

УДК 622.7

А.С. КИРНАРСКИЙ, д-р техн. наук
(Германия, "Инжиниринг Доберсек ГмБХ")

ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ОБОГАЩЕНИЯ ТАНТАЛ-НИОБИЕВЫХ РУД

Введение

Масштабы современного мирового потребления тантала и ниобия невелики, но потребление непрерывно возрастает, что объясняется значительной эффективностью их использования в атомной энергетике, электронике, черной металлургии и производстве специальных сталей и сплавов, химическом машиностроении, медицине, текстильной промышленности, рентгенотехнике, ювелирном производстве.

Мировые запасы ниобия составляют 15-20 млн. т, а тантала на уровне 317 тыс. т. Минерально – сырьевая база тантала с конца 1990-х годов расширилась преимущественно за счет крупных комплексных месторождений щелочных гранитов. Наиболее богатыми по танталониобиевому сырью являются Бразилия и Австралия, на долю которых приходится более 60% всех подтвержденных мировых запасов тантала. Уникальными месторождениями ниобия являются карбонатиты Боррейро де Араша в Бразилии, тантала – пегматиты Берник – Лейк в Канаде.

Бразилия была и остается ведущей страной – поставщиком высококачественных ниобиевых концентратов, а по производству танталовых концентратов всегда лидировала Австралия. В перспективе спрос на ниобий будет возрастать благодаря растущим потребностям в областях его применения: энергетике, автомобильной и строительной промышленности, в то время как основным драйвером роста мирового рынка тантала будут электронная промышленность и производство полупроводников и жаропрочных сплавов.

Технологии обогащения тантал-ниобиевого минерального сырья

Впервые колумбит был добыт для промышленных целей в Нигерии, тантал-ниобиевое сырье которой связано с пироклорсодержащими щелочными гранитами долины Каффо, в состав которых входит 41% $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5$ при содержании 3,5% Ta_2O_5 , до 3,3% ThO_2 и до 0,012% U_3O_8 . Нигерия и сейчас занимает ведущее место в мире по производству тантало-ниобиевых концентратов. Колумбитовое минеральное сырье в Нигерии издавна обогащалось гравитационными методами с применением винтовых сепараторов и концентрационных столов. Шлюзы применялись для улавливания крупных краталлов колумбита крупностью +4 мм. Черновые концентраты в Нигерии сушат и подвергают доводке узкими машинными классами на магнитных сепараторах, пневматических концентрационных столах и электро-сепараторах [1].

Загальні питання технологій збагачення

Из практики обогащения выветрелых гранитов на нигерийском предприятии Плато – Джос известно, что черновые концентраты направляют на термическую сушку, после чего их разделяют на два класса по граничной крупности 0,25 мм с последующим доизмельчением надрешетного продукта +0,25 мм в замкнутом цикле с грохотом, а класс – 0,25 мм подвергают электростатической сепарации. Проводящая фракция направляется на магнитную сепарацию с получением четырех продуктов. Магнетитовая и ильменитовая фракции являются отвальными продуктами, а промпродукт разделяется на концентрационных столах. Непроводящая фракция (фосфаты, силикаты, монацит, ксенотим, циркон) поступает на столы для удаления кварца. Концентрат столов направляется на флотацию, после чего пенный и камерный продукты после фильтрования и сушки подвергаются последовательно магнитной и электрической сепарации, при этом электросепарация требует подогрева материала до 110 °С и предварительного деления питания на узкие классы крупности, после чего на выходе получают проводящую фракцию с содержанием колумбита на уровне 68% при его извлечении 97% и непроводящую фракцию – цирконовый концентрат с содержанием циркона 40% и его извлечении 95% [1]. Современная технология обогащения колумбитового техногенного сырья разработана в Национальном металлургическом исследовательском центре Нигерии [2]. Настоящая технология включает мокрое стержневое измельчение исходного материала в замкнутом цикле с грохотом до крупности -1 мм. Подрешетный продукт – 1 мм в виде пульпы плотностью 1,33 т/м³ поступает на высокоинтенсивную магнитную сепарацию (ВИМС) с выделением трех продуктов: черновой концентрат, промпродукт и отходы. Черновой колумбитовый концентрат доводится на концентрационных столах Wifley с циркуляцией промпродукта. Число ходов деки составляет 165 ходов в минуту. Конечный колумбитовый концентрат просушивается на солнце и отгружается потребителям. Промпродукт (колумбит, циркон, железо) и хвосты ВИМС (кремнезем, циркон и колумбит) объединяются вместе с хвостами ВИМС, доизмельчаются в замкнутом цикле с грохотом до крупности – 0,355 мм и подвергаются обогащению на концентрационных столах Wifley с циркуляцией промпродукта и получением цирконового концентрата. Химический состав продуктов обогащения колумбитовых хвостов месторождения Рейфилд по описанной схеме представлен в таблице 1.

