

УДК 622.7:622.346.5

К.Л. ШПИЛЬОВИЙ

(Україна, ТОВ "Азов-Мінералтехніка"),

В.С. БІЛЕЦЬКИЙ, д-р техн. наук

(Україна, Полтава, Полтавський національний технічний університет імені Юрія Кондратюка),

Л.В. ШПИЛЬОВИЙ, канд. техн. наук

(Україна, ТОВ "Азов-Мінералтехніка")

ОБҐРУНТУВАННЯ РАЦІОНАЛЬНОЇ ГЛИБИНИ МЕХАНІЧНОГО ЗБАГАЧЕННЯ ТОНКОВКРАПЛЕНОЇ РІДКІСНОМЕТАЛІЧНОЇ РУДИ

Постановка проблеми. До 90% світового споживання ніобію припадає на чорну металургію, де у вигляді фероніобію він використовується для легування сталі. На світових ринках фероніобій пропонується виробниками з вмістом ніобію від 42 до 64-66%. Для виробництва такого феросплаву використовуються в основному бразильські та канадські концентрати з вмістом пентоксидів ніобію та танталу 64-70%. В Росії на Ключевському заводі для виробництва фероніобію алюмотермічним відновленням використовується пірохлоровий концентрат з вмістом пентоксиду ніобію не менше 37-38%. В Україні єдиним джерелом ніобію може бути Мазурівське родовище ніобій-тантал-цирконієвої руди (м. Волноваха, Донецька обл.), яке є досить бідним за вмістом рідкісних металів. Аналіз відомих досліджень збагачуваності рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища [1-3], та наші дослідження [4, 5] показують, що отримати пірохлоровий концентрат відповідної якості з високими техніко-економічними показниками з бідної, тонковкрапленої та важкозбагачуваної сировини методами механічного збагачення досить складно.

В роботах [6, 7] для забезпечення прийняттого вилучення ніобію з руди при механічному збагаченні пропонується обмежитися отриманням промпродуктів (або чорнових концентратів) з досить низьким вмістом $(Nb, Ta)O_5$, а наступну переробку їх здійснювати гідрометалургійними, хімічними або металургійними методами, які забезпечують більш високі показники вилучення металу.

В цьому випадку виникає проблема визначення оптимальної глибини механічного збагачення тонковкрапленої рідкіснометалевої руди, або оптимального вмісту рідкісних металів в концентратах збагачення, та впливу його на наступну переробку іншими методами.

Аналіз досліджень і публікацій. В роботі [8] Петровим І.М. для деяких родовищ рідкіснометалічних руд запропоновано визначати раціональну межу механічних та гідрометалургійних методів переробки на основі оптимізації параметрів розкриття, сепарації мінеральних компонентів, та рівня цін товарних продуктів, що вилучаються з руди. Ним встановлені закономірності зміни цінності товарних продуктів, що вилучаються з руди, та собівартості переробки рідкіснометалічних руд при зростанні вмісту пентоксиду ніобію в концентраті з

Загальні питання технологій збагачення

врахуванням його наступної гідрометалургійної переробки.

В роботах [9-11] нами запропоновано для забезпечення прийняттого вилучення ніобію з руди обмежитися при механічному збагаченні отриманням промпродуктів (або чорнових концентратів) з досить низьким вмістом $(\text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_5$, а переробку їх здійснювати відновлювальною плавкою, концентруючи ніобій та тантал в сплаві з залізом (реально в чавуні).

Відновлення оксидів при цьому здійснюється вуглецем чи алюмінієм в електродуговій печі при $1500\text{ }^\circ\text{C}$. Додаткове збагачення досягається конвертуванням чавуна при $1250\text{-}1350\text{ }^\circ\text{C}$. В результаті продування повітрям можна отримати шлаки з вмістом 6-12% $(\text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_5$ [11], які придатні для вилучення ніобію і танталу іншими способами хімічної переробки, наприклад способом хлорування або сульфатно-пероксидним способом. Ці способи переробки характеризуються дуже високою селективністю та забезпечують вилучення на рівні 90-99% [12].

Застосування такої комбінованої технології переробки бідної важкозбагачуваної сировини дозволяє отримати значно вище наскрізне вилучення оксидів ніобію та танталу. Залишається визначити ступінь збагачення, до якого економічно доцільно концентрувати пірохлор механічними методами збагачення – гравітаційними, магнітними, флотаційними.

