



КОНЦЕПЦІЯ СХЕМИ ЗБАГАЧЕННЯ БІДНИХ РІДКІСНОМЕТАЛІЧНИХ РУД



Леонід Шпильовий

кандидат технічних наук,
старший науковий співробітник
Інститут геохімії, мінералогії та рудоутворення
ім. М.П. Семененка НАН України
ТОВ «Азов – Мінералтехніка», Україна
mineraltech.azov@gmail.com



Володимир Білецький

доктор технічних наук, професор кафедри
видобування нафти, газу та конденсату
Національний технічний університет «ХПІ»,
Україна
ukcdb@i.ua



Костянтин Шпильовий

інженер ТОВ «Азов-Мінералтехніка», Україна
mineraltech.azov@gmail.com

Пірохлорові руди вітчизняних родовищ характеризуються низьким вмістом ніобію (0,09 – 0,15%), та дрібною вкрапленістю (до 70% класу – 0,05 мм), що вимагає застосування багатостадійних схем гравітаційного збагачення з використанням таких гравітаційних апаратів, як відсаджувальні машини та концентраційні столи. Зарубіжна практика та відомі дослідження вітчизняних пірохлорових руд показують, що отримати високі показники збагачення за такого підходу не вдається – вилучення ніобію навіть в бідні чорнові концентрати не перевищує 25 – 30%. При подрібненні таких руд в традиційних дезінтегруючих апаратах – кульових або стрижневих млинах, – пірохлор, як дуже крихкий мінерал, ще більше подрібнюється та утворює

«примазки» на поверхні зерен більш міцних мінералів. Тому суттєвого зростання вилучення не вдається досягти навіть при застосуванні більш досконалих гравітаційних апаратів – відцентрових концентраторів або комбінованих флотаційних та магнітних методів збагачення.

Побудова ефективних схем збагачення для таких руд, які забезпечували б високе вилучення ніобію у кондиційні концентрати, є досить складним завданням.

Нами вивчалася селективна дезінтеграція рідкіснометалічних руд одного із вітчизняних родовищ (Мазурівське, Донецька обл.) з метою вибору оптимального типу дробарки та млина, які забезпечують найбільш повне розкриття пірохлору при мінімальному переподрібненні руди, а також мінімальні втрати його у вигляді шламів (0,01 мм) та примазок на частинках маріуполіту, альбіту, нефеліну.

Встановлено, що підготовка руди до гравітаційного збагачення шляхом подрібнення її у відцентровому млині металнього типу дозволяє підвищити масову частку ніобію в чорновому концентраті майже в два рази – до 2,03% при вилученні 65,37%, в той час як при подрібненні в кульовому млині вміст пентоксиду ніобію складає 1,1% при вилученні 24,2%.

Подальші дослідження були направлені на оптимізацію режиму збагачення подрібненої до 0,20 мм руди у відцентровому концентраторі KNELSON, та вивчення впливу мінералогічного складу руди (вмісту мінералів проміжної густини) на ефективність її збагачення.

Встановлено, що попереднє часткове вилучення методами магнітної сепарації магнетиту та слабomagнітних мінералів егірину і біотиту перед гравітаційним збагаченням у відцентровому концентраторі, забезпечує отримання чорнового концентрату з вмістом 7 – 8% пентоксиду ніобію при вилученні пірохлору на рівні 77 – 78%.

Найбільш прийнятні показники збагачення руди Мазурівського родовища у відцентровому безнапірному концентраторі – вилучення та масова частка Nb_2O_5 – досягаються при вмісті в руді мінералів проміжної густини (біотиту, егірину) на рівні 4,8 – 5,2%. Вміст мінералів проміжної густини на рівні 4,8 – 5,2% забезпечується попередньою магнітною сепарацією руди, доподрібненої до крупності менше 0,2 мм, при напруженості магнітного поля 5,4 – 5,5 кЕ.

Спроби отримати більш багаті чорнові пірохлорові концентрати шляхом введення додаткових стадій гравітаційної або магнітної сепарації призводять до значного зниження вилучення ніобію, і його втрат з хвостами збагачення.

У практиці збагачення бідних тонковкраплених руд інколи обмежуються отриманням чорнових концентратів або проміжних продуктів з низьким, – одиниці та перші десятки відсотків, – вмістом рідкісних металів для забезпечення більш високого їх вилучення.

Наступна переробка таких чорнових концентратів та промпродуктів на зарубіжних підприємствах здійснюється різними гідрометалургійними методами: спіканням з лугами, обробкою кислотами або хлоруванням. Такі

методи характеризуються не лише складністю багатостадійної технології гідрометалургійної переробки, але й є екологічно небезпечними для довкілля та персоналу цих виробництв.

Більш перспективним видається застосування пірометалургійної переробки таких продуктів, за якої значно скорочуються витрати хімічних реагентів та утворення відходів.