Таблица 1

Химический состав продуктов обогащения колумбитовых хвостов

Продукты обогащения	Содержание компонентов, %				
	Nb ₂ O ₅	Ta ₂ O ₅	ZrO ₂	ThO ₂	Ag ₂ O
Исходный продукт	12,50	1,90	7,80	2,78	1,90
Концентрат ВИМС	45,20	0,04	2,70	0,52	0,84
Колумбитовый к – т	45,50	3,17	18,50	0,55	2,30
Цирконовый концентрат	3,47	0,31	66,60	0,83	0,78
Отвальные хвосты	2,95	следы	29,90	0,96	0,66

Выход колумбитового концентрата составил 15,68%, а извлечение ниобия в концентрат достигло 57,08%. Как видно из таблицы 1, в обогащаемом сырье содержалось некоторое количество тория, содержание которое после обогащения достигло безопасного уровня (0,55%). Дальнейшее повышение извлечения возможно при использовании флотационной доводки концентратов, как это принято на канадских обогатительных фабриках.

При обогащении шламов на фабрике "Берник – Лейк" [1] первичное обогащение осуществляют на концентраторах Батрлес – Мозли и двухдечных концентрационных столах Холман, а затем получаемый черновой концентрат доводят на концентраторах Батрлес – Мозли. Важно отметить, что эффективность разделения увеличена в два раза за счет установки на концентрационных столах Холман латунных нарифлений и покрытие поверхности дек полиуретаном. Гравитационное обогащение шламов позволило повысить извлечение Ta_2O_5 почти на 10%. Технологический резерв дальнейшего повышения извлечения тантала из шламов – флотационное обогащение гравитационного концентрата с использованием собирателей сульфосукцинаматного типа. Предварительные испытания данного технологического решения показали повышение извлечения Ta_2O_5 на 5% по сравнению с гравитационной схемой. Реагентный режим во флотационном отделении приведен в таблице 2.

Таблица 2

Процессы	Реагентный режим при флотации танталовых шламов		
	Удельный расход флотореагентов, г/т		
	Сульфосукцинамат	Лимонная кислота	Кремнефтористый натрий
Основная флотация	0,5	0,1	–
Перечистка	0,37	0,1	0,07

На фабрике "Берник Лейк" кроме танталовых концентратов получают поллуцитовые концентраты. Разработана технология получения литиевых концентратов на основе двухстадиальной противоточной флотации. На опытной установке производительностью 50 т/сут. получены концентраты с содержанием оксида лития 6-8% при его извлечении на уровне 70%. После проведения промышленных испытаний принято решение о строительстве обогатительной фабрики производительностью 400 т/сут. и литиевый завод. Исследуется возможность извлечения берилла и галлия из хвостов флотационного обогащения. Для анализа исходной руды на ОФ предусмотрены рентгеновские флуоресцентные анализаторы типа Philips PW – 1220 для определения содержания Ta_2O_5 и атомно-абсорбционный спектрофотометр Perkin – Elmer 305 В для определения содержания лития. В связи с частым изменением качества исходной руды изменялась и технологическая схема ОФ, а также состав технологического оборудования, в результате чего пришли к четырехсекционному компоновочному решению, при котором в каждой последующей секции обогащается материал более тонкий, чем в пре-