Постановка задачі. Метою роботи є визначення оптимального вмісту ніобію в концентратах збагачення тонковкрапленої рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища, і впливу його на наступну металургійну переробку відновлювальною плавкою.

Виклад основного матеріалу та результати. Аналіз втрат металів при збагаченні та переробці рідкіснометалічної сировини показує, що значне зниження вилучення з неї корисних компонентів відбувається, як правило, при доводці чорнових концентратів і промпродуктів механічними методами збагачення, яка супроводжуєтьсяшламоутворенням та попаданням у хвості бідних зростків.

Застосування у циклі доводочних операцій металургійної переробки значно знижує ці втрати. При цьому суттєво зростає сумарне вилучення металу в загальному комплексі переробки мінеральної сировини: видобування – збагачення – транспортування – металургійна переробка.

Вміст металу в концентратах вирішальним чином впливає на сумарне (наскрізне) вилучення, а також питомі експлуатаційні та капітальні витрати на виробництво товарної продукції. Зростання вмісту металу в концентратах збагачення призводить, з одного боку, до зниження витрат на металургійну переробку, з іншого – до зниження наскрізного вилучення металу в готову товарну продукцію (феросплави, метал та інше), який втрачається як при доводці чорнового концентрату механічним збагаченням, так і через зростання виходу шлаку при металургійній плавці.

Таким чином, загальний напрямок підвищення ефективності переробки бідних рідкіснометалічних руд полягає у визначенні оптимального співвідношення між механічним збагаченням руд та металургійною доводкою чорнових концентратів.

Вирішення питання про оптимальну глибину збагачення пов'язане з максимізацією цінності мінералів, що вилучаються при переробці руди, отже з повнотою комплексного використання мінеральної сировини за умови мінімізації витрат на переробку. Такий підхід забезпечує розгляд і оптимізацію всього виробничого циклу, та визначається максимальним прибутком від реалізації товарної продукції (а не проміжної, якими є чорнові концентрати).

Основною характеристикою оптимальної глибини збагачення є вміст металів, які вилучаються механічним збагаченням в концентрат. Для руд Мазурівського родовища підвищення вмісту пентоксиду ніобію і танталу призводить до зниження витрат на металургійну переробку пірохлорового концентрату. Але при цьому значно знижується сумарне вилучення цих компонентів в товарні продукти (фероніобій, діоксид цирконію) за рахунок втрат в доводочному циклі. Крім того, зростають втрати металів з більшою кількістю шлаків при металургійній переробці. Таким чином, відбувається суттєве зниження цінності компонентів, що вилучаються з руди. Тому виникає необхідність проведення техніко-економічних розрахунків для оптимізації різниці цих показників (цінність металів, що вилучаються – витрати на переробку руди).

Нами проведено комплекс техніко-економічних досліджень по визначенню оптимального вмісту рідкісних металів в чорнових концентратах збагачення рідкіснометалевої руди Мазурівського родовища, і його впливу на наступну металургійну переробку. Концентрати отримували з нефелін-сієнітової сировини, що містила ніобій, тантал, цирконій, польові шпати та інші елементи. Цінні мінерали мали близькі технологічні властивості, тонку вкрапленість та схильність до ошламування. Тому для збагачення різних проб руди застосовувались складні розгалужені гравітаційно-магнітно-флотаційні та магніто-гравітаційно-флотаційні схеми. Незважаючи на це, спроби отримати кондиційний концентрат (з вмістом $Nb_2O_5 + Ta_2O_5 \geq 37\%$) виявилися марними. Вилучення основного цінного компоненту (Nb_2O_5) в пірохлоровий концентрат з вмістом 16-19% не перевищувало 25-26% (рис. 1). Воно помітно знижувалося на стадії первинного збагачення при отриманні чорнового концентрату з вмістом 2,5-3,5% ($Nb_2O_5 + Ta_2O_5$), а потім на стадії доводки концентрату, включеної в схему для забезпечення кондиційного вмісту в ньому цінних компонентів.

Варіанти технології переробки руд родовища з різною масовою часткою металів в проміжних концентратах складені на основі результатів досліджень інститутів Механобрчермет (м. Кривий Ріг), ГИРЕДМЕТ (м. Москва), УкрДІМР (м. Сімферополь), та наших досліджень по розробці технологічних схем збагачення руд Мазурівського родовища [13-16]. Розроблена авторами гравітаційно-магнітна схема збагачення із застосуванням відцентрових сепараторів (схема 1) [16] порівнювалась з технологіями гравітаційно-флотаційно-магнітного (схема 2) [13] збагачення; флотаційно-магнітного збагачення (схема 3) [14], та гравітаційно-магнітного збагачення (схема 4) [15].

