

УДК 622.7:519.711.2

**ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ГРАВИТАЦИОННО-МАГНИТНОГО  
РАЗДЕЛЕНИЯ РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД ДЛЯ ОПТИМИЗАЦИИ  
КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ**

**М. С. Хохуля, С. А. Алексеева, А. А. Черезов, А. В. Фомин**

*Горный институт КНЦ РАН,  
E-mail: m.hohulya@ksc.ru, ул. Ферсмана, 24, 184209, г. Анапиты, Россия*

Приведены результаты исследований по оптимизации технологии обогащения редкометалльных руд на основе использования минералого-технологических особенностей сырья и регулирования процессов рудоподготовки совместно с гравитационным обогащением. Проведено сравнение измельчаемости бедных лопаритовых руд и руд текущей добычи, установлены общие закономерности формирования продуктивного класса  $-0.63 + 0.07$  мм. Показано, что управление процессом измельчения позволяет получить при гравитационном разделении бедных лопаритовых руд показатели, сопоставимые с показателями по рядовым рудам. Для перспективной редкометалльной руды месторождения, расположенного в Восточной Сибири, исследованы и выбраны оптимальные режимы разделения гравитационными методами с использованием винтовой сепарации, концентрации на столах, центробежной концентрации и магнитными методами обогащения на основе применения высокоинтенсивной сепарации. Разработана гравитационно-магнитная технология обогащения с получением двух концентратов — колумбитового и цирконового.

*Редкометалльные руды, лопарит, измельчаемость, продуктивный класс, раскрытие, винтовая сепарация, концентрация на столе, центробежная концентрация, высокоинтенсивная магнитная сепарация, выход, содержание, извлечение*

DOI: 10.15372/FTPRPI20210316

Происходящие в мировой экономике структурные и технологические изменения ведут к ускорению развития и переформатированию индустрии добычи и производства редких металлов. Разрабатываются передовые технологии и новые материалы гражданского и военного назначения. В сложных изделиях бытовой и промышленной электроники стремительно растет количество применяемых редких металлов [1, 2].

Несмотря на масштабную национальную минерально-сырьевую базу, в России практически не осуществляются инвестиции в разработку редкометалльных месторождений и создание перерабатывающих производств для повышения степени извлечения попутных редких металлов. Основные причины этого связаны в первую очередь со сложным вещественным составом редкометалльного сырья, которое в целом имеет невысокое качество. Отечественные месторождения уступают зарубежным по горнотехническим условиям разработки и гео-

графо-экономическому положению. Для эффективной переработки редкометалльного сырья необходимо создание сложных разветвленных и дорогостоящих технологий с выделением индивидуальных продуктов, с концентрированием, улавливанием и выделением попутных редких металлов. Как правило, подобные технологии не имеют прямых аналогов и разрабатываются под каждый конкретный тип сырья и месторождения [3].

Обеспечение промышленности нашей страны редкометалльно-редкоземельным сырьем в значительной мере зависит от разработки инновационных технологий добычи и комплексной переработки, отвечающих современным требованиям энерго- и ресурсосбережения, а также промышленной и экологической безопасности.

Решение обозначенных проблем сырья редких металлов может происходить двумя путями — разработкой новых месторождений и использованием более эффективных технологий переработки руды. Большое значение имеют сведения о технологических особенностях обогащаемого сырья, такие как минеральный и химический состав, распределение зерен основных минералов по крупности в исходной руде (вкрапленность) и в продуктах измельчения, присутствие минералов в свободном виде и в сростках по технологическим продуктам и т. д.

Единственный промышленный источник товарной редкометалльной продукции в нашей стране — лопаритовый концентрат, производимый из руд Ловозерского месторождения в Мурманской области. Добычу руд и их переработку с получением в промышленных количествах редкоземельных металлов, титана, ниобия и тантала осуществляет ООО «Ловозерский ГОК». Обогащение руды на фабрике проводится по трехстадиальной гравитационной схеме, заложенной в голове процесса, с использованием гидравлических классификаторов, винтовых сепараторов и концентрационных столов, что обеспечивает последовательное выделение черного концентрата на каждой стадии с последующей его сушкой. Перечистка черного концентрата в дальнейшем осуществляется электрической и магнитной сепарацией. Реализация данной технологии способствует получению кондиционного лопаритового концентрата в количестве не более 9,5 тыс. т/год с содержанием не менее 95 % лопарита при его извлечении около 80 %.

Подготовка руд к гравитационному обогащению связывается с необходимостью раскрытия ценных минералов при условии их минимального переизмельчения. Сложность обогащения шламовых фракций руды обуславливает применение многостадийных схем при повышенной начальной крупности измельчения, превышающей средний размер полезного компонента в несколько раз. Излишнее загрубление помола способствует образованию избыточного количества сростков и крупнозернистых частиц порообразующих минералов. Они увеличивают число перечисток, загрязняя черновые концентраты, что, в свою очередь, приводит к возрастанию циркулирующих потоков, перегрузке гравитационных аппаратов и снижению возможностей по разделению минералов. По этой причине на гравитационных фабриках извлечение ценных компонентов в конечные концентраты не превышает 70–80 %, а их потери со сростками приближаются к потерям со шламами.

Цель настоящей работы — получение экспериментальных данных, подтверждающих повышение эффективности гравитационного обогащения редкометалльных руд сложного вещественного состава за счет управления режимами рудоподготовки. Оно может быть достигнуто путем совместной оптимизации операций рудоподготовки и обогащения, при которых решение задачи селективного раскрытия ценных компонентов должно осуществляться целенаправленным формированием качественного состава питания и продуктов операций обогащения на всех стадиях переработки руды.

## ОБЪЕКТЫ ИЗУЧЕНИЯ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

Исследования проводились на пробах бедных лопаритовых руд Ловозерского месторождения и комплексных тантал-ниобиевых руд одного из перспективных месторождений Восточной Сибири.

