

УДК 622.781

Т.А. ОЛІЙНИК, д-р техн. наук,

Е.В. ЧАСОВА, канд. хім. наук,

Л.В. СКЛЯР, Н.В. КУШНІРУК, М.О. ОЛІЙНИК, кандидати техн. наук,

А.Ю. СКЛЯР

(Україна, Кривий Ріг, Державний ВНЗ "Криворізький національний університет")

РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЙ ОЧИЩЕННЯ ЗАЛІЗОВМІСНИХ КОНЦЕНТРАТІВ ВІД ШКІДЛИВИХ ДОМІШОК

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. У наш час 98,5% залізорудної продукції використовують для потреб чорної металургії, отож вимоги до якості мінерально-сировинної бази виходять із вимог до сталі, чавуну, а також з технологічних особливостей сталеплавильного виробництва. Оскільки Україні та Східній Європі основним технологічним процесом є доменний, то вимоги до якості залізорудної продукції орієнтовані насамперед на нього. Слід відзначити, що вимоги до якості залізорудної продукції, що експортується в Західну Європу, вище, оскільки металургійні виробництва індустріально розвинених країн орієнтуються насамперед на безпосереднє відновлення заліза, минаючи доменний процес. Тому, основним завданням є забезпечення залізодобувної промисловості високоякісною мінеральною сировиною, придатною для якісної металургії. Це можливо за рахунок вдосконалення технології розробки діючих об'єктів [1].

Фосфор є шкідливою домішкою в металі, оскільки, перебуваючи в ньому, він надає йому крихкість і сильно підвищує схильність до крихкого зламу. Фосфор також підвищує поріг хладоломкості, тобто температуру різкого падіння ударної в'язкості. Так як фосфор не може бути легко видалений з флюсу або плавки, тому максимально допустимий вміст фосфору в сталі обмежують досить низькою межею, яка з урахуванням вимог до металу і можливостей дефосфорації становить до 0,020-0,040 %.

Великий збиток при виплавці чавуна і феромарганцю наносить надлишок кремнезему. При виплавці чавуна підвищення змісту кремнезему на 1% збільшує витрата коксу приблизно на 3%, флюсів на 4% і зменшує продуктивність доменної печі на 2-7%. При виплавці феромарганцю кремнезем приводить до утворення в нижній частині печі міцних силікатів марганцю, що переходять у шлак, що, в свою чергу, різко зменшує вилучення марганцю.

У процесі відновлення або руди, або концентрату виробництва порожня порода, яка міститься у металевих обкотишах, переходить у кінцевий продукт. Крім того, наявність порожньої породи в металізованій сировині викликає велике шлакоутворення у процесі виплавки сталі. У цих умовах значно підвищуються витрати електроенергії, флюсів і збільшується тривалість плавки. Крім того, шлак роз'їдає футерівку печей. Тому в металізованій сировині, що призна-

Загальні питання технологій збагачення

чена для виплавки сталі, прагнуть максимально знизити вміст порожньої породи, а вміст кислих порід (SiO_2) довести до 4%.

Тому створення досить простої і ефективної технології доведення магнетитового та гематитового концентрату, що забезпечує зниження, вмісту шкідливих домішок є вельми актуальним практичним завданням

Аналіз досліджень і публікацій. Залежно від складу залізних руд розробляються технології їх збагачення і подальшої підготовки до металургійного переділу. Підготовка залізорудних концентратів до металургійного переділу включає: випал, охолодження, вилуговування мінеральною кислотою, відокремлення рідкої фази від твердої і таке інше. Все це приводить до покращення якості залізорудних концентратів тому, що при цьому відбувається усунення небажаних домішок, які містяться в концентратах, в першу чергу, фосфору, сірки, арсену.

В основному застосовуються металургійні методи видалення фосфору з концентратів [3].

Так, процес випалу проводиться при температурі 800-1000 °С. При цьому відбувається руйнування структури гідрогетиту ($\text{FeO} \cdot \text{H}_2\text{O}$), перекристалізація заліза і витіснення фосфору з зерен на межі розділу фаз (кристалів).

