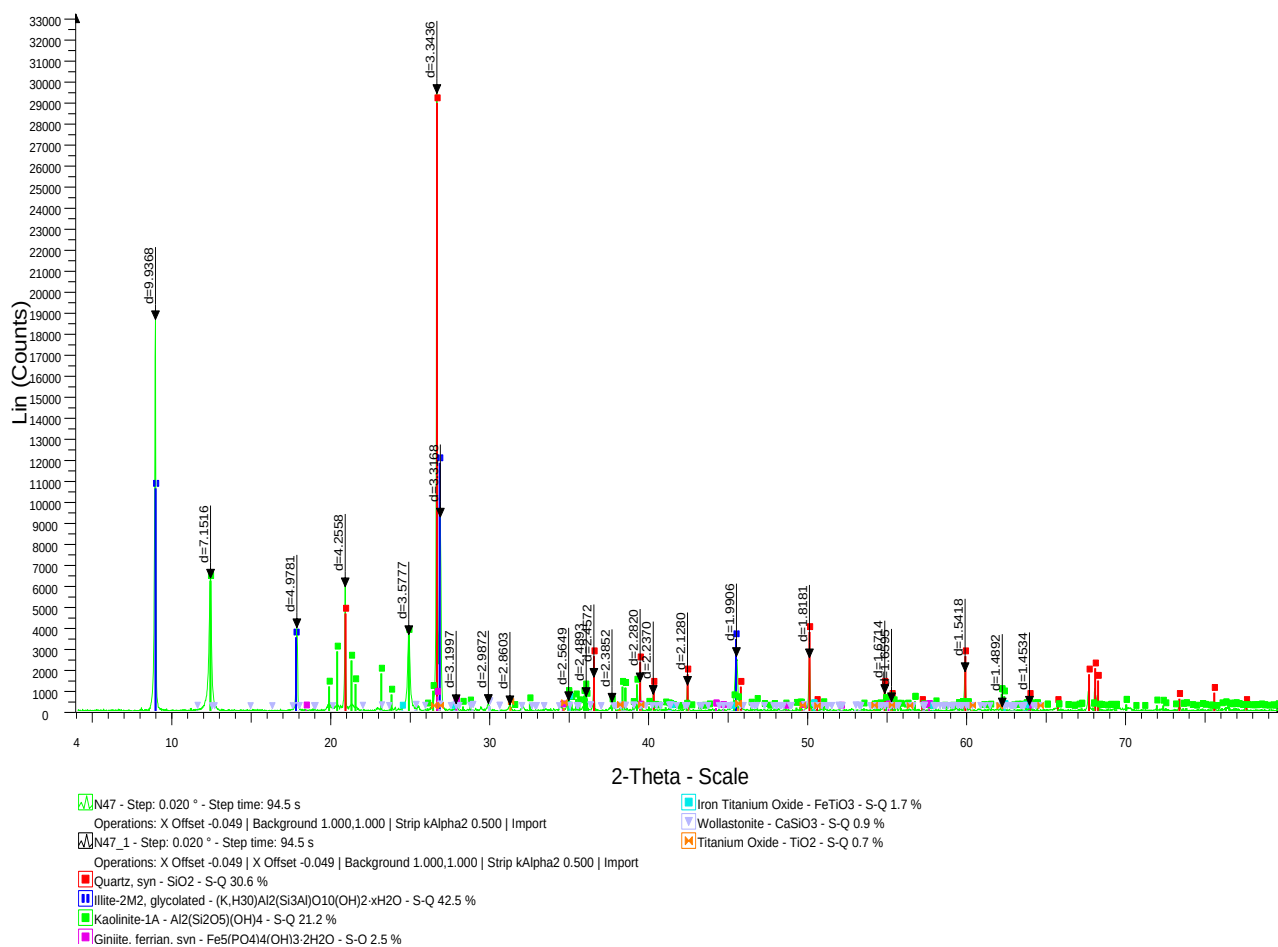


Рисунок 2.4 – Дифрактограмма исходной руды Кундыбайского месторождения

Таблица 2.4 – Результаты рентгенофлуоресцентного анализа исходной руды

Компоне нт	Содержан ие, %	Компонен т	Содержан ие, %	Компон ент	Содержан ие, %	Компон ент	Содержан ие, %
O	0.029	SO ₃	0.152	V	0.017	Ga	0.002
Na ₂ O	0.269	Cl	0.049	Cr	0.028	Rb	0.005
MgO	0.472	K ₂ O	2.215	Mn	0.265	Sr	0.005
Al ₂ O ₃	24.703	CaO	0.559	Fe ₂ O ₃	3.288	Zr	0.007
SiO ₂	51.972	Sc	0.004	Cu	0.009	Tl	0.003
P ₂ O ₅	0.122	Ti	0.434	Zn	0.006	Pb	0.0007

Анализ руды методом инфракрасной спектроскопии проводился с использованием ИК-Фурье спектрометра «Avatar 370». Спектр получен в спектральном диапазоне (4000-250) см⁻¹ от препарата в виде суспензии на вазелиновом масле в окнах KRS-5. В качестве спектра сравнения снят спектр

вазелинового масла. Приставка для эксперимента: Transmission E.S.P.
Инфракрасный спектр пробы исходной руды представлен на рисунке 2.5.

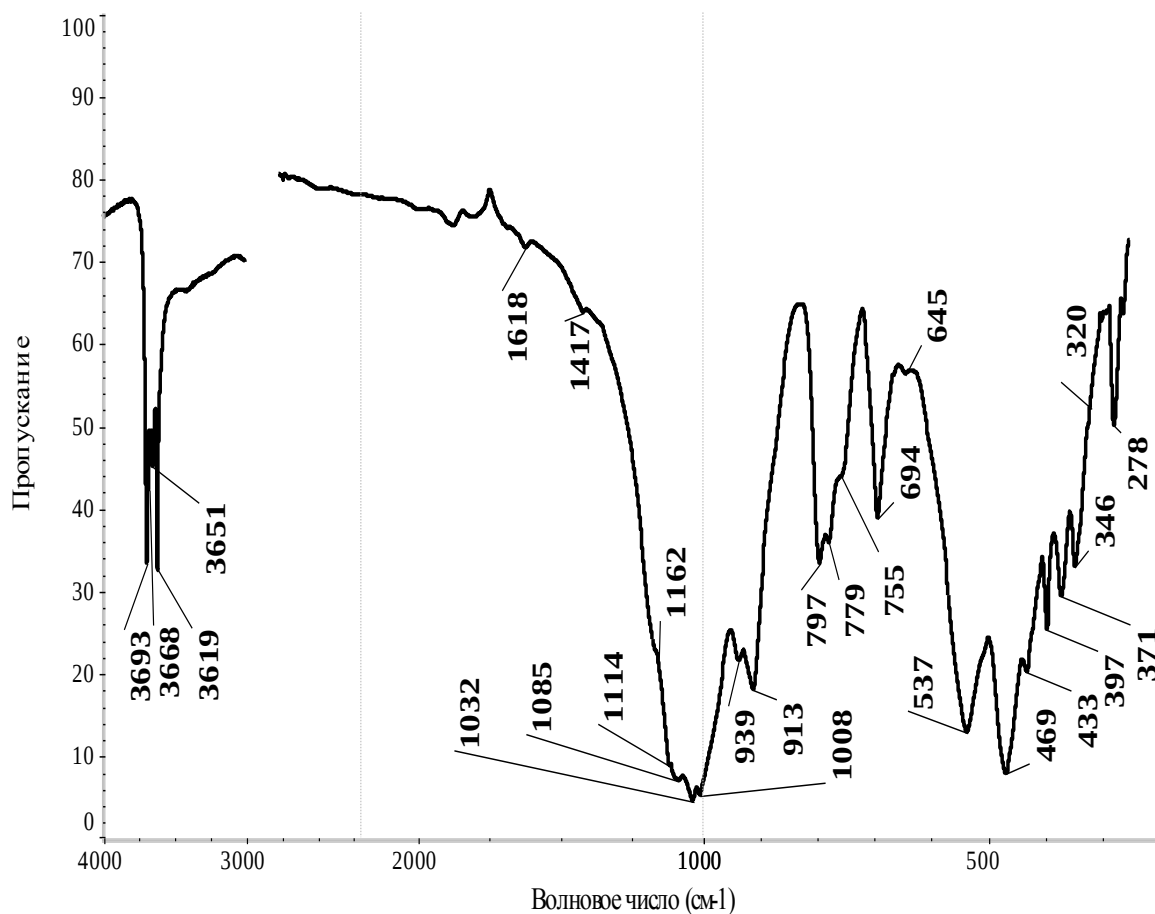


Рисунок 2.5 – Инфракрасный спектр исходной руды

По результатам ИКС-анализа в пробе руды содержатся следующие основные минералы:

- каолинит - $\text{Al}_4[(\text{OH})_8 | \text{Si}_4\text{O}_{10}]$ – 3693, 3668, 3651, 3619, 1618, 1114, 1032, 1008, 939, 913, 755, 694, 537, 469, 433 cm^{-1} [23, 24];
- кварц $\alpha\text{-SiO}_2$ – 1085, 797, 779, 694, 469, 397, 371 cm^{-1} [25, 26];
- анортит $\text{Ca}[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8]$ – 1162, 1085, 755, 469, 433 cm^{-1} [25];
- альбит $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ – 1162, 645 cm^{-1} [25].

Возможно, присутствуют:

- кальцит CaCO_3 – 1417 cm^{-1} [25];
- мусковит $\text{KAl}_2[(\text{OH},\text{F})_2 | \text{AlSi}_3\text{O}_{10}]$ – 3619, 1032, 755, 537, 433 cm^{-1} [25];
- рутил TiO_2 – 397, 346, 278 cm^{-1} [27, 28];
- ильменит FeTiO_3 – 397, 320, 278 cm^{-1} [27].

В длинноволновой области в диапазоне 400-300 cm^{-1} проявляются валентные колебания $\text{Fe}^{3+} - \text{O}$ (в силикатах, карбонатах) [22].

В результате математической обработки спектра (вторая производная) получена кривая, участок которой в диапазоне $900\text{--}250\text{ см}^{-1}$ приведён на рисунке 2.6.

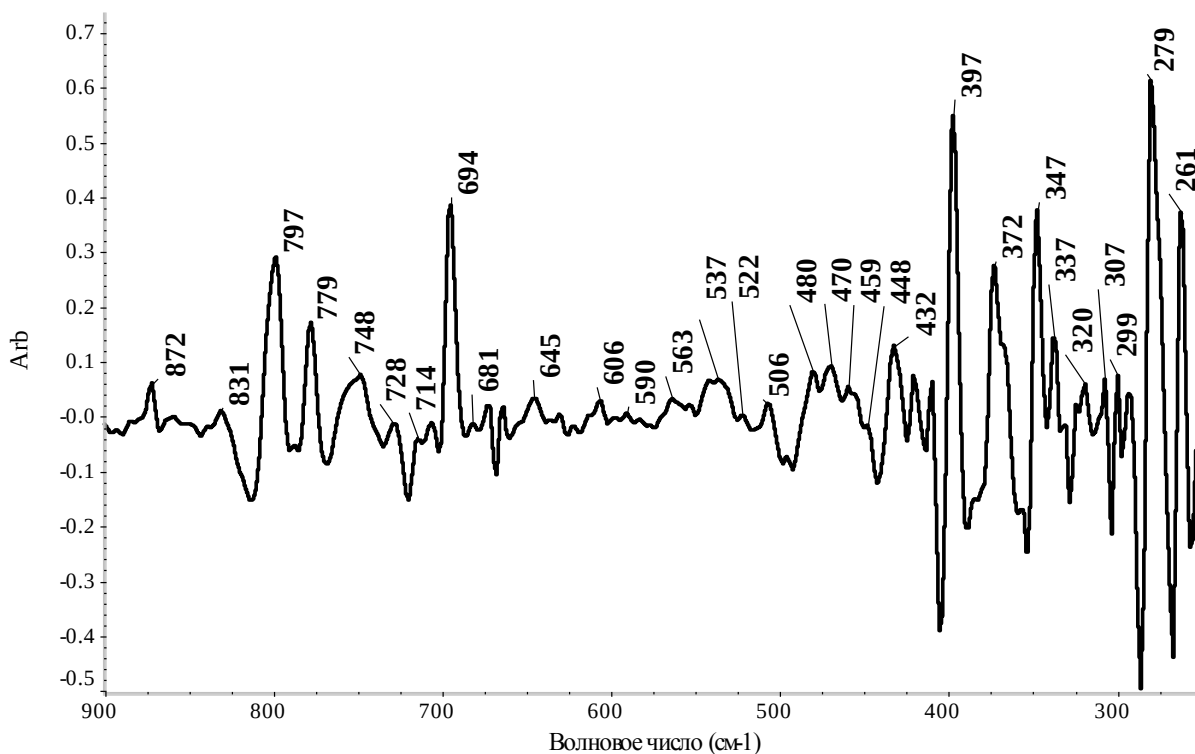


Рисунок 2.6 – Участок инфракрасного спектра исходной руды в диапазоне $900\text{--}250\text{ см}^{-1}$

По данным рисунка 2.6 пробе присутствуют следующие минералы:

- каолинит $\text{Al}_4[(\text{OH})_8 | \text{Si}_4\text{O}_{10}]$ – 748, 694, 537, 470, 432 см^{-1} [23, 25].
- кварц $\alpha\text{-SiO}_2$ – 797, 779, 694, 506, 470, 397, 372 см^{-1} [25, 26];
- анортит $\text{Ca}[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8]$ – 748, 728, 606, 537, 470, 432 см^{-1} [25];
- альбит $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ – 645, 606, 590 см^{-1} [25].
- мусковит $\text{KAl}_2[(\text{OH},\text{F})_2 | \text{AlSi}_3\text{O}_{10}]$ – 831, 748, 537, 480, 432 см^{-1} [25];
- кальцит CaCO_3 – 872, 714 см^{-1} [25];
- рутил TiO_2 – 681, 522, 397, 347, 299, 279 см^{-1} [27, 28];
- ильменит FeTiO_3 – 459, 397, 320, 279 см^{-1} [27].

Возможно, присутствуют:

- псевдобрукит $\text{Fe}^{3+}\text{TiO}_5$ – 681, 563, 480, 397, 320, 261 см^{-1} [27].
- пирофанит MnTiO_3 – 563, 448, 307, 261 см^{-1} [27].

Проба исходной руды Кундыбайского месторождения и класс -0,045 мм исследовались на электронно-зондовом микроанализаторе. Пробы образцов размещались на двусторонней клейкой электропроводящей углеродной ленте фирмы NISSHIN EM Co. LTD. Для исключения разлета частиц в шлюзе и колонне микроанализатора частицы порошка закреплялись на ленте с получением неплотной «дорожки» порошка таким образом, что

каждая частица прикреплялась по отдельности без образования так называемых «сплошных» участков. Исследуемые пробы не имели достаточную электропроводность, однако, напыление в вакууме тонким слоем графита на смонтированные образцы не применялось. Дополнительно для снижения смазывания изображения применялся режим обратнорассеянных электронов (COMPO), который минимизирует ухудшение разрешения и дает более качественные изображения таких объектов по сравнению с режимом наблюдений и съемки во вторичных электронах (SEI). Основными вспомогательными данными на всех снимках являются: увеличение, маркер, его длина в микронах, дата и время, а также режим наблюдения (COMPO или SEI).

На рисунке 2.7 приведены растрово-электронномикроскопические (РЭМ) изображения частиц пробы исходной руды во вторичных электронах на малом увеличении. Частицы порошка имеют в режиме COMPO вид серых частичек на темном фоне клейкой углеродной ленты.