Загальні питання технологій збагачення

дыдущей. Рудоподготовка на ОФ включает три стадии дробления в замкнутом цикле с грохочением и бункерованием дробленого продукта крупностью – 9,5 мм в бункерах вместимостью 1500 т. Руда измельчается в шаровой мельнице типа МШР2,4×3,6 в замкнутом цикле с грохотом, надрешетный продукт +2,5 мм которого возвращается в мельницу, а подрешетный продукт подвергается классификации на виброгрохотах Деррик по граничной крупности 0,2 мм. Класс + 0,2 мм служит питанием для винтовых сепараторов, хвосты которых возвращаются в мельницу на доизмельчение. Таким образом, назначение винтовых сепараторов – извлечением свободных крупных частиц танталита во избежание его переизмельчения и крупных сростков, при этом концентрат перечистой мокрой винтовой сепарации (МВС) обогащается на концентрационном столе до товарного качества. Основная часть тантала извлекается на концентрационных столах при предварительном обесшламливании подрешетного продукта грохотов Деррик – 0,2 мм в гидроциклонах диаметром 150 мм по граничному зерну разделения – 0,02 мм с направлением слива обесшламливающих гидроциклонов на флотацию. Предварительная классификация питания концентрационных столов на узкие классы крупности может повысить качество концентрата столов и увеличить производительность всего передела, так как согласно принципу однофункциональности такая подготовка питания уменьшает влияние крупности зерен на процесс разделения по плотности частиц, в результате чего возрастает эффективность разделения по заданному сепарационному признаку [3]. Исследовательскими работами доказано, что основная флотация танталита эффективнее гравитационного обогащения на сепараторах Бартлес – Мозли, как по извлечению, так и по качеству концентрата. Схема флотации включает основную и контрольную операции с последующей перечисткой концентрата. Флотации предшествует обесшламливание в гидроциклонах диаметром 100 мм. Обесшламленный материал флотируют при рН = 2,3 с использованием собирателя алкилсульфосукцинамата и модификаторов – жидкого стекла и щавелевой кислоты. Извлечение танталита в основной флотации равно 90% при содержании Ta_2O_5 не более 5%. При перечистке товарный концентрат получить не удалось из-за значительных потерь тантала. Объединенный концентрат из всех отделений содержит 35-40% Ta_2O_5 при извлечении 72-74% (табл. 3).

Таблица 3

Показатели обогащения танталита на ОФ "Берник – Лейк"

Операции	Содержание Ta_2O_5 , %		Извлечение Ta_2O_5	Степень концентрации	Крупность, мм
	питание	концентрат			
Винтовая сепарация	0,057	31,02	23,00	561	0,2-2,5
Обогащение песков на концентрац. столах	0,101	45,96	46	455	0,02-0,2
Обогащение шламов на концентрационных столах	0,082	21,24	3	251	+0,01 -0,053
Флотация	0,053	17,53	1	331	+0,003 -0,02