Ловозерское месторождение представляет собой серию пологих пластообразных рудных тел с изменением мощности от 0.6 до 5.0 м, углом падения от 0 до 35 град, содержанием лопарита от 0.5 % по контуру рудных тел до 15 % в центральной части, глубиной залегания рудных тел от поверхности 0 – 600 м [4].

Изученная толща лопаритового комплекса разделена на пять серий, каждая из которых в верхней части представлена фойяитами, сменяющимися уртитам, в нижней — чередованием луювритов-фойяитов. В этих сериях отдельные слои (горизонты) незначительной мощности по простиранию прослеживаются на огромные расстояния. В них сосредоточены лопаритовые руды, как правило, с относительно высоким содержанием минерала в центре слоев, снижающимся к лежащему и висящему бокам до значения бортового. Образующиеся рудные залежи имеют мощность от менее 1 и до 3–5 м. Есть рудные залежи мощностью до 10 м, но с относительно низким содержанием и сложным распределением полезного компонента по мощности.

Добыча лопаритовых руд ведется только на двух из двенадцати разведанных участков — Карнасурт и Кедыквырпахк, составляя ~ 5 % от общих запасов месторождения. Они имеют идентичное геологическое строение. Главным рудным минералом является лопарит, содержание которого в руде по уртитовому пласту изменяется от 1.6 до 4.3 %, по малиньитовому — от 3.5 до 8.9 % [5]. Поступающая в переработку на фабрику руда содержит около 2.4 % лопарита.

Объект исследований — руда одного из перспективных к разработке участков месторождения Карнасурт. Она представлена уртитам с содержанием лопарита 1.6 %, что позволяет отнести ее к бедным рудам. Содержание основных породообразующих минералов, %: полевые шпаты — 32.4, пироксены — 25.9, нефелин — 11.6, амфиболы — 5.5. В руде присутствуют, %: содалит — 0.99, цеолиты — 5.64, канкринит — 2.76, фторапатит — 0.92, титанит — 2.75, эвдиалит — 2.0, мурманит — 0.5, лампрофиллит — 0.9, ринкит — 3.0, слюды — 3.7.

Месторождение тантал-ниобиевого сырья, подготовленного к промышленной эксплуатации, приурочено к массиву метасоматически измененных щелочных гранитов, где выделяются рудоносные зоны альбитов, кварцевых альбитов (богатые руды) и кварц-микроклин-альбитовых метасоматитов (рядовые руды) [6]. Содержание редкометалльных минералов в рудах не превышает 1.2 %. Главным минералом-концентратором ниобия и тантала является колумбит, основным минералом циркония — циркон. Среднее содержание в рудах  $Nb_2O_5$  составляет 0.28 %,  $Ta_2O_5$  — 0.024 %,  $ZrO_2$  — 0.45 %.

На материале полученных представительных проб руды проведены исследования по их измельчаемости и обогащению гравитационными и магнитными методами. Бедные лопаритовые руды измельчались в лабораторной стержневой мельнице периодического действия МСЦ 300×450 (объем 32 л) в открытом цикле в течение 0.5, 1, 2, 4, 8 и 16 мин, плотность пульпы составляла 50 % твердого. По окончании каждого помола мельница разгружалась. После отстаивания и удаления воды измельченный продукт направлялся на сушку, а затем подвергался гранулометрическому, химическому и минералогическому анализам.

При измельчении навесок руды контролировалась мощность электродвигателя мельницы под нагрузкой и на холостом ходу, значения определялись по показаниям счетчика с дальнейшим вычислением полезной мощности, затрачиваемой на измельчение.

Интенсивность сокращения крупности руды, т. е. скорость измельчения, рассчитывалась по уточненной формуле Разумова – Биленко [7]:

$$R = \frac{R_0 k}{c + (k - c)e^{kt}} \text{ (интегральная форма),}$$

$$a(R, t) = \frac{dR}{dt} = c \frac{R^2}{R_0} - kR \text{ (дифференциальная форма — скорость измельчения),}$$

где  $R_0$ ,  $R$  — содержание остатка руды на выбранном сите (расчетный класс) в начальный момент времени  $t_0$  и в текущий момент времени  $t$ , %;  $k$  — относительная скорость измельчения, характеризующая измельчаемость крупных классов остатка в данный момент в единицу времени;  $c$  — коэффициент соотношения относительных скоростей измельчения крупных и мелких классов.

Для исследования процессов разделения гравитационными методами использовались винтовой сепаратор ВСП-500 и винтовой шлюз ВШ-500, перемешивание черновых концентратов проводилось на концентрационных столах СКО-0.5 и Holman-Wilfley 2000, для тонкозернистого материала применялись центробежные концентраторы ИТОМАК КГ-2.0. При магнитном обогащения использовались электромагнитный сепаратор СЭ-138Т и высокоинтенсивный магнитный сепаратор CF-5 ММ фирмы Eriez. Определение содержания полезных компонентов в продуктах обогащения выполнены на рентгенофлуоресцентном волновом спектрометре ARL Advant`X (Thermo Fisher Scientific, Switzerland).

С целью изучения вещественного состава руды и выявления степени раскрытия зерен лопарита проведены минералогические исследования с применением оптико-геометрического метода на стереоскопическом микроскопе LEICA MZ-6 с цветной цифровой видеокамерой высокого разрешения DFC-320 R2 и люминесцентным осветителем.

#### АНАЛИЗ И ОБСУЖДЕНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ ИССЛЕДОВАНИЙ

*Бедные лопаритовые руды Ловозерского месторождения.* Основная задача, которая решалась при исследовании бедных лопаритовых руд, — изучение возможности обогащения по существующей технологии данного вида сырья. Подготовка руд к гравитационному обогащению связана с необходимостью достижения раскрытия ценных минералов при условии их минимального переизмельчения. Для лопаритовых руд продуктивным является класс  $-0.63 + 0.07$  мм, шламами — класс  $-0.07$  мм [8]. Оценка закономерностей измельчения, анализ раскрытия полезного компонента, выявление склонности к ошламованию лопаритовой руды перспективного участка Ловозерского месторождения проводились на основе изучения ее кинетики измельчения. Эффективность измельчения оценивалась по следующим факторам: извлечению лопарита в продуктивный класс ( $-0.63 + 0.07$  мм) и шламы ( $-0.07$  мм), раскрытию полезного минерала, удельным показателям измельчения и интенсивности сокращения крупности руды.