Среди так называемых особенностей структуры частиц пробы исходной руды следует выделить следующее:

- частицы в виде объемных тел неправильной формы имеют разный контраст и разные характеристические размеры (от субмикронных размеров до нескольких сотен микронов);

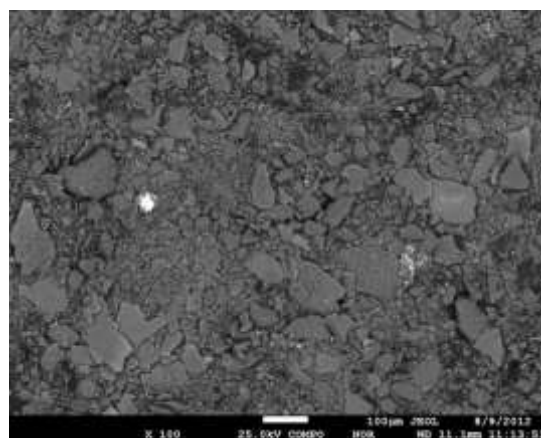
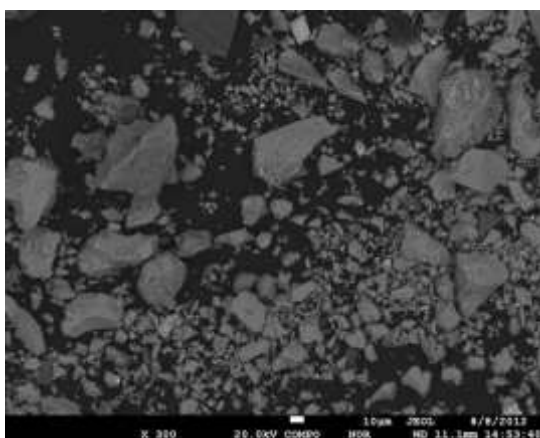


Рисунок 2.7 – РЭМ изображение частиц пробы исходной руды Кундыбайского месторождения на малых увеличениях

- благодаря специфике проявления контраста в режиме обратнорассеянных электронов более светлые частицы представляют собой соединения, в составе которых находятся элементы с большим атомным номером по сравнению с фоновым веществом. В частности, такой контраст был выявлен у рассыпавшейся частицы (рисунок 2.8).

С учетом несовершенства поверхности исследуемых образцов порошков, которое оказывает существенное влияние на геометрические параметры энергодисперсионной спектроскопии (ЭДС), следует принять во внимание то, что ЭДС анализ, который сам по себе является высокочувствительным методом с относительно высокими показателями

ошибок, следует считать индикативным методом исследования для данных проб в виде некомпактированного порошка. Также следует сделать следующее методическое замечание по трактовке ЭДС картирования: вследствие сложности поверхностного рельефа образцов часть поверхности находится в более выгодной ориентации по отношению к детектору ЭДС, и поэтому интенсивность высвечивания по элементам становится выше по сравнению с теми участками, которые обращены невыгодно по отношению к детектору. Поэтому трактовка «обеднённости» или «обогащенности» тем или иным элементом может быть ошибочной без учета данного обстоятельства. В случае плоской и ровной поверхности данная методическая поправка теряет свою значимость, и точность локализации элементов с помощью картирования становится достовернее. Также не следует сбрасывать со счетов эффект затенения, когда «возвышенность» на каком-либо участке рельефа закрывает от детектора характеристическое рентгеновское излучение от соседнего участка, находящегося в «низине».

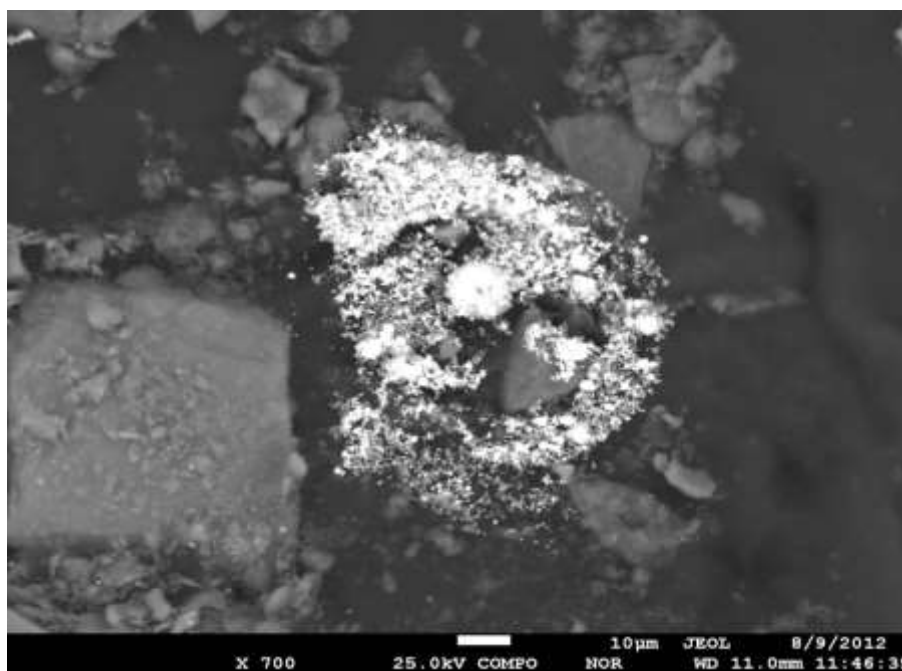


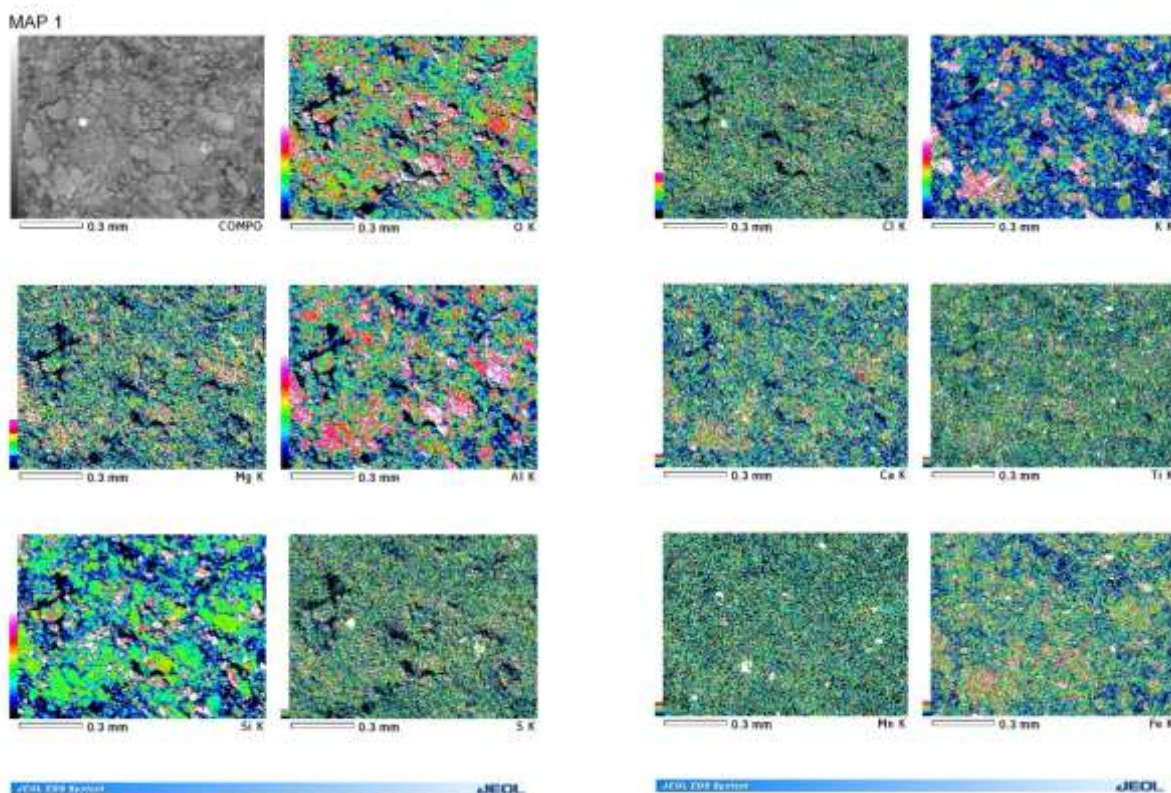
Рисунок 2.8 – Пример яркого контраста частицы пробы исходной руды Кундыбайского месторождения на средних увеличениях

На рисунке 2.9 приведены результаты так называемого ЭДС картирования, которые позволяют оценивать концентрацию различных элементов на поверхности образцов. Во всех случаях наблюдения и накопления данных были выбраны ЭДС, как наиболее информативные к данным условиям наблюдений, и ток пучка до 10 нА, отвечающий достаточной скорости накопления данных.

В качестве общего описания микроструктуры пробы исходной руды Кундыбайского месторождения можно выделить следующее:

– алюминий, кремний, калий и железо, имеющие самые высокие концентрации в данной пробе, регистрируются в областях повышенной концентрации кислорода. Данные участки могут быть интерпретированы как оксиды указанных элементов;

– остальные элементы (сера, хлор, кальций, титан, марганец, медь, цинк, олово, лантан, церий, диспрозий) имеют настолько низкую концентрацию, что могут быть отнесены к следам. Причем присутствие лантана и церия в табличной форме детектированы не были, однако, на их соответствующих картах отчетливо наблюдается их концентрирование (локализация) в более светлых частицах;



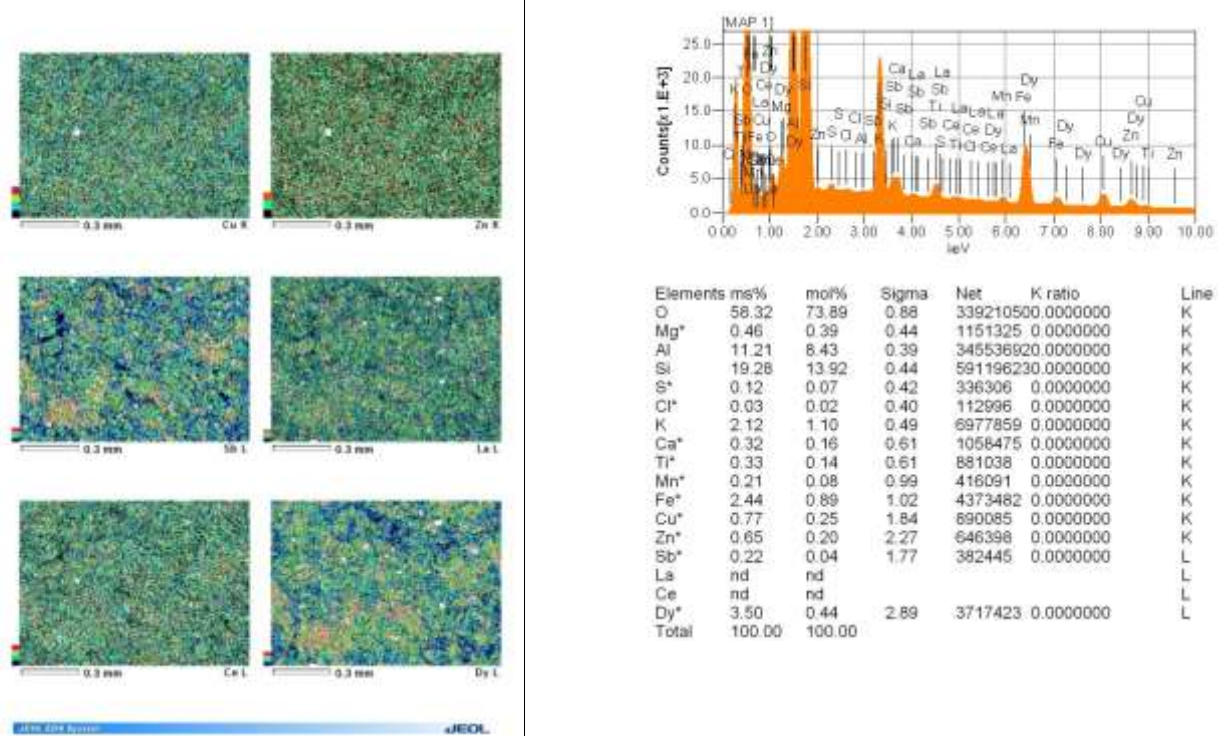


Рисунок 2.9 – Результаты ЭДС картирования пробы исходной руды Кундыбайского месторождения при 25 кВ

– табличные данные о количественном содержании элементов в пробе носят индикативный характер, поскольку простым подбором исследуемого участка можно выбирать те места, на которых вообще не наблюдаются частицы с более ярким контрастом;

– частицы с наиболее ярким контрастом содержат свинец с высокими концентрациями 40-50мас.% (рисунок 2.10) , а также другие тяжелые элементы (медь, цинк, кадмий и мышьяк).

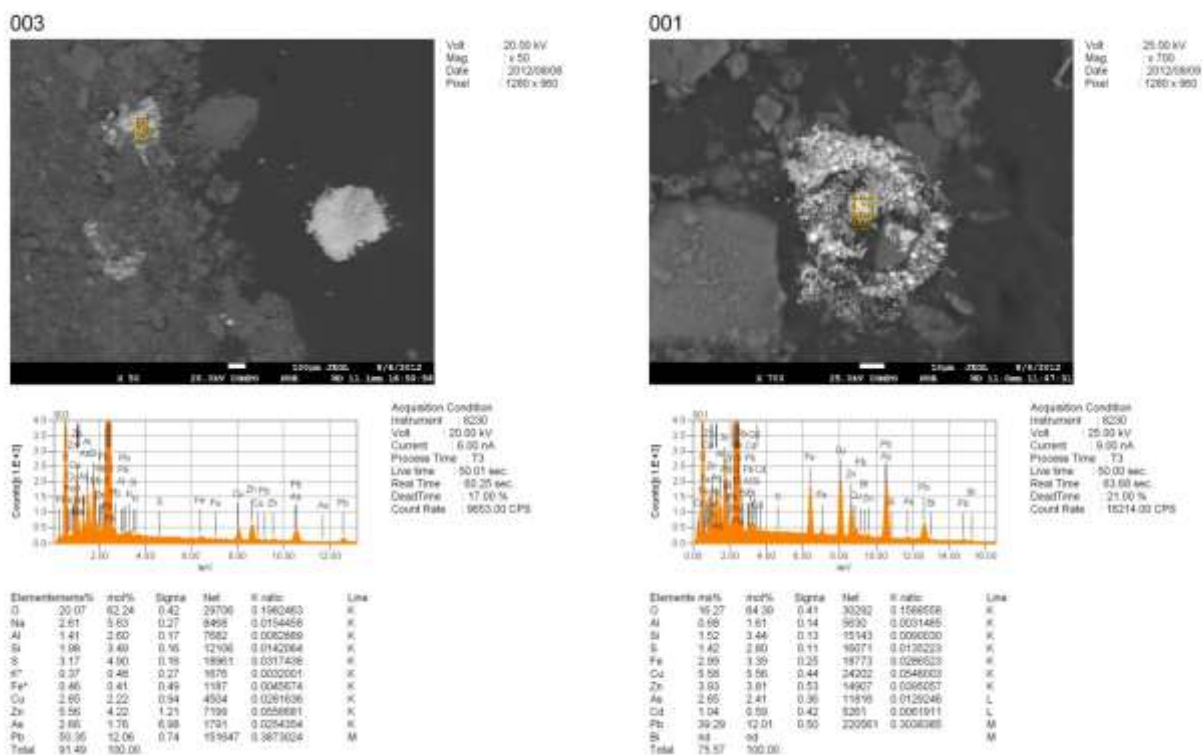
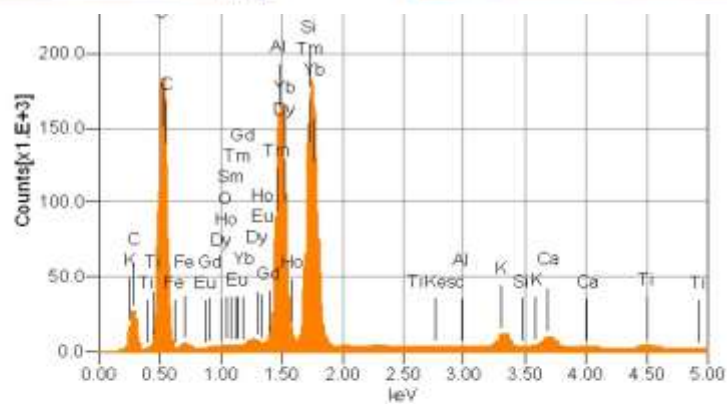
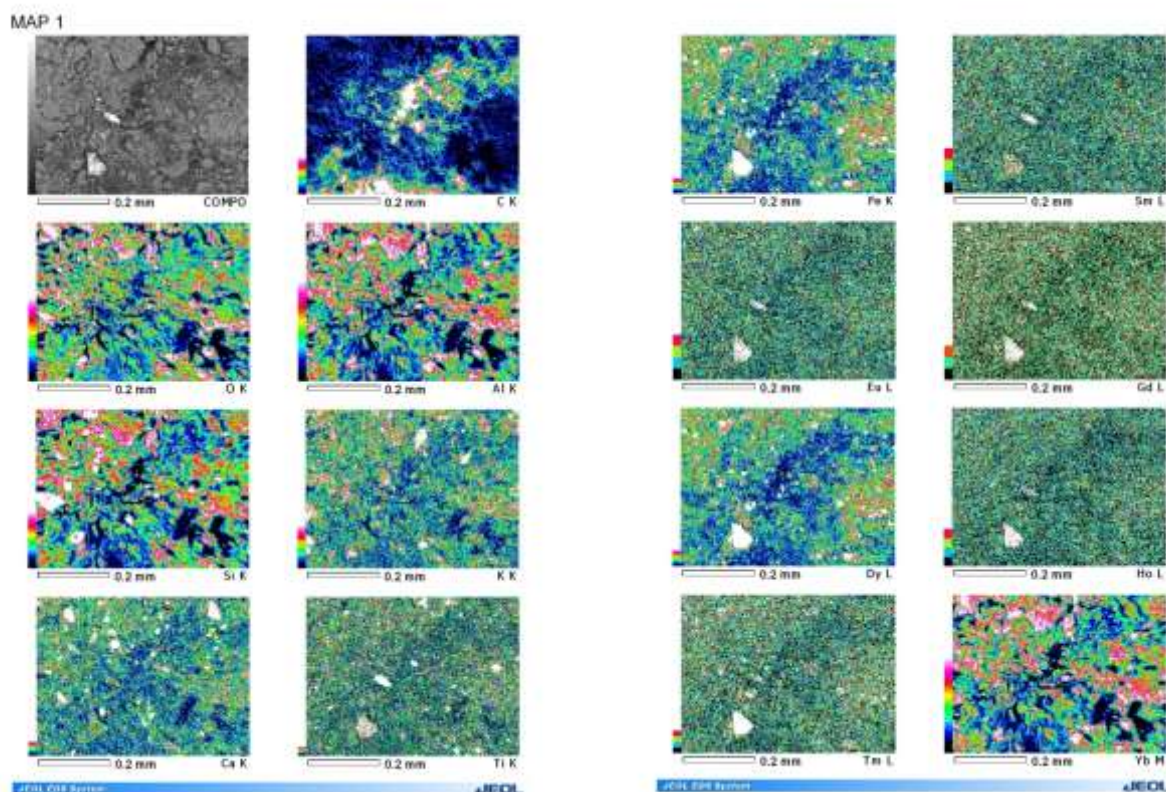