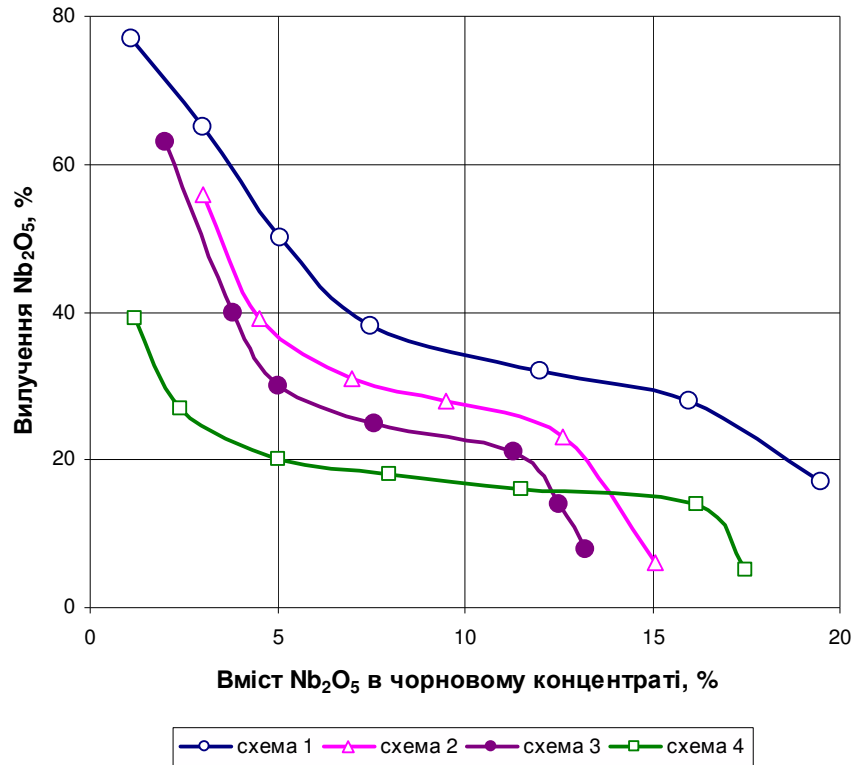


Рис. 1. Залежність вилучення Nb₂O₅ в концентрат від його вмісту в концентраті для різних технологічних схем:
1 – гравітаційно-магнітна із застосуванням відцентрових сепараторів [16];
2 – гравітаційно-флотаційно-магнітна [13];
3 – флотаційно-магнітна [14]; 4 – гравітаційно-магнітна [15]

Аналіз продуктів збагачення показав, що втрати на першій стадії пов'язані в основному з тонковкрапленими зростками цінних мінералів та вмісних порід, а також з наявністю шламистих частинок корисних компонентів, ефективного вилучення яких не досягалося навіть із застосуванням сучасних методів механічного збагачення (відцентрової сепарації). Однак, починаючи з вмісту в концентраті пентоксиду ніобію 5-7% і до 13-15% для різних проб, вилучення зменшується несуттєво. Це пояснюється тим, що в схемі доводки чорнового концентрату магнітною сепарацією здійснюється послідовне відділення від пірохлору в магнітну фракцію темноколірних мінералів (біотиту, егірину), а потім в немагнітну – циркону та основної маси польових шпатів. При достатньо повному розкритті в крупності менше 0,2 мм ці операції ефективні і не тягнуть за собою великих втрат (Nb₂O₅ + Ta₂O₅).

Отриманий рідкіснометалічний продукт при напруженості поля 1,1-1,2 Тл містить переважно пірохлор (як концентратор ніобію і танталу). Інша частина представлена в основному польовим шпатом, нефеліном, цирконом.

Подальше розділення ускладнене наявністю різних генерацій пірохлору, в тому числі дуже слабкомагнітного, та зі зниженою густиною, а також присутні-

стю зерен польового шпату з тонкою плівкою оксидів заліза на поверхні. Все це знижує вилучення пентоксиду ніобію в пірохлоровий концентрат, починаючи з його вмісту 13-15 %. Крім того, при механічній доводці пірохлорового концентрату отримуємо промпродукти з низьким вмістом цінних компонентів, довилучення яких необхідно проводити гідрометалургійними методами.