Как видно из таблицы 3, основные потери приходится на шламовые частицы. Отвальные хвосты нейтрализуют известью и складывают рядом с фабрикой. Учитывая значительные потери танталовых минералов с тонкими классами, рекомендовано проводить классификацию шламов в гидроциклонах диаметром 150 мм по граничному зерну разделения 0,02 мм с последующим направлением песков на контрольную классификацию, сгущение и флотацию, доводку грубых флотационных концентратов на столах Холмана и концентраторах Бартлес – Кроссбелт. На канадском руднике "Ниобек" в провинции Квебек [4] добывают ниобиевую руду с крупным дроблением в щековой дробилке в шахте до крупности 90 мм. На фабрике руда додрабливается в конусных дробилках, а затем измельчается последовательно в стержневых и шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с вибрационными грохотами и спиральными классификаторами. Измельченная руда обесшламливается и направляется на двухстадийную карбонатную флотацию, после чего для удаления магнетита применяется магнитная сепарация с низкой напряженностью магнитного поля. Немагнитный продукт обогащается последовательно пироклоровой и сульфидной флотацией, а затем подвергается выщелачиванию в соляной кислоте, после чего получают концентрат с содержанием Nb_2O_5 на уровне 54%. Ниобиевый концентрат обезвоживается в две стадии на фильтрах, а затем подвергается термической сушке. Производительность предприятия в настоящее время достигло 2,2 млн. т по рядовой руде. В условиях фабрики "Ниобек" применяется 15 различных химических реагентов, ежедневное потребление которых равно 35 т, при этом получают 30 т высококачественного концентрата. Существенную роль на ОФ играет водно – шламовое хозяйство, которое обеспечивает замкнутый водооборот. Объем технологической воды, циркулирующей в системе, составляет $1524 \text{ м}^3/\text{ч}$, при этом процент водооборота достигает 85%. Для производства феррониобия (FeNb) разработан и внедрен процесс конверсии, в котором имеет место алюмотермическая реакция между оксидом ниобия, металлическим алюминием и оксидом железа с получением оксида алюминия (шлак) и металлического феррониобия. Конверсионный процесс носит периодический характер. Типичная дозировка включает 3,5 т Nb_2O_5 , 1 т алюминия, 675 кг оксида железа и 675 кг других продуктов. Реакция протекает с выделением тепла, которого достаточно для достижения температуры свыше 2200°C , при которой вся загрузка плавится в течение 10 мин. В результате получают 2100 кг феррониобия, который дробится и упаковывается для отправки потребителям, в то время как 3750 кг шлака направляется в выработанное пространство шахт как закладочный материал [4], что попутно уменьшает потери минерального сырья в целиках при его разработке.

В Австралии, например на руднике "Гринбушес" [5], технология обогащения танталовых руд на стадии рудоподготовки включает двух – трехстадийное дробление с поперечным грохочением по крупности 10-12 мм с

Загальні питання технологій збагачення

последующим измельчением дробленого продукта в стержневой мельнице, оборудованной бутарой, а затем в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с виброгрохотами. Обогащение ведется узкими машинными классами по гравитационно – магнитной схеме. В перерабатываемых пегматитовых рудах содержится 0,023% пентаоксида тантала. Гравитационное обогащение здесь проводится с использованием концентрационных столов, винтовых сепараторов и отсадочных машин. Черновой танталовый концентрат с содержанием 4-6% Ta_2O_5 обезвоживается, просушивается и обогащается на ВИМС с выделением парамагнитного танталосодержащего продукта, обжиг которого позволяет получить на выходе содержание Ta_2O_5 на уровне 30%. Немагнитная фракция ВИМС доводится флотацией и обжигом для удаления сульфидов. В США, в штате Новая Мексика на обогатительной фабрике при руднике "Гардинг", перерабатывают пегматитовую руду следующего вещественного состава: микролит – 0,4%, танталит – 0,03%, сподумен – 5,00%, лепидолит – 1,00%, амблигонит – 2,00%, мусковит – 0,5%, полевошпат и кварц – 85,00%. Схема обогащения предполагает дробление в молотковой дробилке с предварительным и поверочным грохочением по крупности 1,63 мм и последующей двухстадиальной мокрой винтовой сепарацией, при этом на выходе получают концентрат с содержанием микролита на уровне 95 %, причем содержание суммы пентаоксидов тантала и ниобия в концентрате составляет 68-70%, а их извлечение в концентрат – 95% [1]. Предпочтение винтовым сепараторам в данном технологическом решении отдали потому, что при дроблении сподумен образует плитчатые, игольчатые осколки, которые нарушают веер продуктов на концентрационном столе, в то время как на винтовой поверхности выделению танталовых минералов сподуменовые осколки не мешают. Непосредственно у первого витка винтового сепаратора предусмотрена центрифуга, которая регулирует содержание твердого на оптимальном уровне (примерно 25%). После первой стадии МВС получают концентрат с содержанием более 50% микролита, который направляется на перечистные трехвитковые винтовые сепараторы. Наиболее труднообогатимыми оказались тонковкрапленные руды, из которых танталит и колумбит могут быть выделены только при тонком измельчении руды, что приводит к ее переизмельчению и, как следствие, имеют место значительные потери ценных компонентов с хвостами обогащения. Мокрая винтовая сепарация применяется как основной технологический процесс и на американской обогатительной фабрике Браун дерби (штат Колорадо), где перерабатывают пенидолит – микролитовые руды с получением высококачественных концентратов после гравитационного обогащения [6]. В то же время на обогатительной фабрике "Блэк Хилл" (США) предпочтение отдавалось концентрационным столам. Исходная руда на этой фабрике дробилась до – 3 мм, подвергалась грохочению на четыре машинных класса, каждый из которых обогащался на отдельном концентрационном столе, после чего концентраты первичных столов объе-