При температурі менше 800 °С процес протікає з недостатньою повнотою. За температури понад 1000 °С відбувається спікання частинок в агломерати і погіршується доступ кислоти до частинок мінералу, що містить фосфор, в результаті чого ступінь вилучення фосфору падає.

Час випалу протягом 1 години забезпечує високе вилучення фосфору в розчин при подальшому вилуговуванні. Збільшення часу випалу, більше однієї години, погіршує техніко-економічні показники всього процесу знефосфорення.

До недоліків металургійних методів знефосфорення необхідно віднести їх неекономічність, великі втрати заліза (до 20%) та екологічні проблеми.

Проблема розробки технології видалення фосфору не металургійним шляхом і отримання з цих руд кондиційного за фосфором концентрату представляє великий практичний інтерес і має важливе значення не тільки для країн СНД, а й для багатьох країн світу, наприклад Австралії, Іспанії, Колумбії, США, Швеції, Франції та ін.

Частина фосфору входить до складу цементної маси, яка зв'язує тонкодисперсні зерна магнетиту. Тому механічними способами неможливо видалити його до масової частки, що задовольняє вимогам металургійних переділів. Досить обмежене видалення фосфору досягається за допомогою подрібнення і магнітної сепарації.

Для видалення фосфору флотаційними методами застосовують зазвичай аніонактивні реагенти.

Компанією "Аква Нобель" розроблено катіонний реагент на підставі реагенту Лілафлот, застосування якого при флотації при витратах біля 70 г/т дозволило видалити з магнетитового концентрату 90-95% фосфору, що містився в цьому концентраті. При цьому втрати заліза склали порядку 2%.

У Росії розроблено метод прямої флотації фосфатних мінералів з магнети-

тових концентратів, при якій пульпу оброблюють лужним агентом до рН від 7 до 11 та депресором карбонатних і силікатних мінералів. Вводять колектор типу похідних янтарних кислот в кількості від 20 до 2000 г/т вихідного продукту та вспінювач.

Зважаючи на неможливість значно знизити вміст фосфору в концентратах за допомогою механічної обробки відомо застосування гідрометалургійних способів для видалення фосфору з залізних руд.

Спосіб попередньої обробки руди з метою зниження вмісту в ній сірки і фосфору шляхом промивання руди (по суті оксидів заліза) водними розчинами соди з поступовим підвищенням температури, включає змішання неорганічної основи з оксидної залізною рудою, що містить в основному оксиди заліза при відношенні приблизно 0,1:1,5 – основи до ваги залізної руди; нагрівання суміші до 300 °С та промивку суміші гарячою водою.

До недоліків цього способу слід віднести те, що ступінь зниження домішок фосфору в руді залишається низькою і, отже, не дозволяє отримати кондиційні залізородні концентрати.

Останнім часом найбільш поширеними способами знефосфорення металовмісних руд є хімічні методи – лужне або кислотне вилуговування з відділенням вилугованого концентрату. Хімічні методи очищення руд та залізородних концентратів використовують в різних варіантах. В основному дослідження проводяться у таких напрямках:

- вилуговування розчинами лугів;
- вилуговування кислотами при різних температурах;
- вилуговування домішок в автоклавах.

При виборі методу хімічного збагачення необхідно керуватися доступністю реактивів, рентабельністю і достатньою мірою очистки.

Видалення сполук кремнію можливо розчинами лугів. Для видалення кальцію та магнію використовують кислоти.

Відомий спосіб видалення фосфору з лотарингської залізної руди, яка містить 30% Fe, 20% SiO₂, 7% Al₂O₃ і 1,7% P₂O₅, при якому застосовують обробку руди 40-50 % розчином лугу при температурі 125-140 °С, тривалістю від 30 хв до 3 годин і кількості твердого в пульпі від 50 до 200 г/л. При цьому було вилучено в розчин до 60-80% фосфору, кремнезему та інших мінералів руди при вилученні заліза в концентрат більше 93-95%.

При цьому методі найбільш поширеним є гідроксид натрію. Але при його застосуванні мають місце нетехнологічні розчини, які погано відстоюються і фільтруються.