З врахуванням цих обставин були проведені техніко-економічні дослідження по визначенню оптимальної глибини збагачення рідкіснометалічних руд з отриманням концентратів з різним вмістом ($\text{Nb}_2\text{O}_5 + \text{Ta}_2\text{O}_5$) та з врахуванням отримання фероніобію в якості товарної ніобієвої продукції. За вихідні дані прийняті показники алюмотермічного способу виробництва фероніобію на Донецькому ДХМЗ з концентратів збагачення, та пентаоксиду ніобію технічної чистоти.

Доводка чорнового концентрату прийнята на основі досліджень Інституту титану (м. Запоріжжя) та власних досліджень [10, 11] методом відновлювальної плавки з наступним окисненням сплаву. Технологічна схема доводки чорнового концентрату наведена на рис. 2.

Переробку чорнових пірохлорових концентратів здійснювали методом відновлювальної карботермічної плавки в електродуговій печі при температурі 1700 °С. Отриманий метал випускали в ківш, футерований магнезитом. В розплавлений метал вводили кисневу фурму та проводили продувку (конвертування). Мета конвертування – окиснити металічний ніобій і тантал, які містяться у розплаві заліза, та перевести їх у вторинний шлак – синтетичний концентрат з вмістом $\text{Nb}_2\text{O}_5 + \text{Ta}_2\text{O}_5$ близько 40%. Витрати кисню розраховуються в залежності від вмісту рідкісних металів в сплаві, який необхідно окиснити.

За основний показник порівняльної економічної ефективності рекомендується [8] прийняти мінімум приведених витрат, які є сумою поточних витрат (собівартості) та одноразових капітальних витрат на видобування і переробку руди, приведених до однієї розмірності. Варіант технології, що забезпечує мінімальні приведені витрати, вважаємо кращим для даних умов виробництва. Основним критерієм вибору оптимальної глибини збагачення вибрали прибуток від реалізації товарної продукції, отриманої від металургійної переробки чорнових концентратів збагачення. Він визначається як різниця між вартістю продукції (цінністю 1 т руди) та повною собівартістю її отримання:

$$P = (C - C_n) * A, \quad (1)$$

де P – річний прибуток від реалізації продукції, тис. грн; C – сумарна вартість товарної продукції з 1 т руди, грн; C_n – повна собівартість переробки 1 т руди, грн; A – річна продуктивність підприємства по руді, тис. т.