Рисунок 2.10 – Результаты ЭДС анализа с участков разных частиц пробы исходной руды Кундыбайского месторождения, обладающим ярким контрастом.

Анализ проб с помощью волнодисперсионной спектроскопии (ВДС) проводился в режиме картирования по химическим элементам, которое позволяет оценивать локальное концентрирование различных элементов вокруг особенностей микроструктуры (аналогично ЭДС картированию). Сопоставление спектров ВДС и соответствующих РЭМ изображений позволяет связать тонкую структуру поверхности с локальными изменениями концентраций химических элементов на ней.

Что касается РЗЭ (празеодима, самария, европия, тербия, диспрозия, гольмия, неодима, тербия и иттербия), то можно заметить, что их следы зарегистрированы практически во всех ЭДС-спектрах, полученных от частиц, имеющих различный контраст и разную морфологию.

Методы ЭДС-картирования и ВДС-картирования, примененные к пробе, дали разные результаты. Если ЭДС-картирование (рисунок 2.11) четко выявило локализацию РЗЭ с титаном и железом, то с помощью ВДС-картирование (рисунок 2.12) такой локализации обнаружено не было. Объяснение такому противоречивому поведению данных может быть дано лишь несовпадением выбранных участков для анализа и различными увеличениями. ЭДС-метод позволяет проводить картирование при малых увеличениях ВДС-картирование при сканировании пучком возможно только при больших увеличениях.



Elements	ms%	mol%	Sigma	Net	K ratio	Line
C	12.02	21.50	0.33	2907916	0.0000000	K
O	45.60	61.23	0.37	350176870	0.0000000	K
Al	6.51	5.18	0.11	377403550	0.0000000	K
Si	9.93	7.59	0.16	465799550	0.0000000	K
K	0.61	0.33	0.15	3490509	0.0000000	K
Ca	0.49	0.26	0.16	2912127	0.0000000	K
Ti	0.23	0.10	0.19	1123995	0.0000000	K
Fe	2.66	1.02	0.32	8886079	0.0000000	K
Sm*	0.36	0.05	0.81	776622	0.0000000	L
Eu*	0.52	0.07	0.68	1353271	0.0000000	L
Gd*	0.13	0.02	0.82	284412	0.0000000	L
Dy*	2.94	0.39	0.93	5814042	0.0000000	L
Ho*	0.57	0.07	0.94	1010044	0.0000000	L
Tm*	0.93	0.12	4.87	301228	0.0000000	L
Yb*	16.51	2.05	0.62	263197400	0.0000000	M
Total	100.00	100.00				

Рисунок 2.11 – Результаты ЭДС картирования пробы при 25 кВ (увеличение $\times 200$)

соответствующих картах отчетливо наблюдается их концентрирование (локализация) в более светлых частицах;

– анализ проб с помощью волнодисперсионной спектроскопии также подтверждает наличие оксидов железа, алюминия, кремния, алюмосиликатов и соединений серы с цинком, свинцом и медью;

– из благородных и редкоземельных элементов обнаружена, по крайней мере, одна частица, содержащая платину, а также получены данные, свидетельствующие о том, что возможны локализации соединений тербия, эрбия, гольмия и туллия. Остальные РЗЭ, возможно, находятся в нелокализованной форме в рассеянном виде.

При анализе пробы класс -0,045 мм) на содержание РЗЭ (празеодима, самария, европия, тербия, диспрозия, гольмия, неодима, тербия и иттербия), то их следы зарегистрированы практически во всех ЭДС-спектрах, полученных от частиц, имеющих различный контраст и разную морфологию.

Содержание суммы РЗЭ в исследуемой пробе руды по результатам химического анализа составляет 320,45 г/т. Содержание РЗЭ в пробе исходной руды, г/т: Dy - 9,175; Er - 3,93; Eu - 0,874; Gd - 6,8; Ho - 1,03; La - 48,0; Lu - 0,6; Nd - 26,09; Pr - 41,8; Sm - 3,89; Tb - 0,722; Tm - 6,524; Y - 14,12; Yb - 2,78; Ce - 155,765. Из редкоземельных элементов в исследуемой руде больше всего содержится церий - 155,765 г/т, несколько в меньшем количестве можно отметить La, Pr, Nd и Y.

Гранулометрический анализ исходной руды Кундыбайского месторождения дробленной до -2,5 мм показал, что 70,65 % суммы РЗЭ содержится в тонких классах -0,02+ 0,01 мм, -0,01+0,005 мм, 0,005+0 мм. Суммарный выход этих классов составляет 32,65 %. Среднее содержание суммы РЗЭ по этим классам - 667 г/т.

Минералогический состав исследуемой пробы представлен следующими минералами: кварц SiO_2 , олигоклаз KAlSi_3O_8 , кальцит CaCO_3 , гематит Fe_2O_3 , гидроокислы железа (гётит) HFeO_2 , мусковит $\text{KAl}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$ присутствует в виде тонкодисперсного порошка на зернах кварца и полевого шпата; каолинит $\text{Al}_4\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$. Редкоземельных минералов в исследуемой пробе не обнаружено.

По результатам рентгенофазового анализа в исходной руде содержится кварц - 30,6 %, илиит - 42,5 %, каолинит - 21,2 %, гидроксиды железа - 2,5 %, ильменит - 1,7 %, следы фторида церия, оксида иттрия.

По результатам рентгенофлуоресцентного анализа в исходной руде содержится 51,97 % SiO_2 , 24,7% Al_2O_3 , 2,22 % K_2O , 3,29 % Fe_2O_3 , 0,56 % CaO , 0,43 % Ti.

По результатам ИКС-анализа в пробе руды содержатся следующие основные минералы: каолинит - $\text{Al}_4[(\text{OH})_8 [\text{Si}_4\text{O}_{10}]$, кварц $\alpha\text{-SiO}_2$, анортит $\text{Ca}[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8]$, альбит $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$, кальцит CaCO_3 , мусковит $\text{KAl}_2[(\text{OH},\text{F})_2|\text{AlSi}_3\text{O}_{10}]$, рутил TiO_2 , ильменит FeTiO_3 .

При исследовании форм нахождения редкоземельных элементов в пробе исследуемой руды методом растровой электронной микроскопии и рентгеноспектральным микроанализом установлено следующее:

- алюминий, кремний, калий и железо, имеющие самые высокие концентрации в данной пробе, регистрируются в областях повышенной концентрации кислорода. Данные участки могут быть интерпретированы как оксиды указанных элементов;

- остальные элементы (сера, хлор, кальций, титан, марганец, медь, цинк, олово, лантан, церий, диспрозий) имеют настолько низкую концентрацию, что могут быть отнесены к следам. Причем присутствие лантана и церия в табличной форме детектированы не были, однако, на их соответствующих картах отчетливо наблюдается их концентрирование (локализация) в более светлых частицах;

- анализ проб с помощью волнодисперсионной спектроскопии также подтверждает наличие оксидов железа, алюминия, кремния, алюмосиликатов и соединений серы с цинком, свинцом и медью;

- из благородных и редкоземельных элементов обнаружена, по крайней мере, одна частица, содержащая платину, а также получены данные, свидетельствующие о том, что возможны локализации соединений тербия, эрбия, гольмия и туллия. Остальные РЗЭ, возможно, находятся в нелокализованной форме в рассеянном виде.

Анализ исходной руды класса -0,045 мм на содержание РЗЭ (празеодима, самария, европия, тербия, диспрозия, гольмия, неодима, тербия и иттербия), зарегистрировал следы практически всех элементов.

3 Определение взаимосвязи гранулометрического состава и гравитационной обогатимости руды

3.1 Проведение экспериментальных исследований по обесшламливанию глинистых компонентов руды

С целью определения гранулометрического состава и характера распределения редкоземельных элементов по классам крупности были выполнены ситовые анализы на руде исходной крупности 80-0,0 мм и дробленной до крупности 2,5 мм.

Ситовый анализ заключался в просеивании пробы руды через набор сит и промывки каждого класса крупности с последующим определением процентного количества продукта на каждом сите, по отношению к массе исходной пробы. Для определения гранулометрического состава пробы, до крупности 0,05 мм использовался набор сит, а класс крупностью менее 0,05 мм подвергался седиментационному анализу.

Гранулометрический состав руды исходной крупности и характер распределения суммы РЗЭ по классам крупности приведен в таблице 3.1 и распределение РЗЭ по классам крупности представлено в таблице 3.2.

Таблица 3.1 – Распределение суммы РЗЭ по классам крупности исходной руды

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание $\sum$ РЗЭ, г/т	Распределение $\sum$ РЗЭ, %
-80+40	1.44	22.055	0.099
-40+20	1.21	37.864	0.143
-20+10	1.61	72.874	0.366
-10+5	2.6	97.499	0.791
-5+2,5	4.43	83.673	1.157
-2,5+1,25	4.43	116.217	1.606
-1,25+0,63	8.89	114.63	3.180
-0,63+0,315	10.5	108.628	3.560
-0,315+0,16	13.98	136.129	5.939
-0,16+0,071	9.2	170.048	4.882
-0,071+0,05	4.78	198.532	2.961
-0,05+0,04	0.45	414.031	0.582
-0,04+0,03	1.3	282.817	1.148
-0,03+0,02	2.55	275.189	2.189
-0,02+0,01	18.94	609.981	36.052
-0,01+0,005	12.55	821.597	32.177
-0,005+0,0	1.14	890.632	3.168
Итого руда	100,0	320,452	100,0

Анализ результатов гранулометрического состава приведенного в таблице 3.1 показывает, что количество крупных классов крупностью от 80 мм и до 2,5 мм в руде исходной крупности незначительное. Так выхода

классов крупностью 80-40 мм, 40-20 мм и 20-10 мм составили 1,44 %, 1,21 % и 1,61 % соответственно, при их суммарном выходе 4,26 %. Также можно отметить, что в данных классах крупности наблюдаются самые низкие содержания $\Sigma PЗЭ$, при их общем извлечении 0,608 %.

Выхода классов крупностью 10-5 мм и 5-2,5 мм составили 2,60 % и 4,43 % и содержанием $PЗЭ$ 97,499 г/т и 83,673 г/т соответственно, при общем извлечении $\Sigma PЗЭ$ в класс крупностью 10 – 2,5 мм 1,948 %.

Общий выход класса крупностью 80-2,5 мм составил 11,29 % со средним содержанием $\Sigma PЗЭ$ 73,434 г/т и общим извлечением $\Sigma PЗЭ$ 2,556 %. На основании этого можно сказать, что в суммарном классе крупностью 80-2,5 мм концентрируется незначительное количество $PЗЭ$ и соответственно подвергать его отдельному обогащению нецелесообразно.

В целом распределение содержаний суммы $PЗЭ$ по классам крупности в исходной руде имеет неравномерный характер. При этом наименьшее содержание $\Sigma PЗЭ$ наблюдается в самых крупных классах и наиболее высокие содержания в тонких классах крупности. Так содержание $\Sigma PЗЭ$ в классе крупностью 80 – 40 мм составил 22,055 г/т, а в классах крупностью 0,02-0,01 мм и 0,01-0,05 мм составило 609,981 г/т и 821,597 г/т соответственно. При этом общий выход данных классов крупности составил 31,49 % со средним содержанием $\Sigma PЗЭ$ 694,318 г/т и общим извлечением $\Sigma PЗЭ$ 68,229 %. Это позволяет утверждать, что большая часть $PЗЭ$ концентрируется в классе крупностью 0,02 – 0,005 мм.