динялись, рассеивались на шесть узких машинных классов с последующей их перемелкой на концентрационных столах [7]. Особо следует остановиться на технологии обогащения тонковкрапленных колумбит – танталитовых руд, содержащих кварц, полевые шпаты, турмалин, мусковит, гранат [1]. Исходная руда после дробления и грохочения до 10-12 мм измельчается в стержневых мельницах, при этом на разгрузке мельниц установлены бутары с ячейками размером 2 мм. Надрешетный продукт +2 мм возвращается в мельницу, а подрешетный продукт – 2 мм направляется на гидравлическую классификацию, где выделяют пять узких машинных классов, которые подвергаются отдельной концентрации на столах с выдачей готовых черновых концентратов, промпродуктов и хвостов. Промпродукты и хвосты доизмельчают в шаровых мельницах для раскрытия сростков, а затем подвергают вторичной гидравлической классификации и отдельной концентрации на столах продуктов гидрокласификации. Хвосты концентрационных столов обогащаются на винтовых сепараторах, при этом хвосты последних сбрасывают в отвал, а концентрат повторно переочищается на столах. Полученные коллективные черновые концентраты с содержанием 2-4% колумбит – тантала и 3-5% касситерита направляют на доводку. Извлечение ценных компонентов в черновые концентраты достигает 80%. Доводка черновых концентратов со сложным минеральным составом должна осуществляться на доводочных фабриках с применением магнитной сепарации, гравитации, электростатической сепарации, флотации, кислотной обработки поверхности минералов перед флотацией и ВИМС. Гравитационное обогащение тонкодисперсного тантал – ниобиевого материала эффективно при использовании российских центробежных концентраторов, чему посвящена работа [8], в которой отмечается, что при использовании центроостремительного ускорения 70g, содержания твердого 35% извлечение тантала возросло до 92%. Зарубежные аналоги типа концентратора "Нельсон" не обеспечивают непрерывную разгрузку тяжелой фракции, более сложные по конструкции и требуют квалифицированного обслуживания [9]. В условиях "Малышевского рудоуправления" центробежный концентратор использовался для попутного извлечения тонкодисперсного тантала [8], то здесь указано два приема ВИМС и конкретизировано значение индукции магнитного поля: на первой стадии от 1 до 1,2 Тл, а на второй стадии от 1,3 до 1,5 Тл.

Типовое оборудование для обогащения тантал-ниобиевого сырья

Основной гравитационный аппарат при обогащении тантал-ниобиевого сырья – концентрационный стол, технические характеристики одного из лучших мировых образцов которого применен в таблице 4. Такой концентрационный стол изготавливается фирмой Holman – Wifley.