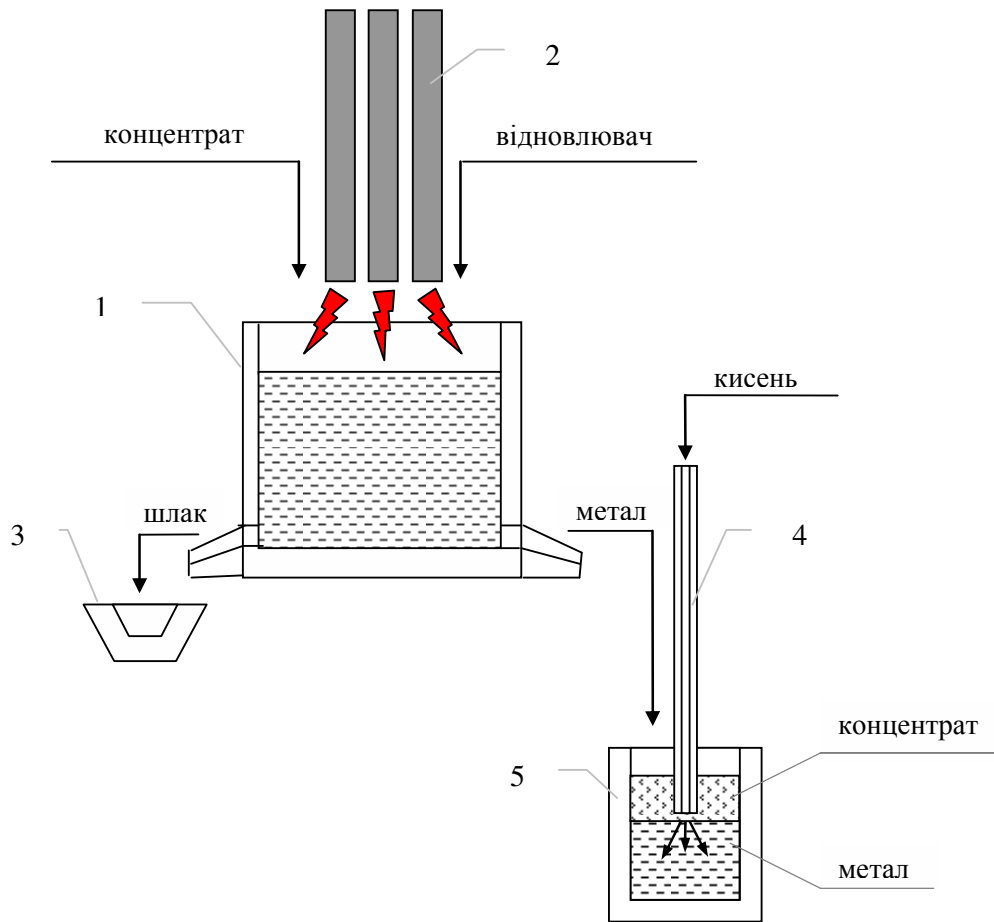


Рис. 2. Схема процесу відновлювальної плавки пірохлорового концентрату:
 1 – ванна дугової електричної печі; 2 – графітовані електроди;
 3 – шлакова виливниця; 4 – киснева фурма;
 5 – футерований ківш

Цінність однієї тонни руди представляє сумарну вартість отриманої з неї товарної продукції. Вона залежить від вмісту металів у руді, ступеня їх вилучення та ціни товарної продукції. При цьому у більшості випадків методика підрахунку цінності компонентів руди, які вилучаються, передбачає використання ціни металів в отриманих концентратах [8]. У нашому випадку розглядався комплекс виробництва (збагачення –металургійна переробка), тому в розрахунок цінності компонентів введено вилучення металів при металургійній переробці концентратів, та ціна металу в товарній продукції, отриманій за цією технологією:

$$BC = \sum_{i=1}^N \alpha_i \varepsilon_{oi} \varepsilon_{mi} c_{npi} K_{pi} + \sum_{j=1}^M \alpha_j \varepsilon_{oj} c_{kj} K_{pj}, \quad (2)$$

де α – вміст цінного компоненту у руді, долі од.; ε_o , ε_m – вилучення компоненту

(металу) при збагаченні та металургійній переробці, відповідно, частки од.; c_{np} , c_k – ціна компоненту (металу) в товарній продукції та товарному концентраті, відповідно, грн/кг; N – число компонентів, що вилучаються в процесі збагачення та металургійної переробки; M – число компонентів, що вилучаються лише в процесі збагачення; K_p – коефіцієнт реалізації продукції (в розрахунках $K_p = 1$).

Таким чином, цінність (вартість) багато в чому визначається ціною металу в товарній продукції.

Розрахунки виконані на основі середніх світових цін у 2015 році для кожного металу. В якості товарної продукції для ніобію та танталу прийнято фероніобій, для цирконію – товарний діоксид цирконію, для калію, натрію та алюмінію – польвошпатований концентрат.

Оптимізація здійснювалася у вигляді знаходження максимального значення функції прибутку від вмісту основного цінного компоненту (пентоксиду ніобію) у пірохлоровому концентраті:

$$P = BC(\beta_{Nb_2O_3}) - [C_v + C_3(\beta_{Nb_2O_3}) + C_m(\beta_{Nb_2O_3})] \Rightarrow \max, \quad (3)$$

де P – прибуток від реалізації товарної продукції; BC – цінність вилучених продуктів; C_v – собівартість видобутку руди; C_3 – собівартість збагачення руди; C_m – собівартість металургійної переробки продуктів збагачення.

Основним продуктом для розрахунків цінності компонентів руди та собівартості переробки прийнято пірохлоровий концентрат, що вміщує головні цінні компоненти руди – ніобій та тантал. Для кожної стадії отримання пірохлорового концентрату, яка характеризується відповідним вмістом у ньому пентоксиду ніобію, визначалась:

- собівартість збагачення руди (з врахуванням сталих витрат на видобування руди);
- собівартість металургійної переробки концентрату;
- сумарна (загальна) собівартість отриманої товарної продукції;
- цінність металів, що вилучаються з руди;
- прибуток від реалізації товарної продукції.