Результаты измельчаемости, полученные для исследуемой бедной руды, сравнивались с результатами, достигнутыми при измельчении руды текущей добычи с точки зрения критерия оптимальности, т. е. исходя из обеспечения максимального выхода эффективно обогащаемого класса крупности  $-0.63 + 0.07$  мм при минимальном переизмельчении руды (табл. 1). В бедных рудах по сравнению с рудами текущей добычи содержание лопарита ниже на 30 %, для получения продукта оптимальной крупности требуется в 1.5 раза больше времени измельчения; количество шламов увеличивается на 28 %; удельная производительность мельницы по вновь образованному классу снижается на 29 %; удельные энергозатраты возрастают на 50 %.

ТАБЛИЦА 1. Сравнительные значения показателей измельчения до оптимальной крупности – 0.63 мм лопаритовой руды перспективной и текущей добычи

Показатель	Бедная руда	Руда текущей добычи
Содержание лопарита, %	1.6	2.3
Время достижения оптимальной крупности, мин	6.0	4.0
Удельная производительность по вновь образованному продуктивному классу – 0.63 + 0.07 мм, кг/(л·ч)	0.57	0.8
Удельный расход электроэнергии на единицу вновь образованного класса – 0.63 + 0.07 мм, кВт·ч/т	10.8	7.2
Количество шламов (–0.07 мм), %	27.5	21.5
Количество лопарита в продуктивном классе – 0.63 + 0.07 мм, %	73.4	77.5
Количество лопарита в классе – 0.07 мм, %	23.2	21.6
Раскрытие лопарита, % своб.	89.0	93.0

Результаты расчета изменения скорости измельчения от содержания остатка расчетного класса при измельчении данных типов руды в стержневой мельнице (рис. 1) подтверждают высокую избирательность стержневого измельчения по крупности.

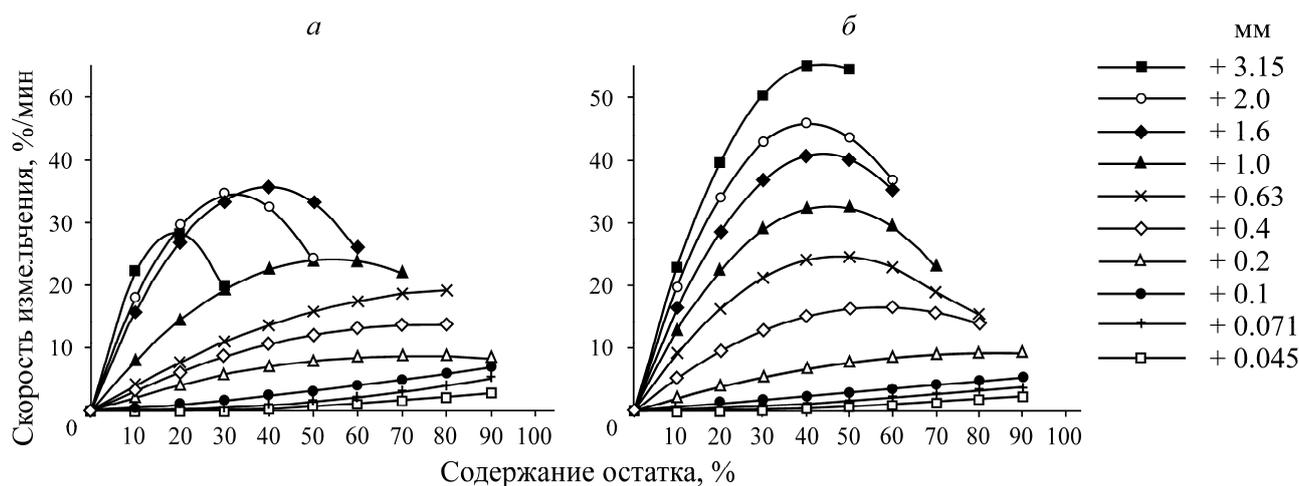


Рис. 1. Изменение скорости измельчения в стержневой мельнице остатков бедной лопаритовой руды (а) и руды текущей добычи (б) в зависимости от их содержания

Точкам максимума любой кривой соответствует состояние процесса, при котором в остатке практически полностью исчезают крупные куски. Гранулометрический состав материала выравнивается, и в процесс помола начинают вовлекаться другие классы. Для исследуемых руд характер изменения скорости измельчения остатков руды сохраняется, но по абсолютному значению скорость измельчения крупных классов бедной руды на 30–40 % ниже, чем скорость аналогичных классов руды текущей добычи, что объясняет увеличение времени измельчения для бедных руд.

Изменение скоростей измельчения в зависимости от времени наглядно демонстрирует щадящий избирательный режим стержневого помола по крупности (рис. 2). Чем крупнее остаток, тем быстрее наступает максимум скорости измельчения, и после его достижения скорость измельчения остатка продолжает изменяться уже практически по линейной зависимости.