Выход самого тонкого класса крупностью менее 5 мкм составил всего 1,14 %. Однако в данном классе крупности наблюдается наиболее высокое содержание $\Sigma PЗЭ$, которое составило 890,639 г/т, при извлечении $PЗЭ$ 3,168 %. Средневзвешенное содержание $\Sigma PЗЭ$ в пробе руды исходной крупности

составило	320	г/т
-----------	-----	-----

Таблица 3.2 – Распределение редкоземельных элементов по классам крупности исходной руде

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание РЗЭ, г/т														
		Dy	Er	Eu	Gd	Ho	La	Lu	Nd	Pr	Sm	Tb	Tm	Y	Yb	Ce
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
-80+40	1.44	0.245	0.046	0.076	6.85	0.066	2.05	0.106	1.7	3.73	0.241	0.075	-	0.544	0.356	5.97
-40+20	1.21	1.09	0.436	0.238	6.75	0.23	3.61	0.425	4.65	4.5	0.071	0.314	3.56	5.46	1.85	4.68
-20+10	1.61	16.3	1.52	0.241	3.75	0.415	5.4	0.412	4.8	7.58	0.426	0.41	2.97	11.3	2.75	14.6
-10+5	2.6	23	1.83	0.273	3.37	0.513	7.23	0.445	5.77	10.5	0.377	0.441	2.96	13.6	3.24	23.95
-5+2,5	4.43	15.3	1.43	0.233	3.06	0.462	7.43	0.358	5.25	9.96	0.377	0.333	2.6	9.79	2.39	24.7
-2,5+1,25	4.43	11.4	1.39	0.349	3.2	0.621	13	0.358	8.35	16.9	0.963	0.346	3.05	9.09	2.1	45.1
-1,25+0,63	8.89	9.78	1.44	0.305	3.91	0.599	12.3	0.384	7.69	16.4	0.834	0.298	3.37	8.99	2.13	46.2
-0,63+0,315	10.5	8.33	1.52	0.357	3.22	0.668	12.9	0.391	8.74	14.6	0.888	0.364	3.56	8.51	2.08	42.5
-0,315+0,16	13.98	9.53	1.8	0.44	3.93	0.812	16.3	0.481	10.7	18.3	1.23	0.466	4.45	9.85	2.44	55.4
-0,16+0,071	9.2	11.7	1.95	0.503	4.11	0.833	21.1	0.468	12.9	22.8	1.58	0.474	4.67	10.8	2.56	73.6
-0,071+0,05	4.78	8.66	1.9	0.549	4.74	0.853	24.7	1.57	15.1	27.2	1.93	0.56	6.55	10.2	2.42	91.6
-0,05+0,04	0.45	30.0	3.07	0.801	11.1	1.22	51.3	1.13	35.4	53.7	6.91	1.16	3.71	26.5	6.03	182.0
-0,04+0,03	1.3	10.1	2.38	0.739	6.23	1.09	37.1	0.573	23.1	37.2	3.48	0.675	6.28	14.9	2.97	136.0
-0,03+0,02	2.55	5.18	2.34	0.729	6.31	1.1	36.2	0.56	21.4	35.8	3.14	0.75	8.74	13.2	2.74	137.0
-0,02+0,01	18.94	5.94	3.52	1.62	11.2	1.61	95.3	0.761	50.2	79.6	7.79	1.2	11.6	21.1	3.54	315.0
-0,01+0,005	12.55	7.45	3.62	2.16	14.1	1.86	139	0.787	70	105	11.6	1.51	11.3	25.4	3.81	424.0
-0,005+0,0	1.14	7.88	3.65	2.21	14.8	1.84	155	0.812	76.6	111	12.7	1.62	11.5	26.1	3.92	461.0
Итого руда	100,0	9.175	3.931	0.874	6.8	1.03	48.0	0.6	26.09	41.8	3.89	0.722	6.524	14.128	2.783	155.765

Продолжение таблицы 3.2

Класс крупности, мм	Распределение, %														
	Dy	Er	Eu	Gd	Ho	La	Lu	Nd	Pr	Sm	Tb	Tm	Y	Yb	Ce
-80+40	0.038	0.003	0.125	1.451	0.092	0.062	0.256	0.094	0.128	0.089	0.149	-	0.056	0.184	0.055
-40+20	0.144	0.121	0.329	1.202	0.269	0.091	0.863	0.216	0.131	0.022	0.528	0.660	0.468	0.804	0.036
-20+10	2.860	6.302	0.444	0.889	0.647	0.181	1.113	0.296	0.292	0.176	0.915	0.733	1.288	1.590	0.151
-10+5	6.518	10.706	0.812	1.290	1.291	0.392	1.941	0.575	0.653	0.252	1.589	1.180	2.503	3.026	0.400
-5+2,5	7.387	5.566	1.181	1.994	1.981	0.686	2.661	0.892	1.056	0.429	2.044	1.766	3.069	3.803	0.703
-2,5+1,25	5.504	4.031	1.768	2.086	2.663	1.199	2.661	1.418	1.791	1.097	2.124	2.071	2.851	3.342	1.283
-1,25+0,63	9.476	3.582	3.102	5.114	5.155	2.278	5.727	2.620	3.488	1.906	3.671	4.592	5.657	6.802	2.637
-0,63+0,315	9.533	3.221	4.288	4.974	6.789	2.823	6.887	3.518	3.668	2.397	5.296	5.730	6.325	7.845	2.865
-0,315+0,16	14.521	4.363	7.036	8.083	10.989	4.747	11.280	5.734	6.121	4.421	9.028	9.536	9.747	12.253	4.972
-0,16+0,071	11.732	5.803	5.293	5.563	7.418	4.044	7.223	4.549	5.018	3.737	6.0430	6.586	7.033	8.460	4.347
-0,071+0,05	4.512	4.185	3.002	3.333	3.947	2.460	12.589	2.767	3.111	2.372	3.710	4.799	3.451	4.156	2.811
-0,05+0,04	1.471	23.426	0.411	0.735	0.531	0.481	0.853	0.611	0.578	0.799	0.723	0.256	0.844	0.975	0.526
-0,04+0,03	1.431	6.114	1.098	1.192	1.372	1.005	1.250	1.151	1.157	1.163	1.216	1.251	1.371	1.387	1.135
-0,03+0,02	1.440	3.083	2.126	2.367	2.715	1.923	2.396	2.092	2.184	2.059	2.650	3.416	2.383	2.509	2.243
-0,02+0,01	12.263	5.318	35.096	31.210	29.516	37.604	24.179	36.445	36.069	37.931	31.495	33.677	28.286	24.085	38.301
-0,01+0,005	10.191	6.860	31.007	26.035	22.595	36.343	16.569	33.675	31.528	37.427	26.261	21.738	22.563	17.175	34.162
-0,005+0,0	0.979	7.316	2.882	2.482	2.030	3.681	1.553	3.347	3.027	3.722	2.559	2.010	2.105	1.604	3.374
Итого руда	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

Результаты ситового анализа руды исходной крупности предопределили необходимость определения гранулометрического состава и характера распределения $\Sigma P3Э$ при дроблении исходной руды до крупности 2,5 мм, которые приведены в таблице 3.3 и результаты распределения элементов по классам крупности в таблице 3.4.

Таблица 3.3 – Гранулометрический состав руды дробленной до 2,5 мм

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание $\Sigma P3Э$, г/т	Распределение $\Sigma P3Э$, %
-2,5+1,25	8.63	93.225	2.611
-1,25+0,63	12.19	100.403	3.971
-0,63+0,315	12.6	108.119	4.421
-0,315+0,16	13.29	114.195	4.925
-0,16+0,071	11.26	167.17	6.108
-0,071+0,05	4.79	189.681	2.948
-0,05+0,04	1.04	403.262	1.361
-0,04+0,03	1.31	270.285	1.149
-0,03+0,02	2.24	254.569	1.85
-0,02+0,01	17.67	593.193	34.011
-0,01+0,005	13.09	739.116	31.393
-0,005+0,0	1.89	856.297	5.252
Итого руда	100	308,18	100

Анализ результатов гранулометрического состава приведенного в таблице 3.3 показывает, что наиболее высокие выхода соответствуют классам крупностью 0,02-0,01 мм и 0,01- 0,005 мм, при этом их суммарный выход составил 30,76 % со средним содержанием $\Sigma P3Э$ 655,291 г/т.

Распределение содержания по классам крупности, при дроблении исходной руды до 2,5 мм, имеет также неравномерный характер, при этом наименьшее содержание соответствует самому крупному классу крупностью 2,5-1,25 мм и составило 93,225 г/т, а наибольшее самому тонкому классу крупностью 0,005 – 0,0 мм и составило 856,297 г/т.

Характер распределения извлечений $\Sigma P3Э$ по классам крупности аналогичен распределению их в руде исходной крупности. Также наблюдается наибольшее извлечение $\Sigma P3Э$ в два класса крупностью 0,02-0,01 мм и 0,01-0,005 мм, которое составило 34,011 % и 31,393 соответственно. При этом суммарное извлечение $\Sigma P3Э$ в данные классы составило 65,404 % (68,229 % в руде исходной крупности), т. е. большая часть РЗЭ концентрируется в данных классах крупности. Анализ таблицы 3.3 показал, что 70,65 % суммы РЗЭ содержится в тонких классах -0,02+ 0,01 мм, -0,01+0,005 мм, 0,005+0мм. Суммарный выход этих классов составляет 32,65 %. Среднее содержание суммы РЗЭ по этим классам – 667 г/т. По результатам ситового анализа средневзвешенное содержание $\Sigma P3Э$ составило 308,18 г/т (таблица 3.3).

Таблица 3.4 – Распределение редкоземельных элементов по классам крупности руды дробленой до -2,5 мм

Класс крупности , мм	Выход , %	Содержание РЗЭ, г/т														
		Dy	Er	Eu	Gd	Ho	La	Lu	Nd	Pr	Sm	Tb	Tm	Y	Yb	Ce
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
-2,5+1,25	8.63	16.7	1.38	0.178	2.33	0.699	8.52	0.339	5.33	8.25	0.789	0.34	1.48	8.95	2.14	35.8
-1,25+0,63	12.19	14.9	1.45	0.222	2.83	0.799	11.8	0.367	6.76	8.41	0.934	0.341	2.12	8.99	2.08	38.4
- 0,63+0,315	12.6	9.57	1.56	0.279	2.93	0.791	14.6	0.393	8.61	9.59	1.1	0.366	2.2	8.63	2.1	45.4
- 0,315+0,16	13.29	11.2	1.66	0.279	3.13	0.852	14.7	0.437	9.52	9.6	1.33	0.247	2.44	9.27	2.33	47.2
- 0,16+0,071	11.26	14.1	2.16	0.373	4.13	0.989	22.1	0.508	12.9	14.6	1.79	0.62	3.57	10.9	2.63	75.8
- 0,071+0,05	4.79	9.63	2.01	0.324	4.39	0.973	26.1	0.501	14.7	17.2	2.32	0.643	4.86	9.95	2.38	93.7
-0,05+0,04	1.04	30.6	3.11	0.63	7.78	1.18	48.4	0.842	31.5	30.1	5.85	1.04	2.92	22.6	4.71	212.0
-0,04+0,03	1.31	11.9	2.43	0.205	5.78	1.07	37.7	0.584	22.8	23.3	3.72	0.736	4.57	14.5	2.99	138.0
-0,03+0,02	2.24	6.29	2.32	0.366	5.44	0.585	36.2	0.568	21	21.7	3.43	0.73	5.92	12.4	2.62	135.0
-0,02+0,01	17.67	6.11	3.58	1.26	10.2	1.69	99.2	0.753	51.1	51.6	8.65	1.31	8.55	20.7	3.49	325.0
- 0,01+0,005	13.09	6.82	3.81	1.57	11.5	1.79	131.0	0.796	64.8	61.0	11.0	1.54	8.9	22.9	3.69	408.0
-0,005+0,0	1.89	7.44	3.97	1.68	12.3	1.93	159.0	0.797	76.9	66.7	13.0	1.74	8.8	24.3	3.74	474.0
Итого руда	100	10.72 9	2.375	0.65	5.825	1.137	49.30 9	0.544	25.85 2	26.15 7	4.21	0.753	4.69	13.70 9	2.74	159.61 7
Класс крупности, мм	Распределение РЗЭ, %															
	Dy	Er	Eu	Gd	Ho	La	Lu	Nd	Pr	Sm	Tb	Tm	Y	Yb	Ce	
-2,5+1,25	13.43 3	5.014	2.365	3.452	5.304	1.495	5.376	1.779	2.722	1.617	3.896	2.725	5.634	6.741	1.936	
-1,25+0,63	16.92 9	7.442	4.166	5.922	8.563	2.924	8.220	3.188	3.919	2.704	5.519	5.513	7.994	9.254	2.933	
-0,63+0,315	11.23 9	8.276	5.412	6.338	8.763	3.740	9.099	4.196	4.620	3.292	6.123	5.914	7.932	9.657	3.584	
-0,315+0,16	13.87 4	9.289	5.709	7.141	9.955	3.971	10.67 1	4.894	4.878	4.198	4.358	6.918	8.987	11.30 3	3.930	
-0,16+0,071	14.79	10.24	6.466	7.983	9.791	5.058	10.51	5.619	6.285	4.787	9.268	8.576	8.953	10.80	5.347	

	8	1					0							8	
-0,071+0,05	4.299	4.054	2.389	3.609	4.098	2.541	4.409	2.724	3.150	2.639	4.089	4.966	3.477	4.161	2.812
-0,05+0,04	2.966	1.362	1.009	1.389	1.079	1.023	1.610	1.267	1.197	1.445	1.436	0.648	1.715	1.788	1.381
-0,04+0,03	1.453	1.340	0.413	1.31	1.232	1.004	1.407	1.155	1.167	1.157	1.281	1.277	1.386	1.429	1.133
-0,03+0,02	1.313	2.188	1.262	2.092	1.152	1.648	2.338	1.820	1.858	1.825	2.171	2.829	2.026	2.142	1.895
-0,02+0,01	10.06 3	26.63 5	34.27 8	30.94 1	26.25 5	35.63 1	24.44 8	34.92 6	34.85 8	36.30 2	30.73 2	32.23 1	26.68 1	22.50 9	35.978
-0,01+0,005	8.321	20.99 9	31.64 1	25.84 2	20.60 1	34.85 7	19.14 6	32.81 0	30.52 7	34.19 8	26.76 3	24.85 4	21.86 6	17.62 9	33.460
-0,005+0,0	1.311	3.159	4.889	3.991	3.207	6.109	2.768	5.622	4.820	5.835	4.366	3.548	3.350	2.580	5.613
Итого руда	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

3.2 Проведение экспериментов по получению редкоземельного концентрата из руды коры выветривания гравитационным методом

Фракционный анализ и гравитационная обогатимость руды. Изучение характера распределения $\Sigma P3Э$ по фракциям плотности позволяет определить возможность выделения тяжелых (концентратных) и легких (отвальных) фракций из исследуемых классов крупности и в целом из руды, т. е. ее гравитационную обогатимость.

Исследуемые классы крупностью 2,5-0,315 мм, 0,315-0,1 мм подвергались расслоению в растворах тяжелой жидкости М-45 на фракции плотностью (кг/м^3): менее 2550, 2550-2650, 2650-2750, 2750-2850, 2850-2950 и более 2950. Класс крупностью 0,10-0,0 мм подвергался расслоению только в плотности 2850 кг/м^3 в динамических условиях с использованием центробежной силы, с получением двух фракций плотностью менее и более 2850 кг/м^3 .

Гранулометрический состав пробы руды для фракционного анализа приведен в таблице 3.5, а результаты фракционного анализа приведены в таблице 3.6.

Таблица 3.5 – Гранулометрический состав пробы руды для фракционного анализа

Классы, мм	Выход, %	Содержание $\Sigma P3Э$, г/т	Распределение $\Sigma P3Э$, %
-2,5+0,315	31,37	92,35	9,414
-0,315+0,1	19,82	146,96	9,465
-0,1+0,0	48,81	511,44	81,121
Итого	100,0	307,73	100,0

Таблица 3.6 – Результаты фракционного анализа

Классы крупности, мм	Плотность фракций, кг/м^3	Выход, % от		Содержание $\Sigma P3Э$, г/т	Распределение $\Sigma P3Э$, % от	
		класса	руды		класса	руды
2,5-0,315	-2550	9,45	2,96	68,1	6,97	0,65
	2550-2650	60,33	18,92	42,93	28,05	2,64
	2650-2750	15,0	4,71	145,75	23,67	2,23
	2750-2850	9,78	3,07	128,17	13,58	1,28
	2850-2950	1,85	0,58	432,96	8,67	0,82
	+2950	3,59	1,13	490,22	19,06	1,80
	Итого	100,0	31,37	92,34	100,0	9,42
0,315-0,10	-2550	2,74	0,54	191,343	3,57	0,34
	2550-2650	42,1	8,34	47,876	13,72	1,30
	2650-2750	16,21	3,21	98,199	10,83	1,02
	2750-2850	30,74	6,09	81,948	17,14	1,62
	2850-2950	2,32	0,47	643,937	10,16	0,98

2,5-0,10	+2950	5,89	1,17	1112,162	44,58	4,23
	Итого	100,0	19,82	146,95	100,0	9,49
	-2550	6,84	3,50	87,11	5,33	0,99
	2550-2650	53,25	27,26	44,44	21,16	3,94
	2650-2750	15,47	7,92	126,48	17,50	3,25
	2750-2850	17,89	9,16	97,44	15,59	2,90
	2850-2950	2,05	1,05	527,74	10,08	1,80
	+2950	4,50	2,3	806,60	30,34	6,03
	Итого	100,0	51,19	111,83	100,0	18,91
0,10 - 0,0	–	–	48,81	511,45	–	81,09
Руда	–	–	100,0	307,83	–	100

По результатам гранулометрического состава средневзвешенное содержание Σ РЗЭ в исследуемой пробе руды составило 307,73 г/т (таблица 3.5). Анализ результатов гранулометрического состава пробы руды показывает, что выход класса крупностью 2,5-0,315 мм составил 31,37 % с содержанием Σ РЗЭ 92,35 г/т и извлечением 9,414 %. Выход класса крупностью 0,315-0,0 мм составил 19,82 % с содержанием Σ РЗЭ 146,96 г/т при извлечении 9,465 %.