По кожному варіанту технології переробки руди проведено розрахунок витрат на збагачення та металургійну переробку чорного концентрату за умови сталих витрат на видобування і транспортування руди та продуктів збагачення; розрахунок цінності (вартості) корисних компонентів, які вилучаються з руди; прибутку. В умовних одиницях основні економічні показники представлені на рис. 3.

Рівень цінності компонентів, які вилучаються з руди, розраховано на базі середніх світових цін на рідкіснометалеву продукцію у 2015 році:

- 15 тис. дол. США за тону ніобію у фероніобії;
- 500 дол. США за тону цирконового концентрату;
- 30 дол. США за тону польвошпатового концентрату.

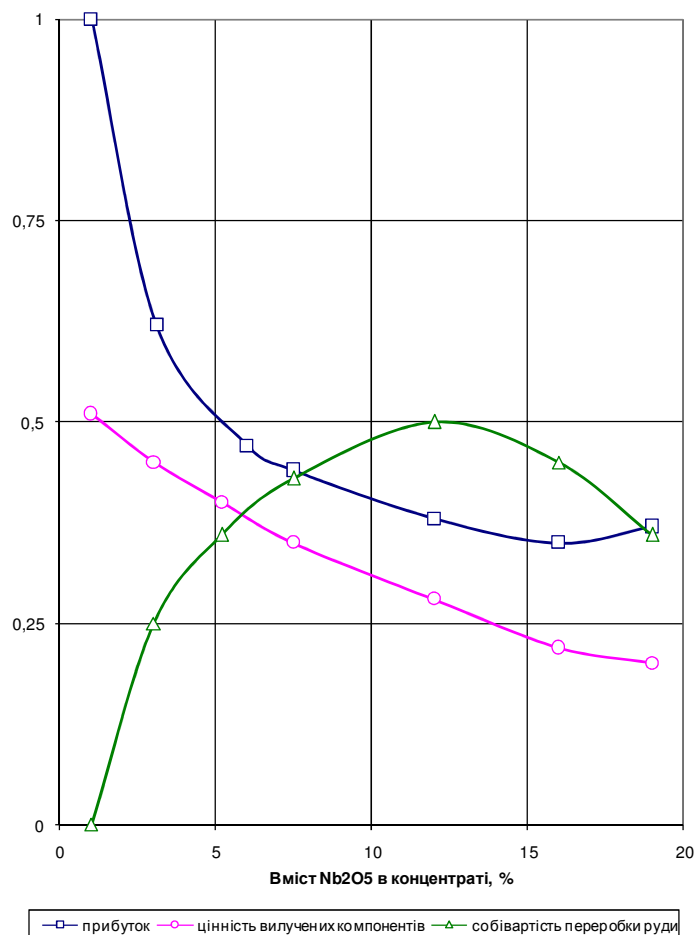


Рис. 3. Залежність собівартості переробки руди (1), цінності вилучених компонентів руди (2), прибутку (3) від вмісту Nb₂O₅ в концентраті

Із аналізу даних витікає, що із зростанням вмісту пентоксиду ніобію в чорновому концентраті сумарна (загальна) собівартість переробки руди падає за рахунок зниження витрат на металургійну переробку концентрату з меншим виходом від руди. Це відбувається незалежно від зростання витрат безпосередньо на збагачення сировини.

При цьому зростанні якості рідкіснометалічного концентрату, цінність компонентів руди, які вилучаються, падає за рахунок зниження ступеню вилучення пентоксидів ніобію та танталу. Для бідних концентратів собівартість падає більш стрімко, ніж цінність вилучених компонентів. Але вже при вмісті пентоксиду ніобію близько 5% зниження собівартості відбувається менш помітно. Як видно з рис. 3, максимальний прибуток від реалізації товарної продукції відповідає вмісту пентоксиду ніобію в чорновому концентраті на рівні 7-8%.

Таким чином, оптимальна глибина збагачення руд Мазурівського родовища визначається вмістом у чорновому пірохлоровому концентраті пентоксиду ніобію на рівні 7,0-7,5% (або сумарним вмістом пентоксидів ніобію та танталу

близько 8,0%). При цьому сумарне (наскрізне) вилучення пентоксиду ніобію в концентрат складає 60-61% (проти 26% при механічних методах збагачення), вилучення танталу – 74%. Схема збагачення (рис. 4) при цьому спрощується – з неї будуть вилучені останні стадії доводки пірохлорового концентрату.