Прикладом ефективного застосування металургійної плавки є метод відновлювальної плавки, що полягає в концентруванні рідкісних металів в сплаві із залізом (чавуні), який отримують в результаті відновлення оксидів рідкісних металів вуглецем (коксом) в електродуговій печі при температурі процесу 1500 – 1800 °С.

Цей метод є придатним для переробки бідних промпродуктів або шламів збагачення з вмістом рідкісних металів менше 2%. Додаткове збагачення досягається конвертуванням чавуну при 1250 – 1350 °С. В результаті продування повітрям вдається отримати шлаки з вмістом 6 – 12% оксидів рідкісних металів, придатних для наступної гідрометалургійної переробки.

Відомий різновид селективної плавки бідної тантал-ніобієвої руди родовища Сревіг (Канада) з вмістом 0,17% пентоксиду ніобію та 0,02% пентоксиду танталу. Руду спочатку збагачують гравітаційним способом та магнітною сепарацією. Ніобій і тантал концентрується в немагнітній фракції. Концентрат містить 21% пірохлору, 18% циркону, 16% апатиту, 12% альбіту, 18% піриту та 5% магнетиту. Шихту, що складається з концентрату, коксу та залізної стружки, плавлять при температурі 1550 – 1700 °С і отримують фероніобій з 20% вмістом карбідів ніобію і танталу. Обробкою такого, попередньо подрібненого, сплаву сірчаною кислотою в розчин переводять залізо, а карбіди ніобію і танталу залишаються в нерозчинному осаді. Далі проводять окиснювальний випал карбідів при 800 °С протягом 30 хв, та отримують синтетичний концентрат з вмістом ніобію 80% та 8% танталу.

Але проблем екології та охорони праці цей метод переробки бідних концентратів повністю не вирішує, а лише зменшує масштаб їх шкідливого впливу.

Нами запропоновано застосувати плазово-дуговий метод переробки бідного пірохлор-цирконового концентрату, отриманого від переробки руд Мазурівського родовища (Донецька обл.). Цей метод на відміну від попереднього, має перевагу в швидкості нагрівання шихти та можливості перегрівання металічної фази вище температури кипіння окремих елементів. Це дозволяє знизити вміст деяких елементів в металічному розплаві, наприклад алюмінію, магнію, кремнію; відповідно підвищується концентрація заліза та рідкісних металів.

Плазово-дуговий нагрів дозволяє суттєво підвищити швидкість відновлюваних реакцій в печі та швидкість протікання відновлюваних реакцій не лише за рахунок підвищення температури розплаву, але і в результаті перемішування рідких металу та шлаку плазовим струменем.

Аргон, крім функції несучого газу плазми, виконує також роль утворювача нейтрального середовища по відношенню до газоподібного SiO , що міститься в газовій фазі. При звичайній електродуговій плавці монооксид кремнію окиснюється в робочій зоні печі та конденсується на поверхні шлаку. При плазово-дуговому нагріванні значна кількість кремнію з концентрату може вилучатися з печі у вигляді легкої сполуки – монооксиду кремнію і збиратися як додатковий супутній товарний продукт плавки.

Практична перевірка вилучення кремнію з рідкіснометалічного концентрату у вигляді SiO , а також випарювання металічного кремнію під час відновлюваної плавки виконана на лабораторній плазово-дуговій установці.

Результати виконаних досліджень використані при розробці технології переробки рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища.

Концепція схеми переробки руди полягає в наступному.

1. Попередня крупногрудкова сепарація руди крупністю –30 мм фотометричним методом для виділення ніобій- і цирконійвмісних порід – альбіту та маріуполіту, що на 45 – 50% зменшує обсяги перероблюваної руди.

2. Подрібнення руди у відцентровій дробарці ударної дії та від центровому млині металльної дії до крупності –1 мм, що дозволяє досягти більш повного розкриття пірохлору в грубих класах крупності.

3. Мокра магнітна сепарація (в слабкому і високоградієнтному полях) подрібненої руди для вилучення магнетиту, та часткового вилучення егірину і біотиту, з метою створення оптимальних умов для наступного гравітаційного збагачення у відцентровому концентраторі, за яких досягається вилучення пентоксиду ніобію в чорновому концентраті 3,0 – 3,5%.

4. Гравітаційне збагачення у відцентрових концентраторах, що дозволяє підняти вміст пентоксидів ніобію і танталу в чорновому концентраті до 7 – 8% при вилученні 77,25%.

5. Пірометалургійна переробка бідного чорного концентрату з сумарним вмістом пентоксидів ніобію і танталу 7 – 8%.

Застосування комбінованої технології переробки руди, яка включає інноваційні процеси підготовки і збагачення, пірометалургійної доводки чорного концентрату, дозволяє досягти загального вилучення пентоксидів ніобію і танталу ніобію – 61,8% (проти 26% при застосуванні традиційної гравітаційної технології у відсаджувальних машинах з доводкою на концентраційних столах).

Крім того, перевагами запропонованої схеми збагачення бідних рідкіснометалічних руд є скорочення витрат хімічних реагентів та зменшення кількості відходів.