Наибольший выход и извлечение наблюдается в самый тонкий класс крупностью 0,1-0,0 мм. Его выход составил 48,81 с содержанием Σ РЗЭ 511,44 г/т при извлечении 81,121 %. По результатам фракционного анализа средневзвешенное содержание Σ РЗЭ в исследуемой пробе руды составило 307,83 г/т (таблица 3.6).

Анализ результатов исследований фракционного состава (таблица 3.6) показывает, что из класса крупностью 2,5-0,315 мм теоретически возможно выделение тяжелых концентратных фракций плотностью 2850-2950 кг/м³ и более 2950 кг/м³, в которых наблюдается наибольшая концентрация редкоземельных элементов. Так, выход фракции плотностью 2850-2950 кг/м³ составил 0,58 %, а фракции плотностью более 2950 кг/м³ - 1,13 %, с содержанием Σ РЗЭ 432,96 г/т и 490,22 г/т, соответственно, при исходном содержании Σ РЗЭ в данном классе крупности 92,34 %. В случае совместного выделения данных фракций плотности, их общий выход составит 1,71 % со средним содержанием Σ РЗЭ 470,80 г/т.

Теоретически возможный выход легких фракций плотностью менее 2550 кг/м³ и 2550-2650 кг/м³, в которых наблюдается наименьшие содержания редкоземельных элементов, составил 2,96 % и 18,92 %, с содержанием Σ РЗЭ 68,10 г/т и 42,93 г/т соответственно. При совместном их выделении в одну общую фракцию плотностью менее 2650 кг/м³ их общий выход составит 21,88 % со средним содержанием Σ РЗЭ 46,385 г/т.

Одновременно, в исследуемом классе крупности содержатся промежуточные фракции плотностью 2650-2750 кг/м³ и 2750-2850 кг/м³, выход которых составил 4,71 % и 3,07 % с содержанием Σ РЗЭ 145,75 г/т и 128,17 г/т соответственно. В случае совместного выделения фракций промежуточной плотности (2650-2850 кг/м³) их общий выход составит 7,78 %, со средним содержанием Σ РЗЭ 128,53 г/т.

На основании анализа результатов фракционного состава класса крупностью 2,5-0,315 мм, при его гравитационном обогащении, возможно выделение трех продуктов: концентрата, промпродукта и хвостов. В случае разделения данного класса крупности только по плотности 2850 кг/м^3 , с выделением в легкий продукт фракций с плотностью менее 2850 кг/м^3 , их общий выход составит 29,66 % со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 67,895 г/т. Фракционный состав класса крупности 0,315-0,10 мм показывает, что теоретически возможно выделение тяжелых концентратных фракций плотностью 2850-2950 кг/м^3 и более 2950 кг/м^3 , в которых наблюдается существенная концентрация редкоземельных элементов. Так, выход фракции плотностью 2850-2950 кг/м^3 и более 2950 кг/м^3 составил 0,47 % и 1,17 %, с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 643,937 г/т и 1112,162 г/т, при исходном содержании $\sum \text{РЗЭ}$ в данном классе крупности 146,95 г/т. Суммарный выход данных фракций плотности составит 1,64 %, со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 977,95 г/т.

Анализ результатов показывает, что в классе крупностью 0,315-0,10 мм, во всех фракциях плотностью менее 2850 кг/м^3 наблюдаются практически одинаковые содержания $\sum \text{РЗЭ}$, и которые находятся в пределах 191,343 г/т – 47,876 г/т. На основании этого можно отметить, что в данном классе крупности не наблюдается четкой границы между легкими и промежуточными фракциями. Соответственно, при совместном выделении фракций плотностью менее 2850 кг/м^3 , их общий выход составит 18,18 %, со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 72,436 г/т. При этом необходимо отметить, что во фракции аналогичной плотности, но в классе крупностью 2,5-0,315 мм содержание $\sum \text{РЗЭ}$ практически одинаково и равно 67,895 г/т.

На основании выше изложенного можно констатировать, что из обоих классов крупности в тяжелую (концентратную) фракцию необходимо выделять фракции с плотностью более 2850 кг/м^3 . В соответствии с этим, необходимая плотность разделения для выделения концентратных фракций их обоих классов крупности составляет 2850 кг/м^3 . В случае разделения обоих классов крупностью 2,5-0,315 мм и 0,315-0,10 мм по плотности 2850 кг/м^3 , теоретически возможный общий выход тяжелой концентратной фракции составит 3,35 %, со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 719,088 г/т. На основании этого можно сказать, что средняя степень концентрации $\sum \text{РЗЭ}$ в концентратные фракции составила 6,34 раза.

Соответственно, выход всех легких фракций при гравитационном разделении по плотности 2850 кг/м^3 составит 47,84 %, со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 69,620 г/т.

Фракционный анализ класса крупностью 0,10-0,00 мм выполнялся с использованием центробежной силы в центрифуге по плотности 2850 кг/м^3 .

Результаты фракционного анализа класса крупностью 0,10-0,00 мм приведены в таблице 3.7.

Таблица 3.7 – Фракционный состав класса крупностью 0,10-0,00 мм

Класс крупности, мм	Плотность фракций, кг/м ³	Выход, % от		Содержание Σ РЗЭ, %	Извлечение, % от	
		класса	руды		класса	руды
0,10-0,00	– 2850	73,96	36,10	369,090	53,37	43,296
	+ 2850	26,04	12,71	915,792	46,63	37,825
	Итого	100,0	48,81	511,450	100,0	81,121

Фракционный состав класса крупностью 0,10-0,00 мм показывает, что при плотности разделения 2850 кг/м³ также наблюдается концентрация редкоземельных элементов в плотности более 2850 кг/м³ (таблица 3.7). При этом наблюдается повышенное содержание редкоземельных элементов и во фракции плотностью менее 2850 кг/м³. Это можно объяснить тем, что в данном классе крупности присутствует значительное количество тонких и шламистых классов, которые затруднительно разделить в тяжелой жидкости, имеющую относительно высокую вязкость, даже с использованием центробежной силы.

Полученные результаты по изучению фракционного состава руды показали, что исследуемая руда и в частности классы крупности крупнее 0,10 мм возможно обогащать с использованием гравитационных процессов.

Распределение редкоземельных элементов по фракциям плотности в классах крупностью 2,5-0,315 мм, 0,315-0,071 мм и 0,071-0,0 мм приведены в таблицах 3.8, 3.9, 3.10.

Таблица 3.8 – Результаты фракционного анализа класса -2,5+0,316 мм

Плотность разделения, г/см ³	Выход, %	Содержание, г/т															Содер жание суммы РЗЭ, г/т
		Dy	Er	Eu	Gd	Ho	La	Lu	Nd	Pr	Sm	Tb	Tm	Y	Yb	Ce	
-2,55	9,45	2,59	1,01	0,83	0,77	1,71	10,79	0,64	10,04	3,92	3,15	0,85	0,21	9,80	1,76	20,03	68,10
-2,65+2,55	60,33	1,10	0,45	0,41	1,61	1,54	4,81	0,27	5,07	1,80	1,58	0,28	2,03	4,30	1,15	16,55	42,93
-2,75+2,65	15,0	3,84	1,89	0,36	1,15	1,81	15,62	0,78	16,31	7,13	4,25	1,02	2,96	17,49	3,31	67,82	145,75
-2,85+2,75	9,78	3,34	1,67	1,08	5,10	2,01	17,01	0,36	16,79	4,86	4,06	0,69	3,07	15,99	1,96	50,20	128,17
-2,95+2,85	1,85	14,20	6,03	4,01	26,43	4,43	48,86	3,55	49,66	14,18	15,33	4,89	13,94	56,87	14,39	156,2	432,97
+2,95	3,59	13,94	2,65	28,57	6,41	53,93	4,67	55,00	14,12	10,04	5,71	14,34	87,04	22,51	162,87	490,22	490,22
Итого	100,0	2,57	1,02	1,58	2,43	3,57	8,99	2,41	9,52	3,62	2,77	1,07	5,37	9,56	7,66	47,44	92,34
Плотность разделения, г/см ³		Распределение, %															
-2,55		9,51	9,35	4,95	2,99	4,52	11,33	2,50	9,96	10,22	10,73	7,47	0,37	9,68	2,17	3,99	6,65
-2,65+2,55		25,78	26,61	15,60	39,90	25,98	32,24	6,74	32,12	29,97	34,36	15,71	22,80	27,11	9,06	21,04	24,33
-2,75+2,65		22,38	27,78	3,41	7,09	7,59	26,03	4,84	25,69	29,51	22,98	14,23	8,27	27,42	6,48	21,44	17,00
-2,85+2,75		12,69	16,01	6,66	20,49	5,50	18,49	1,46	17,25	13,12	14,31	6,28	5,59	16,35	2,50	10,35	11,14
-2,95+2,85		10,21	10,93	4,68	20,09	2,29	10,04	2,72	9,65	7,24	10,22	8,42	4,80	11,00	3,48	6,09	8,13
+2,95		19,44	9,32	64,70	9,45	54,13	1,86	81,73	5,32	9,95	7,39	47,89	58,17	8,45	76,32	37,09	32,75
Итого		100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

Таблица 3.9 – Результаты фракционного анализа класса -0,315+0,1 мм

Плотность разделения, г/см ³	Выход, %	Содержание, г/т															Содержан ие суммы РЗЭ, г/т
		Dy	Er	Eu	Gd	Ho	La	Lu	Nd	Pr	Sm	Tb	Tm	Y	Yb	Ce	
-2,55	2,74	4,38	1,86	1,54	7,21	1,18	29,1	0,80	23,07	6,76	7,56	1,51	3,10	17,14	3,10	83,04	191,34
-2,65+2,55	42,1	1,10	0,36	0,48	-	1,58	5,98	0,29	5,66	1,69	1,91	0,27	1,67	4,51	1,15	21,23	47,87
-2,75+2,65	16,21	1,69	0,46	0,21	21,20	0,36	6,00	0,42	8,89	19,60	0,32	0,79	4,30	7,00	2,49	24,46	98,2
-2,85+2,75	30,74	1,46	0,60	0,18	4,62	0,32	5,02	0,32	7,53	19,70	0,26	0,67	3,42	7,13	1,88	28,84	81,9
-2,95+2,85	2,32	12,04	4,41	3,02	41,39	2,58	38,4	3,63	61,14	153,5	-	3,98	36,85	46,99	19,68	216,27	644,0
+2,95	5,89	25,31	12,87	6,17	90,25	6,43	94,5	6,70	135,9	212,2	-	7,77	77,70	94,52	40,05	301,71	1112,16
Итого	100,0	3,07	1,32	0,77	11,32	1,28	12,2	0,79	16,21	26,19	1,15	1,04	7,96	12,36	4,35	46,83	146,96
Плотность разделения, г/см ³		Распределение, %															
-2,55		3,90	3,86	5,49	1,74	2,51	6,49	2,79	3,90	0,71	18,09	3,99	0,37	3,80	1,94	4,86	4,30
-2,65+2,55		15,03	11,45	26,11	-	51,44	20,49	15,36	14,72	2,72	70,42	11,01	22,80	15,38	11,05	19,08	20,47
-2,75+2,65		8,92	5,68	4,45	30,33	4,56	7,91	8,71	8,90	12,13	4,53	12,27	8,27	9,18	9,24	8,47	9,57
-2,85+2,75		14,55	14,01	7,39	12,53	7,50	12,55	12,46	14,29	23,12	6,96	19,86	5,59	17,74	13,26	18,93	13,38
-2,95+2,85		9,09	7,72	9,14	8,48	4,63	7,26	10,67	8,76	13,60	-	8,87	4,80	8,83	10,46	10,72	8,20
+2,95		48,51	57,28	47,43	46,92	29,36	45,30	50,01	49,43	47,73	-	44,00	58,17	45,07	54,05	37,95	44,08
Итого		100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

Таблица 3.10 – Результаты фракционного анализа класса –0,1+0 мм

Плотность разделени я, г/см ³	Выхо д, %	Содержание, г/т															Содер жание суммы РЗЭ, г/т
		Dy	Er	Eu	Gd	Ho	La	Lu	Nd	Pr	Sm	Tb	Tm	Y	Yb	Ce	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
+2,85	26,04	10,26	6,00	2,42	36,49	1,87	86,00	2,16	99,92	201,0 0	15,76	3,40	18,17	52,65	12,23	367,4 0	915,74
- 2,85	73,96	4,35	2,37	0,70	15,44	0,76	31,50	0,98	40,95	84,00	5,84	1,55	8,02	21,21	5,33	145,9 5	368,95
Итого	100,0	5,88	3,31	1,14	20,92	1,04	45,69	1,28	56,30	114,4 6	8,42	2,03	10,66	29,39	7,12	203,6 1	511,44
Плотность разделения, г/см ³		Распределение, %															
+2,95		45,37	47,13	54,9 0	45,42	46,4 2	49,01	43,6 9	46,21	45,73	48,72	43,58	44,37	46,64	44,69	46,99	46,6
-2,85		54,63	52,87	45,1 0	54,58	53,5 8	50,99	56,3 1	53,79	54,27	51,28	56,42	55,63	53,36	55,31	53,01	53,40
Итого		100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

3.2.1 Исследования по гравитационному обогащению редкоземельной руды

На основании результатов исследований полученных при изучении гранулометрического состава и фракционного анализа были выполнены исследования по гравитационному обогащению руды. Исследованиям подвергалась руда крупностью -2,5+0,00мм, которая предварительно была проклассифицирована на классы крупности, согласно шкалы равнопадаемости: -2,5+0,63 мм, -0,63+0,315 мм, -0,315+0,10 мм и -0,10+0 мм. Каждый класс крупности подвергался гравитационному обогащению на концентрационном столе.

Гранулометрический состав проклассифицированной пробы руды приведен в таблице 3.11.

Таблица 3.11 – Гранулометрический состав проклассифицированной пробы руды для гравитационного обогащения

Классы, мм	Выход, %	Содержание Σ РЗЭ, г/т	Распределение Σ РЗЭ, %
-2,5+0,63	20,03	93,29	6,05
-0,63+0,315	11,39	108,73	4,01
-0,315+0,071	25,06	124,48	10,10
-0,071+0,0	43,52	566,60	79,84
Итого	100,0	308,85	100,0

Полученные результаты исследований по гравитационному обогащению приведены в таблицах 3.12, 3.13, 3.14, 3.15, а схемы обогащения на концентрационном столе на рисунках 3.3, 3.4, 3.5, 3.6.

Таблица 3.12 – Результаты обогащения на концентрационном столе класса 2,5-0,63 мм

Наименование продукта	Выход, % от		Содержание Σ РЗЭ, %	Извлечение, % от	
	класса	руды		класса	руды
Концентрат – 1	5,04	1,01	445,26	24,05	1,46
Концентрат – 2	2,05	0,41	260,55	5,73	0,35
Общий концентрат 1+2	7,09	1,42	391,93	29,78	1,81
Промпродукт	31,15	6,24	122,35	40,85	2,46
Хвосты	61,76	12,37	44,35	29,37	1,78
Итого	100,0	20,03	93,29	100,0	6,05

Анализ результатов гравитационного обогащения класса крупностью -2,5+0,63 мм (таблица 3.12, рисунок 3.3) показывает возможность получения двух концентратов (концентрат -1, концентрат -2), пром/продукта и хвостов.