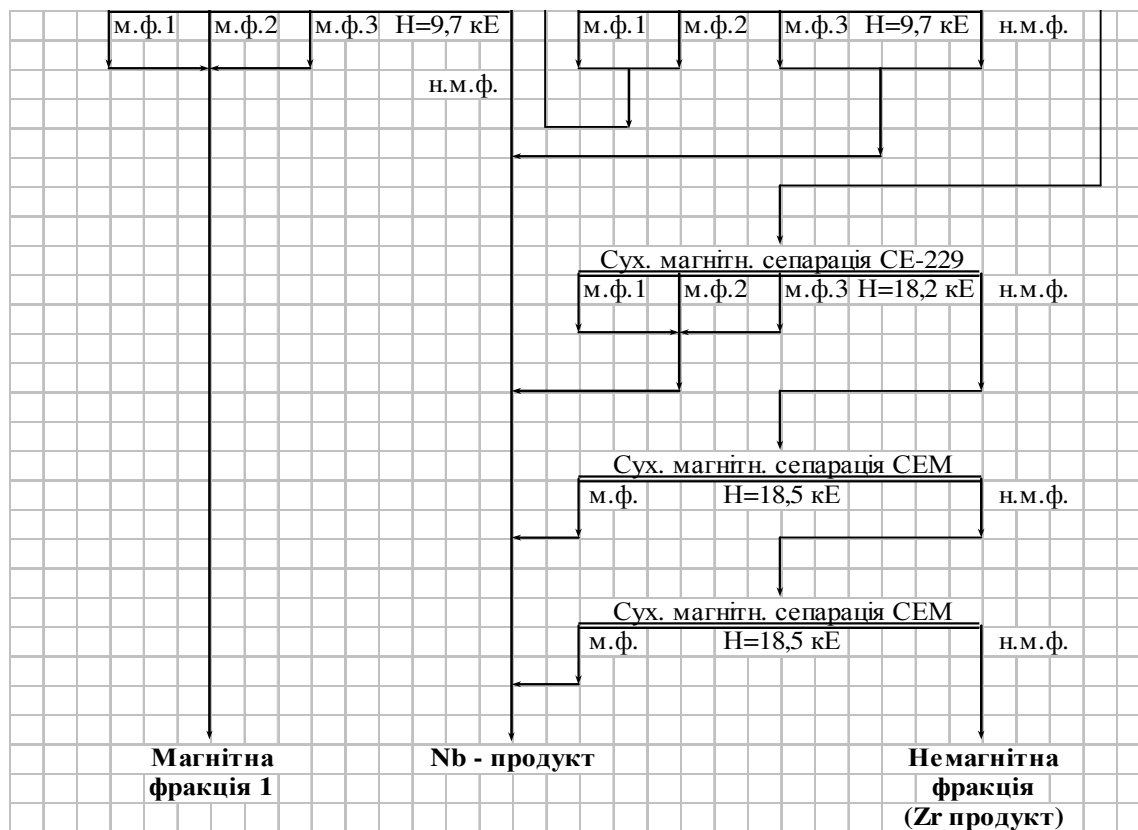


Рис. 4. Схема доводки чорного концентрату магнітною сепарацією

На рис. 4 наведено технологічну схему доводки чорного рідкіснометалічного концентрату. Операція магнітного збагачення є дуже витратною через низьку продуктивність сепараторів та високу їх вартість. Застосування в технології переробки чорного концентрату відновлювальної плавки дозволяє отримати ніобієвий продукт відповідних кондицій, придатний для подальшої металургійної переробки, вже при напруженості магнітного поля 9,7-11,0 кЕ, та відмовитися від застосування високоградієнтних сепараторів типу СЕМ.

Висновки

Проведені техніко-економічні дослідження дозволили виявити діапазони оптимальної глибини збагачення рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища на основі критерію максимального прибутку від реалізації кінцевої товарної продукції. Зниження глибини збагачення до вмісту 7-8% в чорновому концентраті приводить до зростання сумарного (наскрізного) вилучення в 2,3 рази в порівнянні із збагаченням руди механічними методами та металургійною пе-

Загальні питання технологій збагачення

реробкою більш багатих чорнових концентратів (з сумарним вмістом пентоксидів ніобію та танталу близько 16-19%).