Крім того, виявлений оптимальний режим вилуговування має ряд серйозних недоліків: складну схему регенерації лугу і значні витрати води на її відмивання.

Складний метод збагачення залізної руди за допомогою NaOH та магнітної сепарації випробувано в США. Він включає такі стадії:

1) змішування руди або рядового концентрату з невеликим об'ємом розведеного розчину NaOH;

Загальні питання технологій збагачення

2) обробка суміші перегрітою парою при температурі 260-400 °С.

Така обробка призводить до того, що зв'язки між кристалами SiO₂, а також між SiO₂ та мінералами заліза послабляються. Існують і інші дані, які підтверджують, що хімічна обробка (лужна або кислотна) залізорудних концентратів, які містять кварц та силікати заліза, змінюють поверхневі властивості мінералів, що покращує показники флотації та повторної магнітної сепарації.

При обробці рядового гематитових концентратів, отриманих з руд Криворізького родовища, розчином NaOH, вміст силіцію знижувалася від 8,62 до 0,76%. Фосфор, сірка й арсен вилуговувалися до сотих часток процента. Вміст кальцію та магнію після лужної обробки зростає.

Сірка при цьому переходить в розчин у вигляді сульфатів згідно рівняння:



Кислотну обробку залізних руд проводять з метою відокремлення домішок фосфору, арсену, сірки, кальцію та магнію. Згідно з дослідженнями будь-яка мінеральна кислота ($C_E = \text{моль} \cdot \text{екв}/\text{дм}^3$) при температурі 70 °С виводить арсен з руд від вказаних вище домішок використовують такі кислоти, як сульфатна H₂SO₄ та хлорна HCl.

Багато досліджень проведено по очищенню залізних руд нітратною кислотою. Більшість робіт проведено японськими дослідниками. Ще в 1963 році в Японії було запатентовано метод відокремлення домішок з залізної руди концентрованою нітратною кислотою, який забезпечував підвищення вмісту заліза від 55 до 65% за рахунок повного вилуговування фосфору та арсену і частково – кальцію, магнію, мангану та сірки.

В подальших дослідженнях концентрація нітратної кислоти була скорочена без зменшення ефективності вилуговування за рахунок підвищення температури або додавання до нітратної кислоти сульфатної, або проведення процесу вилуговування при 200 °С в автоклаві.

Кислоти, як відомо, взаємодіють зі сполуками заліза, що безумовно приводить до додаткових витрат кислот та зниження виходу концентрату. Але у всіх патентах ці недоліки кислотного збагачення ігноруються. Слід також відзначити, що регенерація кислот неможлива. Луги після вилуговування можливо регенерувати додаванням вапна.

Метод окислювального вилуговування в кислотному середовищі комплексних залізних руд, полягає в обробці матеріалу при таких умовах, щоб сприяти окисленню заліза й сірки, окисляти сульфід сірки, принаймні, частково в сульфат. Окислене залізо і домішки переходять в розчин в процесі вилуговування, яке ведеться протягом певного періоду часу, поки більше 80% сульфїду, що міститься в матеріалі, не окислиться. При цьому утворюється осад вилуговування, який придатний для термометалургійного відновлення заліза.

Цей спосіб дає позитивний результат для видалення сірки, але не забезпечує знефосфорування залізної руди.

Також відомо метод вилуговування фосфору сірчаною кислотою при температурі 95-100 °С. Витрати сірчаної кислоти для розчинення фосфору, що міститься в концентратах, становить 30 кг на 1 кг фосфору, що вилуговується, тобто значно більші, ніж за стехіометрією. Щоб уникнути повторного випадання в осад сульфату тривалентного заліза, необхідно оперувати значеннями рН в інтервалі 1,6-1,4, залежно від вмісту твердих частинок в пульпі. Відношення Т:Ж повинно становити 1:2-1:3, а загальний час вилуговування – 50 хв. Подальша переробка концентрату проводиться методом огрудкування та випалу отриманих окатишів. При цьому вміст сірки зменшується на 95%, а фосфору – приблизно на 80%.