Выход концентрата-1 составил 1,01 % от руды (5,04 % от класса) с содержанием Σ РЗЭ 445,26 г/т, при извлечении Σ РЗЭ 1,46 % от руды (24,05

% от класса). Выход концентрата – 2 составил 0,41 % от руды (2,05 % от класса) с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 260,55 г/т, при извлечении $\sum \text{РЗЭ}$ 0,35 % от руды (5,73 % от класса). Выход общего концентрата (концентрат – 1 плюс концентрат – 2) составит 1,42 % от руды (7,09 % от класса) с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 391,93 г/т, при общем извлечении $\sum \text{РЗЭ}$ 1,81 % от руды (29,78 % от класса).

Выход промпродукта составил 6,24 % от руды (31,15 % от класса) с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 122,35 г/т при извлечении $\sum \text{РЗЭ}$ 2,46 % от руды (40,85 % от класса). Выход хвостов обогащения класса крупностью -2,5+0,63 мм составил 12,37 % от руды (61,76 % от класса) с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 44,35 г/т при извлечении $\sum \text{РЗЭ}$ 1,78 % от руды (29,37 % от класса).

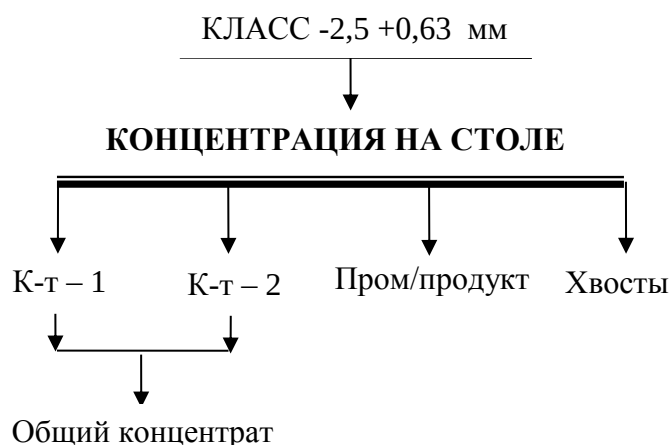


Рисунок 3.3 – Схема обогащения класса крупностью -2,5+0,63 мм

Таблица 3.13 – Результаты обогащения на концентрационном столе класса -0,63+0,315 мм

Наименование продукта	Выход, % от		Содержание $\sum \text{РЗЭ}$, %	Извлечение, % от	
	класса	руды		класса	руды
Концентрат – 1	8,43	0,96	476,69	36,96	1,48
Концентрат – 2	2,98	0,34	271,55	7,45	0,30
Общий концентрат 1+2	11,41	1,30	423,04	44,41	1,78
Промпродукт	29,24	3,33	113,61	30,55	1,23
Хвосты	59,35	6,76	45,88	25,04	1,00
Итого	100,0	11,39	108,73	100,0	4,01

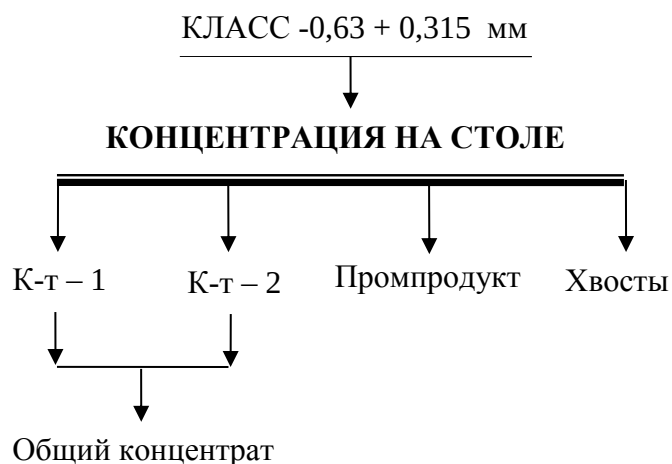


Рисунок 3.4 – Схема обогащения класса крупностью $-0,63+0,315$ мм

Полученные результаты гравитационного обогащения класса крупностью $-0,63+0,315$ (таблица 3.13, рисунок 3.4) показывают возможность получения двух концентратов (концентрат-1, концентрат-2), промпродукта и хвостов. Выход концентрата-1 составил 0,96 % от руды (8,43 % от класса) с содержанием $\sum \text{PЗЭ}$ 476,69 г/т, при извлечении $\sum \text{PЗЭ}$ 1,48 % от руды (36,96 % от класса). Выход концентрата-2 составил 0,34 % от руды (2,98 % от класса) с содержанием $\sum \text{PЗЭ}$ 271,55 г/т, при извлечении $\sum \text{PЗЭ}$ 0,30 % от руды (7,45 % от класса). Выход общего концентрата (концентрат-1 плюс концентрат-2) составит 1,30 % от руды (11,41 % от класса) с содержанием $\sum \text{PЗЭ}$ 423,04 г/т, при общем извлечении $\sum \text{PЗЭ}$ 1,78 % от руды (44,41 % от класса).

Выход промпродукта составил 3,33 % от руды (29,24 % от класса) с содержанием $\sum \text{PЗЭ}$ 113,61 г/т при извлечении $\sum \text{PЗЭ}$ 1,23 % от руды (30,55 % от класса).

Выход хвостов обогащения класса крупностью $-0,63+0,315$ мм составил 6,76 % от руды (59,35 % от класса) с содержанием $\sum \text{PЗЭ}$ 45,88 г/т при извлечении $\sum \text{PЗЭ}$ 1,00 % от руды (25,04 % от класса).

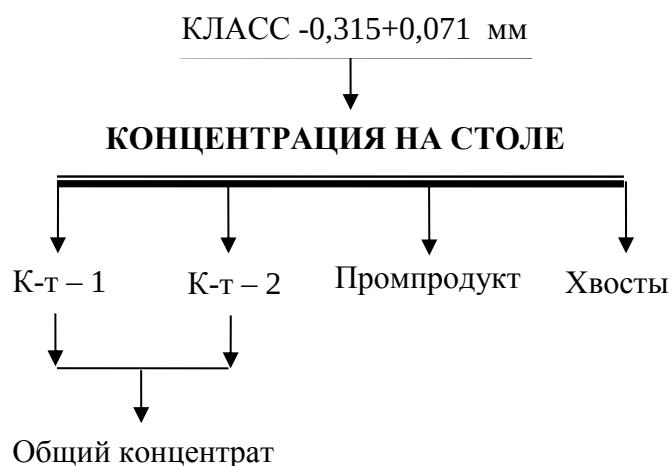


Рисунок 3.5 – Схема обогащения класса крупностью -0,315+0,071 мм

Таблица 3.14 – Результаты обогащения на концентрационном столе класса -0,315+0,071 мм

Наименование продукта	Выход, % от		Содержание $\sum$ РЗЭ, %	Извлечение, % от	
	класса	руды		класса	руды
Концентрат – 1	4,99	1,25	980,83	39,32	3,97
Концентрат – 2	3,07	0,77	274,28	6,76	0,68
Общий концентрат 1+2	8,06	2,02	711,50	46,08	4,65
Промпродукт	15,24	3,82	104,53	12,79	1,30
Хвосты	76,70	19,22	66,75	41,13	4,15
Итого	100,0	25,06	124,48	100,0	10,10

Полученные результаты гравитационного обогащения класса крупностью -0,315+0,071 (таблица 3.14, рисунок 3.5) показывают возможность получения двух концентратов (концентрат-1, концентрат-2), промпродукта и хвостов. Выход концентрата-1 составил 1,25 % от руды (4,99 % от класса) с содержанием $\sum$ РЗЭ 980,83 г/т, при извлечении $\sum$ РЗЭ 3,97 % от руды (39,32 % от класса). Выход концентрата – 2 составил 0,77 % от руды (3,07 % от класса) с содержанием $\sum$ РЗЭ 274,28 г/т, при извлечении $\sum$ РЗЭ 0,68 % от руды (6,76 % от класса). Выход общего концентрата (концентрат-1 + концентрат-2) составит 2,02 % от руды (8,06 % от класса) с содержанием $\sum$ РЗЭ 711,50 г/т, при общем извлечении $\sum$ РЗЭ 4,65 % от руды (46,08 % от класса).

Выход промпродукта составил 3,82 % от руды (15,24 % от класса) с содержанием $\sum$ РЗЭ 104,53 г/т, при извлечении $\sum$ РЗЭ 1,30 % от руды (12,79 % от класса).

Выход хвостов обогащения класса крупностью -0,315+0,071 мм составил 19,22 % от руды (76,70 % от класса) с содержанием $\sum$ РЗЭ 66,75 г/т, при извлечении $\sum$ РЗЭ 4,15 % от руды (41,13 % от класса).

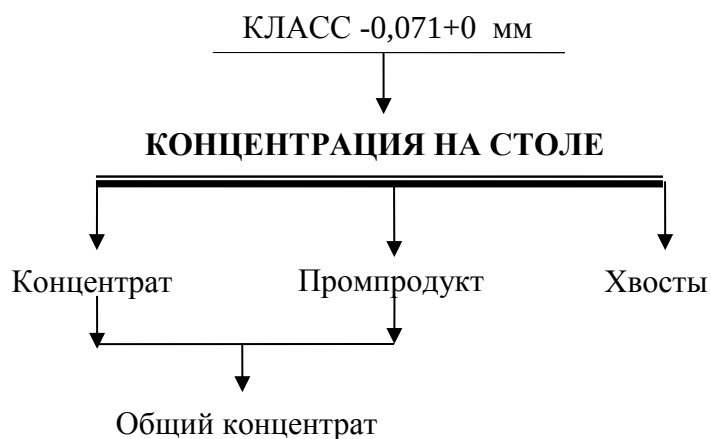


Рисунок 3.6 – Схема обогащения класса крупностью -0,071+0 мм

Таблица 3.15 – Результаты обогащения на концентрационном столе класса -0,071+0 мм

Наименование продукта	Выход, % от		Содержание Σ РЗЭ, %	Извлечение, % от	
	класса	руды		класса	руды
Концентрат	19,58	8,52	1359,51	46,98	37,50
Пром. продукт	8,27	3,60	925,130	13,50	10,79
Концентрат плюс промпродукт	27,85	12,12	1230,49	60,48	48,29
Хвосты	72,15	31,40	310,35	39,52	31,55
Итого	100,0	43,52	566,60	100,0	79,84

Полученные результаты гравитационного обогащения класса крупностью -0,071+0 (таблица 3.15, рисунок 3.6) показывают возможность получения концентрата, пром/продукта и хвостов.

Так выход концентрата составил 8,52 % от руды (19,58 % от класса) с содержанием Σ РЗЭ 1359,51 г/т, при извлечении Σ РЗЭ 37,50 % от руды (46,98 % от класса). Выход промпродукта составил 3,60 % от руды (8,27 % от класса) с содержанием Σ РЗЭ 925,130 г/т, при извлечении Σ РЗЭ 10,79 % от руды (13,50 % от класса).

При совместном выделении концентрата и промпродукта их общий выход составит 12,12 % от руды (27,85 % от класса) с содержанием Σ РЗЭ 1230,49 г/т, при извлечении Σ РЗЭ 48,29 % от руды (60,48 % от класса).

Выход хвостов обогащения класса крупностью -0,071+0 мм составил 31,40 % от руды (72,15 % от класса) с содержанием Σ РЗЭ 310,35 г/т при извлечении Σ РЗЭ 31,55 % от руды (39,52 % от класса). По содержанию Σ РЗЭ данные хвосты необходимо считать промпродуктом.

Технологические показатели и схема обогащения исходной руды, дробленной до 2,5 мм. Оптимальные результаты исследований по обогащению руды дробленной до 2,5 мм, приведены в таблице 3.16, а схема обогащения на рисунке 3.7.

Согласно приведенного баланса металла общий выход гравитационного концентрата объединенного с промпродуктом класса - 0,071+0 мм, и исходным содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 308,85 г/т составил 12,12 %, со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 1230,49 г/т и при общем извлечении $\sum \text{РЗЭ}$ 48,29 %.

Выход хвостов обогащения совместно с промпродуктом класса 2,5 – 0,071 мм составил 83,14 % с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 161,51 г/т и извлечением 43,47 %.

Согласно приведенного баланса металлов выход общего гравитационного концентрата при обогащении руды крупностью 2,5-0,0 мм составил 16,86 %, со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 1035,43 г/т и извлечением $\sum \text{РЗЭ}$ 56,53 %.

Выход общего промпродукта полученного из классов крупностью 2,5 – 0,071 мм и 0,071 – 0,00 мм составил 44,79 %, со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 251,96 г/т и извлечением 36,54 %.

Одновременно выделяются хвосты с общим выходом 38,35 %, со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 55,81 г/т и извлечением 6,93 %.

Полученный промпродукт обогащения необходимо подвергать дополнительной концентрации, с целью повышения содержания $\sum \text{РЗЭ}$. В случае его объединения с хвостами обогащения всех классов крупности, их общий выход составит 83,14 % со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 161,48 г/т и общим извлечением 43,47 %

Таблица 3.16 – Сводные технологические показатели обогащения исходной руды дробленной до 2,5 мм – баланс металла

Наименование продукта	Выход, %	Содержание $\sum \text{РЗЭ}$, г/т	Извлечение, %
1	2	3	4
Общий концентрат класса - 2,5 + 0,63 мм	1,42	391,93	1,81
Общий концентрат класса - 0,63 + 0,315 мм	1,30	423,04	1,78

Продолжение таблицы 3.16

1	2	3	4
Общий концентрат класса - 0,315 + 0,071 мм	2,02	711,50	4,65
Общий концентрат класса - 0,071 + 0,00 мм	12,12	1230,49	48,29
<i>Общий концентрат класса - 2,5 + 0 мм</i>	16,86	1035,43	56,53
Промпродукт класса - 2,5 + 0,63 мм	6,24	122,35	2,46
Промпродукт класса - 0,63 + 0,315 мм	3,33	113,61	1,23
Промпродукт класса - 0,315 + 0,071 мм	3,82	104,53	1,30
<i>Общий промпродукт класса - 2,5 + 0,071 мм</i>	13,39	115,09	4,99
Хвосты – промпродукт класса - 0,071 + 0,00 мм	31,40	310,35	31,55
<i>Общий промпродукт класса - 2,5 + 0,071 мм + Хвосты - промпродукт класса - 0,071 + 0,00 мм</i>	44,79	251,96	36,54
Хвосты класса - 2,5 + 0,63 мм	12,37	44,35	1,78
Хвосты класса - 0,63 + 0,315 мм	6,76	45,88	1,00
Хвосты класса - 0,315 + 0,071 мм	19,22	66,75	4,15
<i>Общие хвосты класса - 2,5 + 0,071 мм</i>	38,35	55,81	6,93
Общий промпродукт класса - 2,5 + 0,071 мм + Хвосты – промпродукт класса - 0,071 + 0,00 мм + Общие хвосты класса - 2,5 + 0,071 мм	83,14	161,48	43,47
Руда	100,0	308,85	100,0