Виконані розрахунки показали, що оптимізація співвідношення механічного, та пірометалургійного збагачення в комбінованих схемах переробки бідної руди є досить ефективним напрямком вдосконалення виробництва рідкіснометалічної продукції.

Список літератури

1. Чернієнко Н.М. Комплексне використання руд Мазурівського родовища Приазов'я // Наукові праці Донецького НТУ. Серія: "Гірничо-геологічна". Вип. 8(136).- Донецьк, Дон-НТУ, 2008. – С. 215-222.
2. Макрушин А.С., Георгиади Е.К., Михейкин В.И. Комплексное использование бедных редкометалльных руд Мазуровского месторождения / 5 Конгресс обогатителей стран СНГ: Материалы конгресса. – М.: Альт екс, 2005. – т. 3. – С. 297-298.
3. Тихонов С.А. и др. Изучение вещественного состава и технологических особенностей 25 малообъемных проб руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР по теме 59/80-8 / ИМР. – Симферополь, 1985. – 125 с.
4. Шпилевой К.Л., Шпилевой Л.В. Повышение извлечения пироклора за счет совершенствования рудоподготовки // IX Конгресс обогатителей стран СНГ. 26-28 февраля 2013 г. Сб. материалов в 2-х томах. Т. 11. – М.: МИСиС, 2013. – С. 679-681.
5. Шпилевой К.Л., Мостика Ю.С. Технология переработки нефелин – полевошпатовых хвостов Мазуровского месторождения / 5 Конгресс обогатителей стран СНГ: Материалы конгресса. – М.: Альт екс, 2005. – т. 3. – С.167-168.
6. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г., Елютин А.В., и др. Ниобий и тантал. – М.: Металлургия, 1990. – 296 с.
7. Красиков С.А. Физико-химические свойства и процессы в оксидных и металлических системах, содержащих тантал, ниобий, олово: Дисс. ... д-ра техн. наук: 02.00.04 / Уральское отделение Института металлургии РАН. – Екатеринбург, 2005. – 281 с.
8. Петров И.М. Повышение эффективности переработки и извлекаемой ценности редкометалльных руд на основе оптимизации параметров и глубины обогащения минеральных компонентов: Дисс. ... д-ра техн. наук: 25.05.13 / МГГУ. – М., 2002. – 390 с.: илл., табл.
9. Шпилевой К.Л. К вопросу о сырьевой базе ниобиевого производства в Украине // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць. – 2006. – Вип. 14. – С. 69-74.
10. Шпилевой К.Л., Костецкий Ю.В. Переработка некондиционных редкометалльных продуктов // Научно-технический сборник "Разработка рудных месторождений". – 2006. – Вып. №1(90). – С. 122-124.
11. Шпилевой К.Л. Разработка принципов технологии плазменно-дуговой переработки бедных редкометаллических концентратов // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. праць. – 2007. – Вип. 18. – С. 109-112.
12. Черняк А.С. Химическое обогащение руд. – М.: Недра, 1965. – 203 с.
13. Разработка технологии обогащения комплексных руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР / Механобрчермет. – № ГР 0193 017475; инв. № 086311/17-93. – Кривой Рог, 1994. – 100 с.
14. Чистов Л.Б. Исследование и разработка технологии комплексной переработки коренных руд Мазуровского месторождения с получением полевошпатового и циркониевого концентратов, технических оксидов редких металлов, РЗЭ технической чистоты и сырья для производства поликремния: Отчет о НИР / ФГУП "ГИРЕДМЕТ". – Москва, 2004. – 126 с.
15. Попов Р.Л. Результаты мінералогічних та технологічних досліджень руд Мазурівсь-

Загальні питання технологій збагачення

кого родовища та рідкісноземельних руд України: Звіт про НДР / КВ УкрДГРІ. – № 343. держ рег. № 0197009822. – Сімферополь, 2002. – 138 с.

16. Шпилевой К.Л., Белецкий В.С., Попов Р.Л., Маклакова Л.А. Разработка технологии извлечения редких металлов из отходов обогащения мариуполитов // Труды Четвертой международной конференции "Благородные и редкие металлы – 2003" – Донецк, 22-26 сентября 2003 г., – С. 257-259.

© Шпилевой К.Л., Белецкий В.С., Шпилевой Л.В., 2016

*Надійшла до редколегії 01.06.2016 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. І.К. Младецьким*