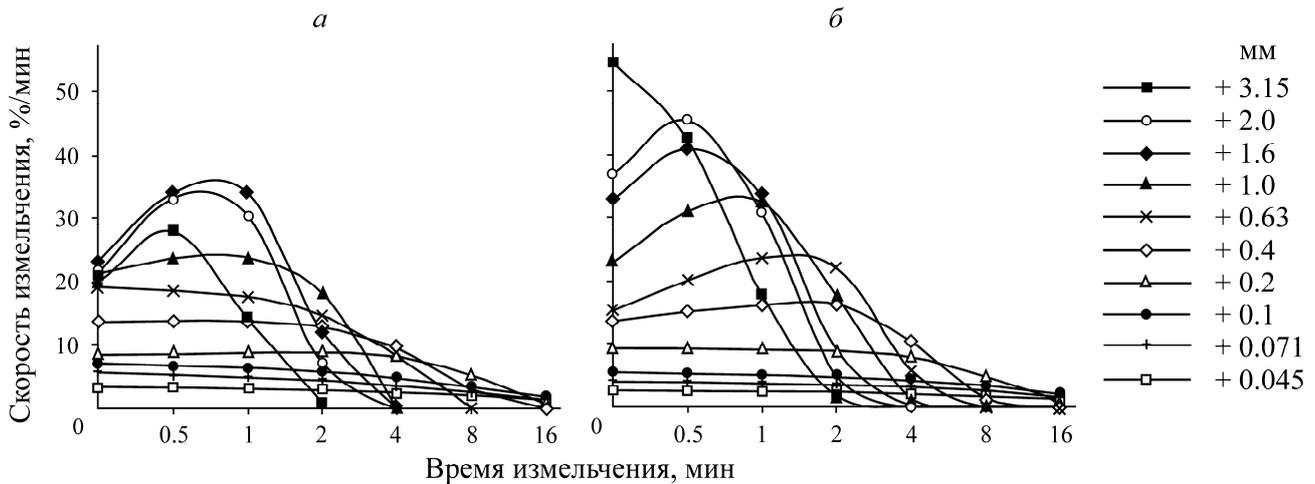


Рис. 2. Зависимость изменения скоростей измельчения расчетных классов от времени при измельчении в стержневой мельнице бедной лопаритовой руды (а) и руды текущей добычи (б)

Обращают на себя внимание остатки руды на ситах менее 0.2 мм. В течение 16 мин скорость измельчения остатков практически не изменяется, что свидетельствует об отсутствии чрезмерного ошламования полезного компонента. Это подтверждается значениями количества лопарита, находящегося в классе крупности – 0.071 мм: для бедных руд оно составляет 23.3 %, для руд текущей добычи — 21.6 %. Несмотря на выявленные различия в измельчаемости руд, прирост полезного компонента в шламовую фракцию увеличился только на 1.7 %. Ранее изученный механизм раскрытия лопарита показал, что данный процесс измельчения протекает в том числе благодаря наличию в руде других минералов, отличающихся физико-механическими свойствами и характером вкрапленности (высокое содержание и повышенный размер зерен нефелина и полевых шпатов предохраняют от переизмельчения лопарит).

Отмеченный механизм влияния порообразующих минералов на измельчаемость ценных компонентов наблюдается, в частности, применительно к сульфидным минералам, когда присутствие в пробах руды кварца значительно затормаживает процесс их измельчения [8]. При выборе схем рудоподготовки и изучении кинетики измельчения наилучшие результаты по степени ошламования ниобийсодержащих руд достигнуты при их измельчении в стержневой мельнице. Весь продукт за оптимальное время измельчения составлял фракцию менее 0.63 мм [9].

Для исследуемых типов руд достигается одинаково высокая степень раскрытия лопарита, составляющая 89–93 %, что создает благоприятные предпосылки для эффективного ведения процесса гравитационного обогащения. Показатели разделения на винтовом сепараторе материала проб руды оптимальной крупности практически не отличаются. В обоих случаях получен черновой концентрат с содержанием лопарита 10.6–10.8 % и извлечением около 75 % (рис. 3), при этом максимальная эффективность обогащения, рассчитанная по формуле Ханкока – Луйкена, составила около 60 %.

Дальнейшее обогащение бедной лопаритовой руды проводилось по действующей схеме обогатительного производства, включающей в себя перечистку концентрата винтовой сепарации первой стадии обогащения концентрацией на столах, доизмельчение промпродуктов с последующим разделением их винтовой сепарацией и концентрацией на столах. В результате получен гравитационный концентрат с содержанием лопарита около 50 % при извлечении более 77 %. Последующая магнитная сепарация дообогащения чернового концентрата позволила

повысить содержание полезного компонента до 92 % при извлечении 75 %. Для получения концентрата кондиционного качества (более 95 % лопарита) на фабрике используется электрическая сепарация, которая при выполнении данной работы не проводилась.

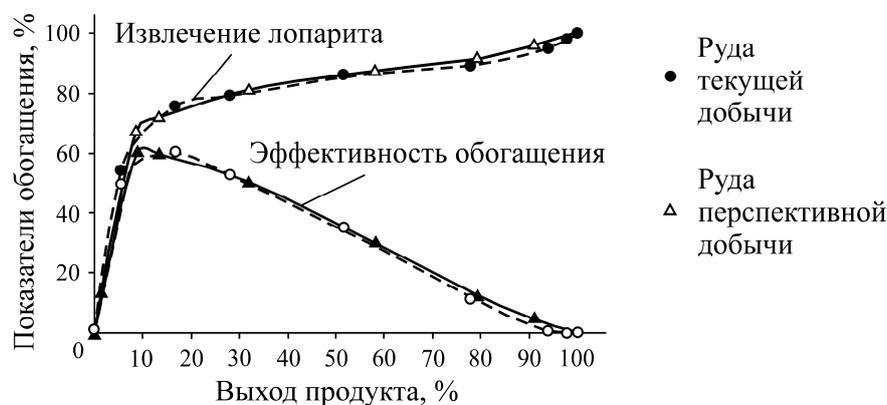


Рис. 3. Винтовая сепарация лопаритовой руды перспективной и текущей добычи

Бедная лопаритовая руда может обогащаться по существующей технологии без снижения показателей обогащения при условии корректировки режима рудоподготовки, направленной на формирование эффективно обогащаемого класса  $-0.63 + 0.071$  мм.

*Редкометалльная руда одного из месторождений Восточной Сибири.* При освоении новых месторождений требуется разработка инновационных технологий, отличающихся высокой эффективностью. Для обогащения редкометалльных руд применяются комбинированные технологические схемы, включающие, помимо методов гравитационного обогащения, высокоинтенсивную магнитную сепарацию и флотацию. Характерной особенностью целого ряда проектов является гидрометаллургическая переработка исходного сырья [10–17].