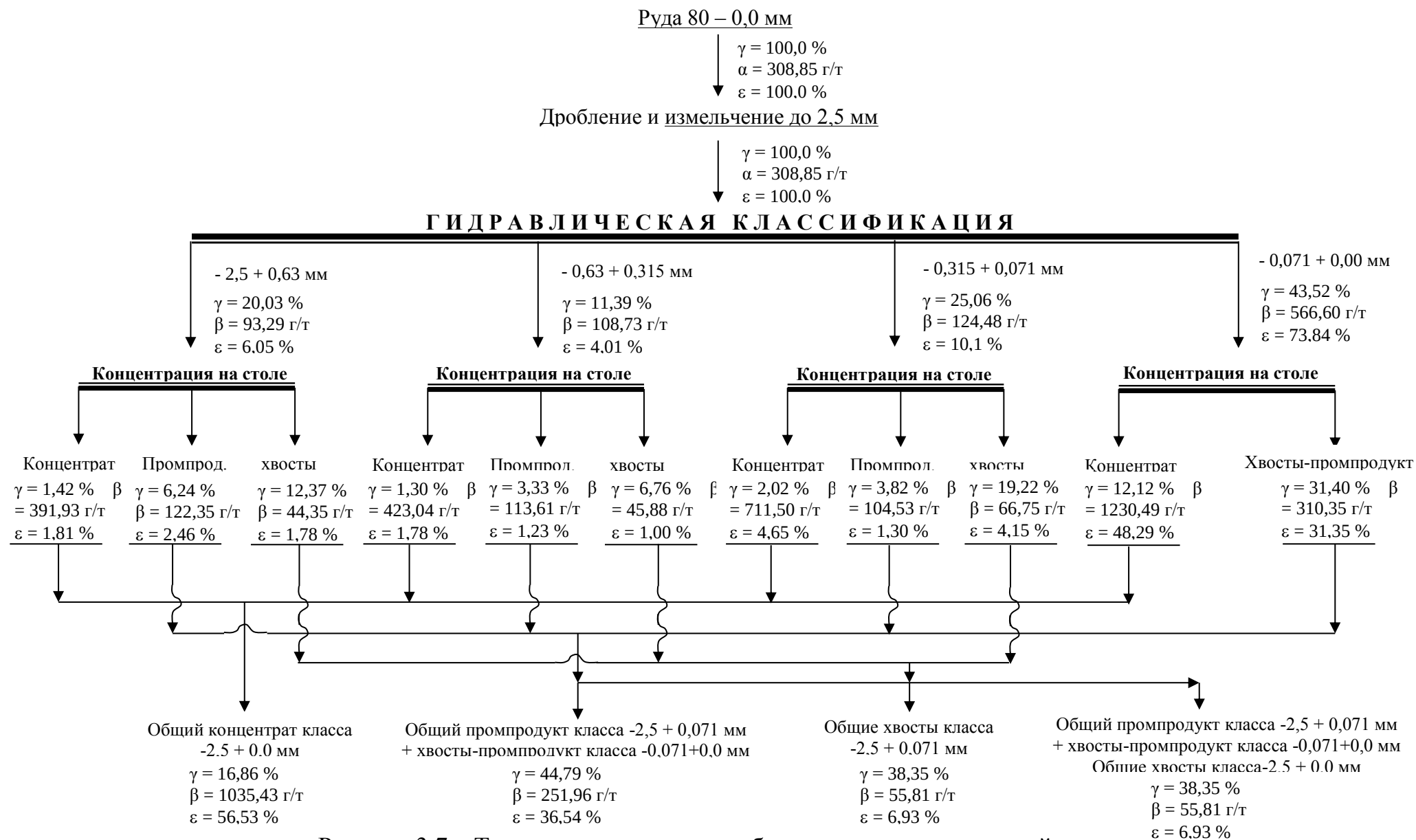


Рисунок 3.7 – Технологическая схема обогащения редкоземельной руды

3.2.2 Лабораторные исследования по гравитационному обогащению редкоземельной руды

Проведены лабораторные исследования по гравитационному обогащению тонкодисперсных частиц редкоземельных элементов исследуемой руды с использованием виброцентробежного чашевого аппарата (ВЧА) (рис.3.8). Отличительной особенностью аппарата от известных центробежных гидроконцентраторов – отсутствие подачи дополнительной воды в чашу (ротатор) концентратора, высокая степень концентрации (до 200) полезных компонентов в продуктах обогащения и возможность работы с малыми пробами исследуемого материала. Разрыхление материала в постели чаши концентратора осуществляется за счет её вибрации (3000-6000 кол/мин).

Обогащение класса $-2,5+0,1$ мм проводилось на вибровинтовом сепараторе, а доводка концентрата сепаратора в аппарате ВЧА. Обогащение класса $2,5+0,1$ мм на вибровинтовом сепараторе осуществлялось при следующих параметрах: отношение Ж:Т=3:1, частота вращения чаши сепаратора 500 об/мин.

Схема обогащения представлена на рисунке 3.9, а технологические показатели обогащения по схеме в таблице 3.17.

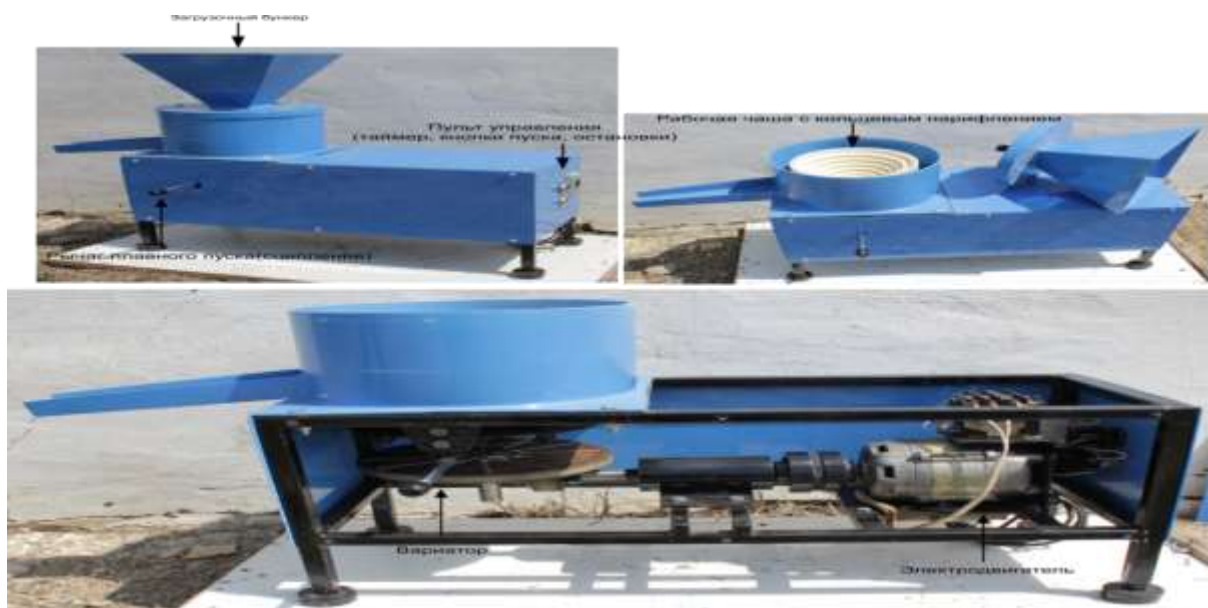


Рисунок 3.8– Виброцентробежный чашево́й аппарат

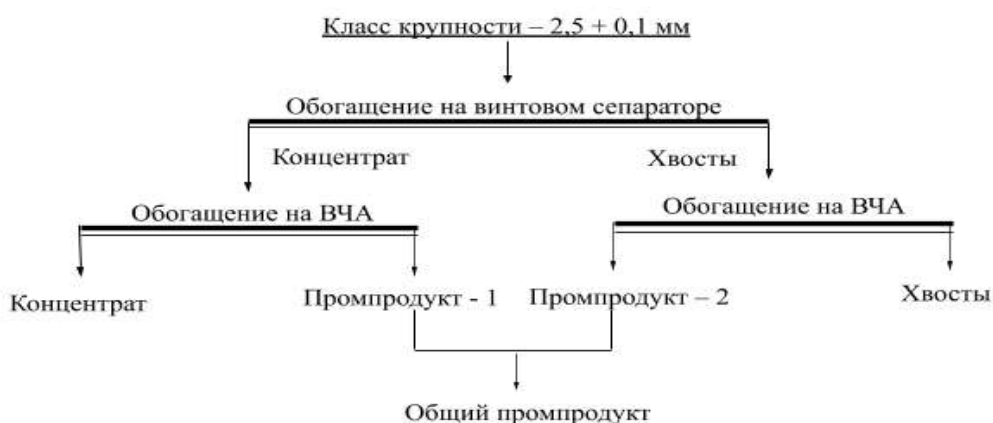


Рисунок 3.9 – Схема обогащения класса – 2,5 + 0,1 мм

Таблица 3.17 – Результаты обогащения класса – 2,5 + 0,1 мм

Наименование продукта	Выход, % от		Содержание Σ РЗЭ, %	Извлечение Σ РЗЭ, % от	
	класса	руды		класса	руды
Концентрат	7,00	3,76	640,68	41,47	7,83
Промпродукт – 1	15,2	8,17	122,61	17,21	3,25
Промпродукт – 2	17,45	9,48	95,15	15,36	2,90
Общий промпродукт	32,65	17,55	107,93	32,57	6,15
Хвосты	60,35	32,44	46,44	25,96	4,90
Класс – 2,5 + 0,1 мм	100	53,75	108,09	100,0	18,88
Класс – 0,1 + 0,0 мм	-	46,25	534,02	-	81,12
Руда	-	100,0	307,78	-	100,0

Анализ результатов лабораторных испытаний гравитационного обогащения класса крупностью –2,5+0,1 мм (табл. 3.17, рис 3.9) показывает на возможность получения концентрата, двух промпродуктов (промпродукт – 1 и промпродукт – 2) и хвостов.

Выход концентрата составил 3,76 % от руды (7,00 % от класса) с содержанием Σ РЗЭ 640,68 г/т, при извлечении Σ РЗЭ 7,83 % от руды (41,47 % от класса).

Выход промпродукта – 1 составил 8,17 % от руды (15,2 % от класса) с содержанием Σ РЗЭ 122,61 г/т при извлечении Σ РЗЭ 3,25 % от руды (17,21 % от класса). Выход промпродукта – 2 составил 9,48 % от руды (17,45 % от класса) с содержанием Σ РЗЭ 95,15 г/т, при извлечении Σ РЗЭ 2,90 % от руды (15,36 % от класса). Выход общего промпродукта (промпродукт – 1 плюс промпродукт – 2) составил 17,55 % от руды (32,65 % от класса) с содержанием Σ РЗЭ 107,93 г/т, при общем извлечении Σ РЗЭ 6,15 % от руды (32,57 % от класса).

Выход хвостов обогащения класса крупностью $-2,5+0,1$ мм составил 32,44 % от руды (60,35 % от класса) с содержанием Σ РЗЭ 46,44 г/т при извлечении Σ РЗЭ 4,90 % от руды (25,96 % от класса).

Обогащение класса $-0,1+0,0$ мм на виброцентробежном чашевом аппарате осуществлялась при следующих параметрах: отношение Ж:Т=3:1, частота вращения чаши сепаратора 500 об/мин.

Технологические показатели обогащения класса $0,1+0,0$ мм представлены в таблице 3.18

Таблица 3.18 - Показатели обогащения класса $-0,1+0,0$ мм

Наименование продукта	Выход, % от		Содержание Σ РЗЭ, %	Извлечение Σ РЗЭ, % от	
	класса	руды		класса	руды
Концентрат	23,89	11,05	1053,76	46,63	37,83
Хвосты	76,11	35,2	378,53	53,37	43,29
Класс $-0,1 + 0,0$ мм	100,0	46,25	534,02	100,0	81,12
Класс $-2,5 + 0,1$ мм	-	53,75	108,09	-	18,88
Руда	-	100,0	307,78	-	100,0

На основании проведенных исследований можно сделать следующие основные выводы:

- изучены гранулометрические составы и характер распределения суммы редко-земельных элементов по классам крупности в руде исходной крупности и руде дробленной до 2,5 мм. При этом определено, что основная часть Σ РЗЭ концентрируется в классах крупностью менее 0,05 мм;

- определено, что оптимальная крупность руды, которую необходимо подвергать гравитационному обогащению составляет $-2,5+0,0$ мм;

- изучен фракционный состав классов крупностью $-2,5+0,315$ мм, $-0,315+0,0$ мм и $-0,1+0$ мм с характером распределения Σ РЗЭ по фракциям плотностью менее 2550 кг/м³, 2550-2650 кг/м³, 2650-2750 кг/м³, 2750-2850 кг/м³, 2850-2950 кг/м³ и более 2950 кг/м³. Определено, что существенная концентрация кг/м³ наблюдается во фракциях плотностью 2850-2950 кг/м³ и более 2950 кг/м³;

- определено, что при гравитационном обогащении всех исследованных классов крупности, плотность разделения необходимая для получения тяжелых концентратных фракций составила 2850 кг/м³ и доказана принципиальная возможность обогащения руды с использованием гравитационных процессов;

- результаты гравитационного обогащения руды с использованием концентрационных столов позволили получить концентраты с общим выходом 16,86 %, со средним содержанием Σ РЗЭ 1035,43 г/т, при общем извлечении Σ РЗЭ 56,53 %;

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проведен анализ способов переработки редкоземельных руд и концентратов.

Исследовано распределение суммы РЗЭ по классам крупности исходной руды. На основе фракционного анализа изучена гравитационная обогатимость исследуемой руды.

Исследуемые классы крупности 2,5-0,315 мм, 0,315-0,1 мм подвергались расслоению в растворах тяжелой жидкости М-45 на фракции плотностью (кг/м^3): менее 2550, 2550-2650, 2650-2750, 2750-2850, 2850-2950 и более 2950. Полученные результаты по изучению фракционного состава руды показали на возможность обогащения класса крупности более 0,10 мм с использованием гравитационных процессов. Плотность разделения необходимая для получения тяжелых концентратных фракций составил 2850 кг/м^3 .

Результаты гравитационного обогащения руды с использованием концентрационных столов позволили получить концентраты с общим выходом 16,88 %, со средним содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 1035,43 г/т, при общем извлечении $\sum \text{РЗЭ}$ 56,53 %.

Проведены исследования по удалению глинистых компонентов из исследуемой руды т.к. эффективность любого технологического процесса в частности, обогатительного и гидрометаллургического в первую очередь, зависит от степени удаления из них глинисто-шламистой части.

Проведены исследования по гравитационному обогащению руды с использованием разработанных центробежных гидроконцентраторов. Обогащение класса -2,5+0,1 мм на данных аппаратах позволило получить следующие технологические показатели:

- выход концентрата 7,0 % с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 640,68 г/т и извлечением 41,47 %;

- выход общего промпродукта составил 32,65 % с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 107,93 г/т при извлечении $\sum \text{РЗЭ}$ 32,57 %;

- выход хвостов обогащения составил 60,35 % с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 46,44 г/т, при извлечении $\sum \text{РЗЭ}$ 25,96 %.

Обогащение класса -0,1+0,0 мм:

- выход концентрата 23,89 % с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 1053,76 г/т и извлечением 46,63 %;

- выход хвостов обогащения 76,11 % с содержанием $\sum \text{РЗЭ}$ 378,53 %, при извлечении $\sum \text{РЗЭ}$ 53,37 %. По содержанию $\sum \text{РЗЭ}$ данные хвосты необходимо считать промпродуктом.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Наумов А.В. Обзор мирового рынка редкоземельных металлов // Цветная металлургия. – 2008. – № 1. – С. 22-31.
- 2 Лебедев В.Н., Локшин Э.П., Маслобоев В.А. и др. Сырьевые источники редкоземельных металлов России и проблемы их вовлечения в переработку // Цв. металлы. – 1997. – №8. – С.46-51.
- 3 Кудрин В.С., Чистов Л.Б. Состояние минерально-сырьевой базы редкоземельных металлов, перспективы ее развития и освоения // Минеральные ресурсы России. – 1996. – №5. – С.8-13
- 4 Обзор рынка редкоземельных элементов в СНГ.- издание 7-е дополненное и переработанное.- М.,- 2011.
- 5 Специальные методы обогащения полезных ископаемых. – М.:Недра, 1966. -286с.
- 6 Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотационные методы обогащения. – М.: Недра, 1981. – С. 297–298.
- 7 Шубов Л.Я., Иванков С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья: справочник. – М.: Недра, 1990. – Кн.2, – С. 212
8. Голованов Г.А. Флотация кольских апатитсодержащих руд. – М.: Химия, 1976 С. – 296.
9. Найфонов Т.Е. Флотационное обогащение комплексных титановых и циркониевых руд / Т.Б.Найфонов, В.И.Белобородов, И.Б.Захарова – Апатиты. 1994. С. – 152.
- 10 Вальков А.В., Ниязов А.Р., Неворотин В.К., Булгакбаев М.А. Извлечение редкоземельных элементов из продуктивных растворов переработки фосфатных руд // Тезисы докладов международной конференции Металлургия XXI века. Шаг в будущее». – Красноярск. 1998. – С.329-330.
- 11 Локшин Э.П., Калинин В.Т., Тареева О.А. Извлечение редкоземельных элементов из промпродуктов и техногенных отходов переработки хибинского апатитового концентрата //Цветные металлы. 2012. – № 6. – С. 75-80
- 12 Дибров И.А. Д.Э. Чиркст, Т.Е. Литвинова Распределение элементов при сернокислотной переработке эвдиалитового концентрата // Цветные металлы. – 2002. – №12. – С. 38-43.
- 13 Захаров В.И. Разработка солянокислотной технологии комплексной переработки эвдиалита // Записки Горного института. – СПб.: 2005. – Т. 164. – С. 102-105.
- 14 Лебедев В.Н. Руденко А. В. Выделение редкоземельных элементов при солянокислотной переработке эвдиалита // Химическая технология. 2003. – № 1. – С.26-29.
- 15 Лебедев В. Н., Маслобоев В.А., Сергеева С.Д. Экстракционная переработка эвдиалитового раствора. Технология минерального сырья и

свойства соединений редких элементов / В.Н. Лебедев, // Апатиты. – КНЦРАН, 1996. – С. 39-54.