Загальні питання технологій збагачення

Таблиця 4

Технические характеристики концентрационного стола 8000DD		
Характеристики	Размерность	Значение
Удельная производительность: - для зернистого питания 0,05-0,2 мм - для шламового питания 0,01-0,05 мм	т/(м ² ·ч)	0,06-0,12 0,025-0,032
Число дек	шт.	2
Площадь одной деки	м ²	7,5
Длина хода дек: - для зернистого питания 0,05-0,2 мм - для шламового питания 0,01-0,05 мм	мм	9-12 4-8
Число ходов дек в минуту: - для зернистого питания 0,05-0,2 мм - для шламового питания 0,01-0,05 мм		320-396 400-500
Угол поперечного наклона: - для зернистого питания 0,05-0,2 мм - для шламового питания 0,01-0,05 мм	градусы	2-3 1-2
Высота нижних рифлей	мм	10
Установленная мощность электропривода	кВт	2×1,5
Масса концентрационного стола	т	3,34
Габаритные размеры: - длина - ширина - высота	мм	5629 3250 3560
Расход смывной воды	л/мин	20-35
Статическая нагрузка на фундамент	кН	6,8

Альтернативой концентрационным столам могут быть винтовые сепараторы, технические характеристики которых приведены в таблице 5.

Таблиця 5

Технические характеристики винтового сепаратора		
Характеристики	Размерность	Значение
Производительность на один заход	т/ч	1,5-1,9
Содержание твердого в питании	%	20-30
Максимальная крупность частиц в питании	мм	3
Диаметр спирали	мм	650
Шаг спирали	мм	410
Количество витков	шт.	7
Количество заходов	шт.	3
Высота сепаратора	мм	3710
Масса сепаратора	кг	110
Материал поверхности		Стекловолокно

Концентрационные столы, как и винтовые сепараторы, эффективнее работают при обесшламливании питания по граничному зерну разделения 0,02 мм, для чего предпочтительнее применять гидроциклоны из полиуретана диаметром 100 мм, у которых размер песковой насадки составляет

Загальні питання технологій збагачення

20-50 мм, а удельная нагрузка по пескам колеблется в пределах 0,2-0,8 т/(см²·ч). Производительность такого гидроциклона по исходному продукту достигает 12,5 м³/ч, поэтому на практике используют гидроциклонные кластеры с общим пульподелителем.

Высокоградиентная магнитная сепарация позволяет получить парамагнитный колумбитовый продукт, хвосты и промпродукт, при этом сепаратор требует значительного количества чистой оборотной воды и предварительной магнитной сепарации в слабomagнитном поле. Технические характеристики одного из самых мощных полиградиентных сепараторов в мире приведен в таблице 6.

Таблица 6

Технические характеристики полиградиентного магнитного сепаратора		
Характеристики	Размерность	Значение
1	2	3
Производительность	т/ч	70-100
Содержание твердого в питании	%	10-40
Максимальная крупность частиц в питании	мм	1
Индукция магнитного поля	Тесла	1,3-1,5
Сила электрического поля	А	1808
Напряжение	В	46
Диаметр кольцевого ротора	мм	2500
Частота вращения кольцевого ротора	об/мин	0-4
Амплитуда пульсаций	мм	0-24
Частота пульсаций	циклов/мин.	0-280

Продолжение табл. 6

1	2	3
Установленная мощность электропривода:		
- кольцевого ротора		11,0
- электромагнита	кВт	83,2
- пульсатора		2×7,5
- воздуходувки		11
Расход промывочной воды	м ³ /ч	180-250
Давление промывочной воды	МПа	0,2-0,3
Расход охлаждающей воды	м ³ /ч	5-8
Масса	т	94
Габаритные размеры:		
- длина		7160
- ширина	мм	3924
- высота		5163

Опыт обогащения тантало-ниобиевого минерального сырья показывает, что эффективность гравитационного и магнитного обогащения значительно возрастает при работе несколькими машинными классами, что подтверждает принцип однофункциональности [3] и требует установки высокочастотных грохотов Деррик, особенно при разделении по граничной

Загальні питання технологій збагачення

крупности 0,05 мм. Технические характеристики грохота Derrick 2SG48-60W-5STK приведены в таблице 7.