Руда исследуемого месторождения комплексная, поскольку содержит в своем составе несколько ценных компонентов в концентрациях, при которых их промышленное использование технологически возможно и экономически оправдано. Минералогическое изучение пород исследуемого месторождения показало, что граниты данного массива сложены кварцем, микроклином и альбитом. К второстепенным минералам относятся щелочной амфибол (арфведсонит), пироксен (эгирин), слюды (лепидомелан), протолитионит, полилитионит, флюорит. Акцессорные минералы: колумбит-танталит, пирохлор, минералы группы стрюверит-ильменорутит, ксенотим, гагаринит, минералы группы криолита, циркон, торит, карбонаты, гранат, сфен и сульфиды, сидерит.

Главными рудными минералами-концентраторами редких элементов являются колумбит (Nb-Ta), циркон (Zr) и ксенотим (Y, TR) [18]. Удельный вес колумбита  $5.2 - 8.2$  г/см<sup>3</sup>, циркона и ксенотима  $4.6 - 4.7$  г/см<sup>3</sup>. Колумбит характеризуется тонкой равномерной вкрапленностью, размер зерен минерала варьирует от 0.01 до 0.30 мм, средний размер 0.25 мм. Размер зерен циркона и ксенотима также находится в пределах 0.01–0.30 мм.

При измельчении активная раскрываемость зерен колумбита начинается с крупности 0.315 мм. Количество свободного минерала во фракции  $-0.315 + 0.2$  мм составляет около 50 %, в классе  $0.2 + 0.1$  мм — более 70 %, а наиболее полное освобождение колумбита от сростков достигается в классах крупности менее 0.1 мм, где количество свободного минерала приближается к 100 %.

Начальная крупность измельчения определяется вкрапленностью зерен полезных минералов и степенью избирательности их измельчения, что существенно влияет на технико-экономические показатели всего передела обогащения — степень извлечения, качество концентратов и потери ценного компонента. С учетом полученных результатов по раскрытию полезных компонентов для данной руды наиболее предпочтительным будет использование двухстадиальной схемы переработки, которая обеспечит максимальную сохранность природных зерен минерала при достижении крупности продукта измельчения – 0.315 мм на первой стадии и – 0.2 мм на второй.

Гравитационные методы обогащения успешно применяются при обогащении редкометалльного минерального сырья. В частности, на действующих предприятиях Кольского горно-промышленного комплекса используется различное гравитационное оборудование в циклах получения лопаритового концентрата (Ловозерский ГОК) и бадделеитового продукта из тонкозернистых хвостов апатитовой флотации (Ковдорский ГОК). Включение гравитационных процессов обогащения в головные операции технологической схемы для объектов этих предприятий обеспечивает высокую степень концентрации лопарита и бадделеита в выделяемых продуктах, которые направляются на конечную доводку другими методами.

В коренных рудах данного месторождения наблюдается различие плотности разделяемых рудных компонентов от 4.5 до 5.5 г/см<sup>3</sup>, а в пороодообразующих (кварца, микроклина и альбита) плотность не превышает 2.7 г/см<sup>3</sup>. Извлечение в черновой концентрат колумбита, циркона, торита, ксенотима и других тяжелых минералов, а также редкоземельных элементов обеспечивается за счет гравитационного обогащения, осуществляемого в потоках малой толщины при введении операций винтовой сепарации и концентрации на столе. Последующая доводка черного концентрата тяжелых фракций может осуществляться другими методами, в частности высокоинтенсивной магнитной сепарацией.

Существенного увеличения эффективности разделения можно добиться путем целенаправленного формирования и своевременного вывода из процесса не только раскрытого полезного минерала, но и отвальных хвостов, получение которых в первой стадии является одной из главных задач подготовки руды к последующему обогащению. Установлено, что выведение шламовых фракций из питания винтового сепаратора способствует образованию стабильной зоны отвальных хвостов в выходном потоке сепаратора [19]. При обогащении исследуемых тантал-ниобиевых руд отмечено наличие такой зоны. Для продукта крупностью – 0.315 мм опробован вариант компоновки схемы с двумя последовательными стадиями винтовой сепарации, обеспечивающий вывод из дальнейшего процесса обогащения ~ 30 % отвальных хвостов с одновременным получением коллективного черного концентрата, который подвергся разделению концентрацией на столе (рис. 4, табл. 2). Извлечение в полученный гравитационный концентрат компонентов Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> и ZrO<sub>2</sub> составило 70.8, 61.3 и 64.5 % соответственно.

Существующее различие в магнитной восприимчивости большинства минералов руд редких металлов позволяет использовать высокоинтенсивную магнитную сепарацию как основной метод в доводочных операциях последующих стадий их обогащения. Этот метод применялся и в настоящих испытаниях с целью выделения из коллективного гравитационного концентрата в магнитную фракцию колумбита, танталита, сидерита и других парамагнитных минералов, а в немагнитный продукт — таких минералов, как циркон, пирохлор, альбит, микроклин, кварц, являющихся диамагнетиками.