16 Гиндин Л.М. Экстракционные процессы и их применение. – М.: Наука, 1984. 144 с.

17 Zang Z.B., Lu K.Y., King K.C. e. A. Rare Earth Industry in China // Hydrometallurgy. 1982. V. 9. N 2. P. 205-209.

18 Пат. 213839. Россия. Способ подготовки золы-уноса от сжигания углей для использования в качестве строительных материалов./ Борбат В.Ф., Адеева Л.Н.

19 Пат. 2170775. Россия. Борбат В.Ф., Адеева Л.Н. и др. Способ извлечения редкоземельных и радиоактивных металлов из окисленного технологически упорного сырья. / Адеева Л.Н. заявл. 26.01. 2000.

20 Пат. 2293134. Россия. Кузьмин В.И., Пашков Г.Л. и др. Способ извлечения редкоземельных металлов и иттрия из углей и золошлаковых отходов от их сжигания. Заявл. 26. 05. 2005г.

21 Редкоземельные металлы: применение, проблемы, перспективы / Т.Емелена, Ю.Верецагин // Уральский рынок металлов. – 2007. – №3. – С. 24-27.

Список опубликованных работ

1. Н.Т. Акказина, Б.Н. Кожабай Научный руководитель – М.Р.Шаутенов, проф. к.т.н., доцент Satpayev University, Исследования по гравитационному обогащению редкоземельной руды коры выветривания //Сатпаевские чтения – 2020

2. М.Р. Шаутенов, Н.Т. Акказина, Б.Н. Исследования гранулометрического состава и характера распределения редкоземельных элементов в редкоземельной руде Кундыбайского месторождения //Сатпаевские чтения – 2021

"SATPAEV OKULARY - 2020"

SATPAEV OKULARYNY

EBEKTETI

I Tom

ТҮҮДІ

SATPAEVSKIX ЧТЕНИИ

"SATPAEVSKIE ЧТЕНИЯ - 2020"

Tom I

PROCEEDINGS

SATPAEV'S READINGS

"SATPAEV READINGS - 2020"

I volume

Алматы JRD Abastu

**СЕКЦИЯ «СОВРЕМЕННОЕ РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИЙ В ОБОГАЩЕНИИ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И МЕТАЛЛУРГИИ» ПОДСЕКЦИЯ 1**

УДК 622.7

Н.Т. Акказина, Б.Н. Кожабай

Научный руководитель – М.Р. Шаутенов, проф. к.т.н., доцент

Satpayev University, Казахстан, г. Алматы

aknazim@mail.ru

**ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ГРАВИТАЦИОННОМУ ОБОГАЩЕНИЮ
РЕДКОЗЕМЕЛЬНОЙ РУДЫ КОРЫ ВЫВЕТРИВАНИЯ**

Аннотация. В статье рассмотрена возможность переработки труднообогатимых редкоземельных руд требует необходимость применения комбинированных схем, сочетающих процессы гравитационного обогащения, флотации, гидрометаллургии и пирометаллургии, это вызвано тем, что редкоземельные элементы в данных рудах представлены более разнообразными формами и распределены как в глинистой, так и в зернистой частях руды. В этих условиях необходимо изыскивать новые высокоэффективные и конкурентоспособные комбинированные технологии переработки данного вида сырья, позволяющие более полное извлечение из нее полезных составляющих.

Ключевые слова: редкоземельные элементы, гранулометрический анализ, выход, среднее содержание, гравитационное обогащение, схемы обогащения, концентрат, промпродукт, хвосты обогащения.

Известно, что богатые редкоземельные месторождения исчерпаны и возникла необходимость вовлекать в производство бедные или труднообогатимые руды. К последним относятся руды коры выветривания, в которых РЗЭ представлены фосфатами РЗЭ (черчитом, рабдофонитом, ксенотимом или монацитом). Одним из таких месторождений является «Кундыбайское», расположенное в Казахстане. Особо следует отметить наиболее важные и ценные отличия технологических свойств Кундыбайских руд по сравнению с рудами других месторождений в СНГ:

485

*Секция «Современное развитие технологий в обогащении полезных ископаемых и металлургии»
подсекция 1*

Н.Т. Акказина, Б.Н. Кожабай., М.Р. Шаутенов.	485
Исследования по гравитационному обогащению редкоземельной руды коры выветривания	
С.С. Алдабергенова, Л.Т. Бошкеева, Г. Уркимбай, С.К. Исак	489
Изучение способа комплексной переработки твердых хлоридных отходов титаномагнетитового производства	
А.Ж. Алтымышбаева, А.Е. Мажит, Н.С. Швецов., Г.Д. Гусейнова	493
Исследование влияния температуры на скорость химической коррозии меди	
Н.Н.Әбіласан, Н.Т.Акказина., М.Р. Шаутенов	496

724

"САТПАЕВ ОҚУЛАРЫ - 2021"

САТПАЕВ ОҚУЛАРЫНЫҢ

ЕҢБЕКТЕРІ

I Том

ТРУДЫ

САТПАЕВСКИХ ЧТЕНИЙ

"САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ - 2021"

Том I

PROCEEDINGS

SATPAYEV'S READINGS

"SATPAYEV READINGS - 2021"

I volume

Алматы 2021 Almaty

Түйін сөздер: құлақжар, қалдықтар, техногенді шикізат, құла үйіндісі, сынама, гранулометриялық құрам, гравитациялық байыту, магниттік сұрыптау, шығым, үлес.

УДК 622.7

М.Р. Шаутенов, Н.Т. Акказина, Б.Н. Кожабай
Sapayev University, Kazakhstan, g. Алматы
n.akkazina@sapayev.university

ИССЛЕДОВАНИЯ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА И ХАРАКТЕРА РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В РЕДКОЗЕМЕЛЬНОЙ РУДЕ КУНДЫБАЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Аннотация. В статье рассмотрены результаты исследования по определению взаимосвязи гранулометрического состава и характера распределения редкоземельных элементов в руде. Проведены исследования по гравитационному обогащению редкоземельной руды Кундыбайского месторождения на пробе класса -80 +0,0 мм и дробленной до крупности 2,5 мм. Результаты гранулометрического анализа и характер распределения редкоземельных элементов по классам крупности показали, что наиболее высокое содержание (694,318 г/т) наблюдается в классе крупности менее 5 мкм. Средневзвешенное содержание $\Sigma P3Э$ в пробе исходной крупности составило 320 г/т. Проведены лабораторные исследования по гравитационному обогащению тонкодисперсных частиц редкоземельных элементов с использованным нами разработанного виброцентробежного чащевого аппарата.

Ключевые слова: руда, коры выветривания, проба, редкоземельные элементы, гранулометрический состав, ситовой анализ, содержание, выход, распределение

Технология переработки редкоземельных руд отличается большим разнообразием, которое вызвано влиянием различных технологических особенностей перерабатываемого редкоземельного сырья. К таким особенностям, относятся вещественный состав и характер (упорность) руды: сульфидный, окисленный, смешанный, глинистый, многокомпонентный и др.; характер крупности и вкрапленности дисперсных частиц сырья, а также другие показатели.

Исследования по гравитационному обогащению редкоземельной руды Кундыбайского месторождения проводились на пробе класса -80+0,0 мм и дробленной до крупности 2,5 мм.

Переработка труднообогатимых редкоземельных руд требует необходимость применения комбинированных схем, сочетающих процессы гравитационного обогащения, флотации, гидрометаллургии и пирометаллургии, это вызвано тем, что редкоземельные элементы в данных рудах представлены более разнообразными формами и распределены как в глинистой, так и в зернистой частях руды. В этих условиях необходимо изыскивать новые высокоэффективные и конкурентоспособные комбинированные технологии переработки данного вида сырья, позволяющие более полное извлечение из нее полезных составляющих.

Нами проведены исследования по изучению гранулометрического состава и характера распределения редкоземельных элементов в руде Кундыбайского месторождения.

С целью определения гранулометрического состава и характера распределения редкоземельных элементов по классам крупности были выполнены ситовые анализы на руде исходной крупности 80-0,0 мм и дробленной до крупности 2,5 мм.

Ситовый анализ заключался в просеивании пробы руды через набор сит и промывки каждого класса крупности с последующим определением процентного количества продукта на каждом сите, по отношению к массе исходной пробы. Для определения

1009

Шаутенов М.Р., Акказина Н.Т., Кожабай Б.Н. Исследования гранулометрического состава и характера распределения редкоземельных элементов в редкоземельной руде Кундыбайского месторождения	1009
Смэйлов Р.Е., Айдызбеков А.Б., Ахмет О.М. Интенсификация процесса сорбции путем изменения технологической схемы обвалки руды	1012
Смирнов А.А. Фторимонитовое обогащение высококремнистого титанового сырья	1016
Турбанов С.Р., Барончикова М.Б. Исследование влияния новых реагентов вспенивателей на обогащаемость медно-молибденовой руды	1018
Темірхан І.А., Байтөлеуов О.С., Сарсенбаев М.С. Асбест өндірісі қалдықтарын ионды өндіру	1023
Темірхан С.Г., Чогулатанов Т.А. Технологические исследования прототипирующего объекта окисленной свинцово-цинковой руды и промпродукта обогащения ТОО «КАЗЦИНК»	1027
Тойлыбеков С., Мамырбаева К.К. Мысқан өңірінің сульфидті минералы – халькопиритті термиялық өңдеуге термодинамикалық талдау	1031
Түлетбергалин А.К., Мамырбаева К.К. Исследование процесса выщелачивания меди из бедных концентратов	1036

1338

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: Қожабай Бақытжан Нағызханқызы

Название: Исследования по гравитационному обогащению Кундыбайского месторождения редкоземельных руды

Координатор: Мэлс Шаутинов

Коэффициент подобия 1:1

Коэффициент подобия 2:0.9

Замена букв: 4

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: Диссертационная работа написана Кожабай Б. Н. является самостоятельной и не обладает признаками плагиата.

Допускается к защите.

Дата 07.06.2021.

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: Қожабай Бақытжан Нағызханқызы

Название: Исследования по гравитационному обогащению Кундыбайского месторождения редкоземельный руды

Координатор: Мэлс Шаутинов

Коэффициент подобия 1:1

Коэффициент подобия 2:0.9

Замена букв:4

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:

Заимствования в магистерской диссертации Қожабай Б.Н. являются добросовестными и не содержат признаков плагиата. Работа признается самостоятельной и допускается к защите.

Дата

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

Окончательное решение в отношении допуска к защите, включая обоснование:

Допуск к защите

Дата

10-06-2021

зав. каф. Берменщиков М.Б.

Подпись заведующего кафедрой /

начальника структурного подразделения

ОТЗЫВ

НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ

на Магистерскую диссертацию

(наименование вида работы)

Қожабай Бақытжан Нағызханқызы

(Ф.И.О. обучающегося)

7M07223 – "Металлургия и обогащение полезных ископаемых"

(шифр и наименование специальности)

Тема: Исследования по гравитационному обогащению
Кундыбайского месторождения редкоземельной руды

Диссертационная работа посвящена исследованию по переработке редкоземельной руды на основе гравитационного обогащения.

Магистрантом изучена взаимосвязь гранулометрического состава и гравитационной обогатимости руды. Проведен фракционный анализ классов крупности $-2,5+0,00$ мм. Согласно шкалы равнопадаемости, каждый класс подвергался гравитационному обогащению на концентрационных столах.

На основе изучения фракционного состава классов крупности и характера распределения $\Sigma P3Э$ по фракциям плотности определено, что существенная концентрация $\Sigma P3Э$ наблюдается во фракциях плотностью $2850-2950 \text{ кг/м}^3$ и более 2950 кг/м^3 . Необходимая плотность для получения тяжелых концентратных фракций составило 2850 кг/м^3 .

Результаты гравитационного обогащения с использованием концентрационных столов показали на возможность получения концентратов с общим выходом $16,88\%$ со средним содержанием $\Sigma P3Э$ $1035,43 \text{ г/т}$, при общем извлечении $\Sigma P3Э$ – $56,35\%$. Средневзвешенное содержание $\Sigma P3Э$ в пробе руды исходной крупности составило 320 г/т .

Выполненный объем исследовательской работы соответствует требованиям предъявляемым к магистерским диссертациям, а автор работы Қожабай Бақытжан Нағызханқызы заслуживает присуждения академической степени магистра по специальности 7M07223 – "Металлургия и обогащение полезных ископаемых".

Научный руководитель

К.Т.Н., профессор

(должность, уч. степень, звание)

 Шаутенов М.Р.

(подпись)

«02» июня 2021 г.

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию
(наименование вида работы)

Қожабай Бақытжан Нағызханқызы
(Ф.И.О. обучающегося)

7М07223 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых
(шифр и наименование специальности)

На тему: Исследования по гравитационному обогащению Кундыбайского
месторождения редкоземельных руд

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИССЕРТАЦИИ:

Работа Қожабай Б.Н. посвящена гравитационным методам обогащения применительно к редкоземельной руде Кундыбайского месторождения. Работа выполнена на актуальную тему, так как применение редкоземельных элементов востребовано во многих производственных отраслях. В работе проведен анализ способов переработки редкоземельных руд и концентратов. Подробно изучен вещественный состав пробы исследуемой руды коры выветривания месторождения Кундыбай различными методами анализа, распределение суммы РЗЭ по классам крупности. Проведен фракционный анализ руды в тяжелой жидкости с определением содержания суммы РЗЭ по фракциям. Определена оптимальная плотность разделения с наилучшим концентрированием редкоземельных элементов и оптимальная крупность руды, которая может быть подвергнута гравитационному обогащению. Проведено гравитационное обогащение руды месторождения Кундыбай на концентрационном столе, винтовом сепараторе и виброцентробежном чашевом аппарате. Показана возможность получения концентрата РЗЭ гравитационными методами обогащения с общим выходом 16,86 %, со средним содержанием Σ РЗЭ 1035,43 г/т, при общем извлечении Σ РЗЭ 56,53 %.

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

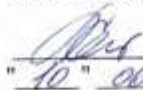
Анализ технологий переработки редкоземельных руд и концентратов проведен на основе литературных данных до 2012 г. Литературные источники за последние годы не приведены.

Оценка работы

Рецензируемая магистерская диссертация относится к перспективным в области переработки редкоземельных руд. В целом работа соответствует требованиям, предъявляемым к магистерским диссертациям и заслуживает оценки 91 % («отлично»). Магистрант Қожабай Бақытжан Нағызханқызы заслуживает присуждения степени магистра по специальности 7М07223 – Металлургия и обогащение полезных ископаемых.

Рецензент

Кандидат тех. наук, ведущий научный
сотрудник АО «Институт металлургии
и обогащения»

 Л.В. Семущкина
"10" 06 2021 г.

Ф КазННТУ 706-17. Рецензия