Таблица 7

Технические характеристики грохота Derrick 2SG48-60W-5STK

Характеристики	Размерность	Значение
Площадь грохочения	м ²	9
Содержание твердого в питании	%	15 – 30
Максимальная крупность частиц в питании	мм	3
Размер щели сита	мм	0,05
Наклон просеивающей поверхности	град	22,5
Ширина деки	мм	1200
Длина деки	мм	1500
Количество дек	шт.	5
Установленная мощность электропривода: - кольцевого ротора - электромагнита - пульсатора - воздуходувки	кВт	11,0 83,2 2×7,5 11
Установленная мощность электропривода	кВт	1,5
Масса	т	4,5
Габаритные размеры:	мм	5629 3250 3560

Выводы

1. Дробление исходной руды протекает в три стадии в щековых и конусных дробилках при стадийном предварительном и поверочном грохочении до крупности от 8 до 12 мм.

2. Дробленный продукт крупностью от 8 до 12 мм должен измельчаться последовательно в стержневых и шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с вибрационными грохотами до крупности 0,3 (0,21) мм.

3. Измельченная тантал-ниобиевая руда требует, как правило, предобогащения ее в тяжелой суспензии при условии раскрытия минералов.

4. Измельченная руда обогащается сначала мокрой винтовой сепарацией (МВС) в одну – три стадии при содержании твердого в питании сепараторов на уровне 25%.

5. Обогащение концентрата МВС проводится на концентрационных столах, при этом хвосты МВС доизмельчаются с последующим их обогащением в несколько технологических приемов.

6. Обогащение раскрытой руды осуществляется на концентрационных столах узкими машинными классами, для выделения которых предпочтительнее виброгрохоты Деррик.

7. Повышение качества черновых гравитационных концентратов возможно за счет применения высокоинтенсивной магнитной сепарации

(ВИМС) при умови удалення ферромагнітних частиц из питания ВИМС в магнітних полях малої напруженности.

8. Доводку чернових гравітаційних концентратів предпочтительнее осуществлять флотационними и електрическими методами.

Список литературы

1. Польшкин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов: Учебник для вузов – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1987. – 428 с.

2. Fatay Afolabi Ayeni, Simeon Ademola Ibitoye, Abraham Adewale Adeleke. Development of a wet magnetic – gravity processing route to recover columbite from Jos Minesfield tailings dump (Nigeria). Journal of Mining and Metallurgy, 48 A (1). 2012, P. 63-72.

3. Кирнарский А.С. Принцип однофункциональности разделительных процессов // Уголь Украины. – 2009. – № 8. – С. 26-30.

4. Iamgold. 2009. Niobec Niobium Mine, Quebec, Canada (Online). Available: WWW.iamgold.com. Accessed February 2011.

5. Fetherston, J.M., Searston, S.M. Industrial minerals in Western Australia. Geological Survey of Western Australia. 2004., Perth, pp. 14 – 16.

6. Бергер Г.С. Флотуемость минералов. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 234 с.

7. Jonson, A.I. Western Mining in the Twentieth Century, University of California. 1989., California., P. 76-96.

8. Заярный А.А. Повышение эффективности обогащения труднообогатимых тантал-ниобиевых руд на основе центробежной сепарации (на рудах месторождения "Липовый Лог"): Дис. ... канд. техн. наук. – Чита, 2004. – 160 с.

9. Леонов С.Б., Федоров К.В., Белобородов В.И., Потемкин А.А. Модульные фабрики для обогащения золотосодержащих руд // Горный журнал. – 1998. – № 5, С. 15-31.

© Кирнарский А.С., 2016

*Надійшла до редколегії 03.06.2016 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Піловим*