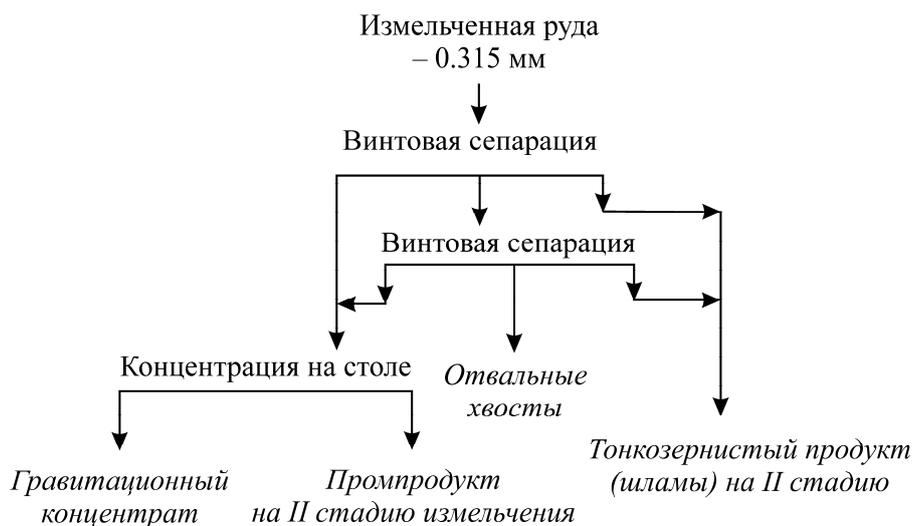


Рис. 4. Гравитационная схема первой стадии обогащения тантал-ниобиевой руды

ТАБЛИЦА 2. Показатели первой стадии обогащения тантал-ниобиевой руды, %

Продукт	Выход	Содержание			Извлечение		
		Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>
Гравитационный концентрат	1.5	15.100	0.980	27.870	70.8	61.3	64.5
Промпродукт	23.4	0.163	0.013	0.540	11.9	12.8	19.5
Отвальные хвосты	30.0	0.020	0.005	0.070	1.9	6.3	3.4
Тонкозернистый продукт	45.1	0.109	0.010	0.170	15.4	19.7	12.6
Питание	100.0	0.320	0.024	0.648	100.0	100.0	100.0

При разделении гравитационного коллективного концентрата на высокоинтенсивном сепараторе наилучшие показатели достигнуты при индукции магнитного поля 1.5 Тл: извлечение Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> и Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в магнитную фракцию составило 96.0 и 91.6% при содержании 25.46 и 1.66% соответственно (рис. 5).

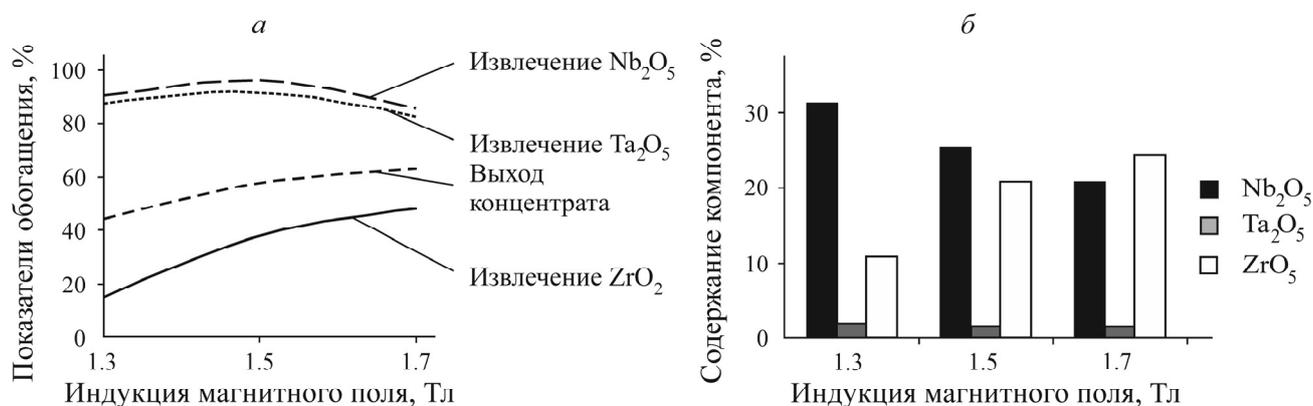


Рис. 5. Показатели высокоинтенсивной магнитной сепарации гравитационного концентрата при изменении индукции магнитного поля

Снижение индукции поля до 1.3 Тл позволило увеличить содержание полезных компонентов в магнитной фракции Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> до 31.24 % и Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> до 2.04 % с одновременным уменьшением выхода продукта на 13 % и извлечением на 3–4 %, что связано с недостаточно полным переходом в магнитный продукт относительно крупных раскрытых зерен колумбита и его богатых сростков. Еще большее (на 8–10 %) уменьшение извлечения контролируемых пентаоксидов в магнитную фракцию произошло при возрастании индукции магнитного поля до 1.7 Тл. Содержание оксидов ниобия и тантала стало достаточно низким (20.86 и 1.38 % соответственно), поскольку в концентрат начали переходить бедные сростки, в том числе цирконсодержащие. Потери ZrO<sub>2</sub> с магнитной фракцией возрастали при увеличении индукции магнитного поля пропорционально ее выходу.

Для доводки полученного магнитного продукта до кондиционного содержания Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 35 % уменьшена индукция магнитного поля до 1 Тл. Это позволило сосредоточить в магнитной фракции частицы с наиболее высоким содержанием колумбита и максимально снизить количество частиц, представленных минералами цирконового группы. Извлечение Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> и Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в концентрат на доводочной операции составило 95 %.

Высокоинтенсивная магнитная сепарация (ВИМС) может успешно применяться также в голове гравитационного цикла. Такая компоновка оборудования использована на второй стадии обогащения при разделении доизмельченного до –0.2 мм промпродукта (табл. 3). В этом случае отмечена высокая степень концентрации тантал-ниобиевых минералов в магнитной фракции, содержание Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> и Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> повысилось в 9.7 и 6.8 раз соответственно. Практически весь циркон остался в немагнитной фракции, где извлечение ZrO<sub>2</sub> составило 95.4 %.

ТАБЛИЦА 3. Показатели высокоинтенсивной сепарации промпродукта крупностью –0.2 мм, %

Продукт	Выход	Содержание			Извлечение		
		Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>
Магнитная фракция ВИМС	7.7	1.580	0.089	0.320	74.5	52.4	4.6
Немагнитная фракция ВИМС	92.3	0.045	0.007	0.558	25.5	47.6	95.4
Питание	100.0	0.163	0.013	0.540	100.0	100.0	100.0

Получение колумбитового и цирконового продуктов проводилось по разным технологическим схемам. Магнитную фракцию перечищали на концентрационных столах для выделения колумбитового концентрата, а из немагнитной фракции путем гравитационных перечисток и дообогащения магнитными методами получен цирконовый концентрат. Для интенсификации гравитационного разделения тонких частиц минералов и повышения показателей извлечения полезных компонентов применялась центробежная сепарация [20, 21]. Основные преимущества центробежных концентраторов перед традиционными аппаратами гравитационного обогащения — большая удельная производительность, повышенная степень концентрации полезных компонентов, высокое извлечение мелких и тонких частиц тяжелых минералов.

Рассмотрены различные варианты использования концентраторов для разделения продуктов разной крупности и качества. Наиболее оптимальный вариант — схема с последовательной установкой двух аппаратов, где хвосты первого являлись питанием второго. В табл. 4 приведены результаты разделения по данной схеме тонкозернистого продукта (шламов) и немагнитной фракции ВИМС. Двухцикловая центробежная сепарация в обоих случаях обеспечивает выделение в тяжелую фракцию черного продукта, направляемого на дальнейшее обогащение, и вывод более 90 % отвалных хвостов, сосредоточенных в легкой фракции концентратора.

ТАБЛИЦА 4. Показатели центробежной концентрации продуктов крупностью – 0.2 мм, %

Продукт	Выход	Содержание			Извлечение		
		Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>
Тонкозернистый продукт (шламы)							
Тяжелая фракция	7.9	0.917	0.079	1.234	66.8	62.4	57.7
Легкая фракция	92.1	0.039	0.004	0.078	33.2	37.6	42.3
Питание	100.0	0.109	0.010	0.170	100.0	100.0	100.0
Немагнитная фракция высокоинтенсивной магнитной сепарации							
Тяжелая фракция	5.8	0.360	0.059	6.731	46.5	48.7	70.2
Легкая фракция	94.2	0.026	0.004	0.177	53.5	51.3	29.8
Питание	100.0	0.045	0.007	0.558	100.0	100.0	100.0

Минералогическое изучение хвостов центробежной концентрации показало, что потери колумбита связаны с трудноизвлекаемыми частицами, которые представлены бедными и убогими сростками, образованными мелкими включениями колумбита в лейкократовых минералах, а также тонкопластинчатыми обломками колумбита сложного изрезанного очертания (рис. 6).

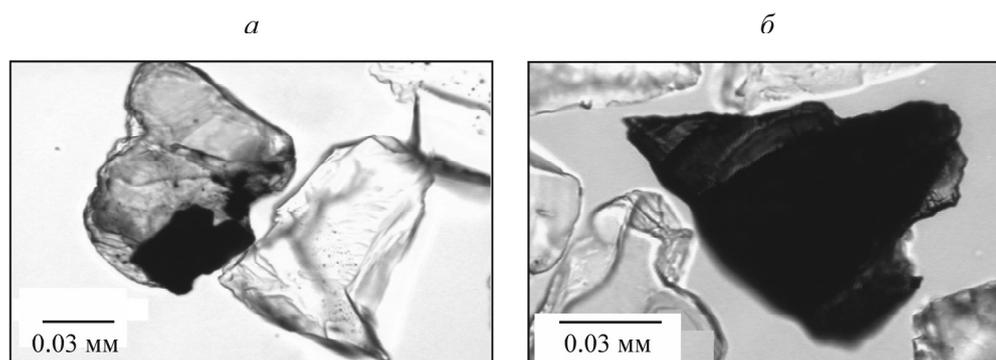


Рис. 6. Формы колумбита в хвостах центробежной концентрации, класс крупности – 0.071 + 0.045 мм: *а* — бедный сросток колумбита с полевым шпатом; *б* — зерно с изрезанными, заливообразными границами

В результате проведенных исследований по изучению процессов гравитационного и магнитного разделения перспективной тантал-ниобиевой руды разработана инновационная комбинированная технология переработки, включающая в себя (рис. 7):

- измельчение руды до крупности – 0.315 мм, гравитационный цикл ее обогащения с использованием двух стадий винтовой сепарации, концентрации на столах черновых концентратов и высокоинтенсивную магнитную сепарацию в доводочных операциях с получением магнитной (колумбитовый концентрат) и немагнитной (цирконовый концентрат) фракций;
- цикл доизмельчения промежуточных продуктов до крупности – 0.2 мм с последующей высокоинтенсивной магнитной сепарацией, в результате которой магнитная фракция перечищается концентрацией на столах для получения колумбитового концентрата, а из немагнитной фракции формируется цирконовый концентрат с использованием центробежной сепарации, концентрации на столах и доводочной операции высокоинтенсивной магнитной сепарации.



Рис. 7. Технология переработки перспективной тантал-ниобиевой руды

Разработанная технология успешно прошла полупромышленные испытания, в результате которых получены тантал-ниобиевый концентрат с содержанием  $Nb_2O_5$  35 % и  $Ta_2O_5$  2.35 % при извлечении 76.6 и 68.5 % соответственно, а также цирконовый концентрат с содержанием  $ZrO_2$  47.33 % при извлечении 61.3 % (табл. 5).

ТАБЛИЦА 5. Показатели обогащения тантал-ниобиевой руды по гравитационно-магнитной технологии, %

Продукт	Выход	Содержание			Извлечение		
		$Nb_2O_5$	$Ta_2O_5$	$ZrO_2$	$Nb_2O_5$	$Ta_2O_5$	$ZrO_2$
Тантал-ниобиевый концентрат	0.70	35.000	2.355	8.310	76.6	68.7	9.5
Цирконовый концентрат	0.79	2.310	0.216	47.330	5.7	7.1	61.3
Отвальные хвосты	98.51	0.057	0.006	0.181	17.7	24.2	29.2
Исходная руда	100.00	0.320	0.024	0.610	100.0	100.0	100.0

## ВЫВОДЫ

Научно-методический подход к обоснованию параметров и режимов операций обогащения редкометалльного сырья, основанный на использовании совместной оптимизации операций рудоподготовки и обогащения, позволяет решать задачи, направленные на повышение эффективности извлечения полезных компонентов.

Изучением кинетических особенностей стержневого измельчения бедных лопаритовых руд и руд текущей добычи установлены общие закономерности формирования эффективно обогащаемого класса крупности ( $-0.63 + 0.07$  мм). Управляя режимом измельчения, для бедных руд достигаются показатели разделения, сравнимые с показателями обогащения рядовых руд.

Для редкометалльной руды перспективного месторождения Восточной Сибири проведены исследования по выбору оптимальных режимов разделения гравитационными и магнитными методами. При этом учитывались данные по раскрытию полезных минералов при измельчении и различию в таких технологических свойствах, как плотность и магнитная восприимчивость. По разработанной технологии получены тантал-ниобиевый концентрат с содержанием  $Nb_2O_5$  35 % и  $Ta_2O_5$  2.35 % при извлечении 76.6 и 68.5 % соответственно, а также цирконовый концентрат с содержанием  $ZrO_2$  47.33 % при извлечении 61.3 %.

#### СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Лисов В. И.** Редкие металлы России: ресурс технологических инноваций. — М.: ЦентрЛитНефтегаз, 2018. — 509 с.
2. **Абрахам Д.** Элементы силы. Гаджеты, оружие и борьба за устойчивое будущее в век редких металлов. — М.: Изд-во Ин-та Гайдара, 2019. — 336 с.
3. **Темнов А. В.** Государственное стимулирование добычи редких металлов // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. — 2019. — № 5. — С. 35–46.
4. **Беличенко Л. Ф., Чуркин О. Е.** Повышение полноты и качества добычи руд цветных металлов (на пологих маломощных месторождениях). — Л.: Наука, 1978. — 102 с.
5. **Матыцын А. В., Ловчиков А. В., Любин А. Н., Королев А. А.** Повышение безопасности камерно-столбовой системы разработки на руднике Карнасурт и перспективы его развития // Вестник Кольского научного центра РАН. — 2019. — № 2. — С. 61–68.
6. **Быховский Л. З., Потанин С. Д., Чеботарева О. С.** Минерально-сырьевая база редких металлов // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. — 2017. — № 4. — С. 28–37.
7. **Ракаев А. И.** Оптимизация рудоподготовки при гравитационном обогащении. — Л.: Наука, 1989. — 184 с.
8. **Юсупов Т. С., Кириллова Е. А., Шумская Л. Г.** О влиянии твердости минералов на процесс их совместного измельчения // ФТПРПИ. — 2007. — № 4. — С. 121–126.
9. **Газалеева Г. И., Братыгин Е. В., Власов И. А., Мамонов С. В., Рогожин А. А., Курков А. В.** Влияние тонких шламов на выбор схем рудоподготовки ниобиевых руд // ФТПРПИ. — 2016. — № 1. — С. 170–177.
10. **Юшина Т. И., Петров И. М., Черный С. А., Петрова А. И.** Технологии переработки руд редкоземельных металлов при освоении новых месторождений // Обогащение руд. — 2020. — № 6. — С. 47–53.
11. **Быховский Л. З., Левченко Е. Н., Онтеева Т. Д., Пикалова В. С., Рогожин А. А.** Перспективы обеспечения потребностей высокотехнологичных производств России редкометалльным минеральным сырьем // Разведка и охрана недр. — 2016. — № 9. — С. 106–115.
12. **Jordens A., Marion C., Langlois R., Grammatikopoulos T., Rowson N. A., and Kristian E. Waters.** Beneficiation of the Nechalacho rare earth deposit. Part 1: Gravity and magnetic separation, Miner. Eng., 2016, Vol. 99. — P. 111–122.
13. **Pracejus B.** The ore minerals under the microscope, Amsterdam, 2014. — 363 p.

14. **Wang L., Li J., Li B. W., and Wang J.** Extraction of niobium from the bayan obo tailings by – “Flotation – microwave magnetic roasting – magnetic separation”, *Adv. Mater. Res.*, 2011, Vol. 314–316. — P. 823–828.
15. **Ghorbani Y., Fitzpatrick R., Kinchington M., Rollinson G., and Hegarty P.** A process mineralogy approach to gravity concentration of tantalum bearing minerals, *Minerals*, 2017, Vol. 7, No. 10. — P. 194–217.
16. **Deblonde G., Belair S., Weigel V., Cote G., and Chagnes A.** Niobium and tantalum chemistry: A brief overview and recent highlights, *Proc. of the XXVIII IMPC, Quebec, Canada*, 2016. — 135 p.
17. **Левченко Е. Н.** Инновационные технологии переработки редкометалльного минерального сырья // *Рациональное освоение недр.* — 2020. — № 2. — С. 58–67.
18. **Алымова Н. В.** Металлогеническая специализация и рудоносность щелочных редкометалльных гранитов Зашихинского месторождения (Иркутская область) // *Изв. Сиб. отд. Секции наук о Земле РАЕН.* — 2016. — № 2. — С. 9–20.
19. **Alekseeva S. A., Tereshchenko S. V., Pavlishina D. N., and Rukhlenko E. D.** On the issue of loparite ore as a source of rare-metal and rare-earth elements and increasing its dressing efficiency, *Non-ferrous Metals*, 2017, No. 2. — P. 8–14.
20. **Богданович А. В., Васильев А. М., Алексеев М. П., Лепехин В. М.** Центробежные сепараторы сегрегационного типа и особенности их использования при обогащении мелкозернистых руд и материалов // *Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья (Плаксинские чтения – 2013).* — 2013. — С. 223–225.
21. **Nurker P., Chan S. K., and Mozley R. H.** Modelling the multy-gravity separator, *Proc. of XVII IMPC. Dresden*, 1991, Vol. 3. — P. 77–89.

*Поступила в редакцию 30/IV 2021*

*После доработки 18/V 2021*

*Принята к публикации 24/V 2021*