Недоліком цього способу є складність технологічного оформлення процесу вилуговування, висока температура процесу і великі втрати заліза з розчинами.

В якості мінеральної кислоти при вилуговуванні може застосовуватися також соляна кислота. Сутність методу полягає в тому, що спочатку здійснюють агломерацію залізної руди, а потім – вилуговування з використанням соляної кислоти або газоподібного хлористого водню. Температура вилуговування 90-105 °С.

Недоліком цього способу є те, що застосовують летючу соляну кислоту, яка дуже шкідлива для обслуговуючого персоналу і призводить до корозії устаткування через наявність хлористого водню.

Слід відзначити, що хімічне вилуговування є успішним, тільки якщо йому передують термічна обробка, яка викликає рекристалізацію залізних мінералів в $L - Fe_2O_3$ і концентровано фосфору між зернами гематиту. Термічна обробка полягає в випалюванні концентрату при температурі 500-600 °С протягом 1-1,5 години, а для вилуговування застосовується сірчана кислота в кількості не менше 110-150 % від стехіометричного по відношенню до фосфору, при температурі 60-80 °С, відношенні Т:Ж = 1:3-1:5. Час вилуговування – 2-3 години [2].

Відомий спосіб очистки залізної руди від арсену і фосфору, в якому руду, подрібнену до 0,05-0,50 мм, обробляли 0,5-2% розчином сульфатної кислоти при високому співвідношенню рідкої та твердої фаз протягом 10-20 годин з послідовним іонообмінним вилученням домішок з розчину.

Недоліки цього способу – це велика тривалість процесу (25 годин) та значна кількість рідкої фази, для якої необхідний великий об'єм апаратури.

Швидкість усіх фізико-хімічних гетерогенних процесів збільшується при підвищенні температури. Коли вилуговуванні домішок здійснюється в автоклавах. При цьому використовуються розчини лугів з концентраціями 40-50% в автоклавах при температурі 124-140 °С, або сульфатної кислоти з концентрацією 60-70% при 95-100 °С. Використовування автоклавів дозволяє підтримувати температуру процесу вище температури кипіння розчину. Це приводить до більш ефективного вилуговування.

Постановка завдання. Метою роботи була розробка ефективної технології знефосфорування різних залізновмісних концентратів (магнетитового, гематитового, гідрогітитового), що забезпечує зниження вмісту фосфору до світових вимог.

Викладення матеріалу та результати. На першому етапі дослідження поступила проба магнетито-гематитової руди з масовою часткою заліза 53,8%. В

Загальні питання технологій збагачення

результаті магнітної сепарації було отримано два концентрати: магнетитовий (вихід 47,7%, масова частка $Fe_{зар}$ 69,509%) та гематитовий (вихід 15,27%, масова частка $Fe_{зар}$ 60,48%). Вихід хвостів склав 37,03%. Втрати заліза за магнітною технологією склали 21,2%. Як бачимо, концентрати задовольняють вимогам металургійної промисловості за масовою часткою заліза. Але, слід відзначити, що вони мають високу масову частку фосфору – 0,071 та 0,343 % відповідно в магнетитовому та гематитовому концентратах. Тому дослідження із знефосфорування були проведені саме на пробах цих концентратів. Зауважимо, що більша масова частка фосфору характерна для гематитового концентрату, внаслідок того, що він має меншу крупність в зрівнянні з магнетитовим [3].

У результаті вивчення мінералогічного складу концентратів встановлено, що у всіх вивчених продуктах присутній кальцит – бурхлива реакція з кислотою. Нерудні мінерали спостерігаються у вигляді як вільних уламків так і у вигляді зростків з рудними мінералами. Характерною особливістю досліджуваних магнетитового та гематитового концентрату є також різкий розкид розмірності уламків. Найбільш дрібні уламки представлені переважно гідроксидами заліза, кальцитом і апатитом. Апатит представлений подовженими, а також короткопризматичними індивідами. Він найчастіше, просторово тяжіє до кальциту, проте наголошується у вигляді дрібних включень у магнетит. Розмір коливається в широких межах від одиниць мікрометрів до десятих часток міліметра (рис. 1).

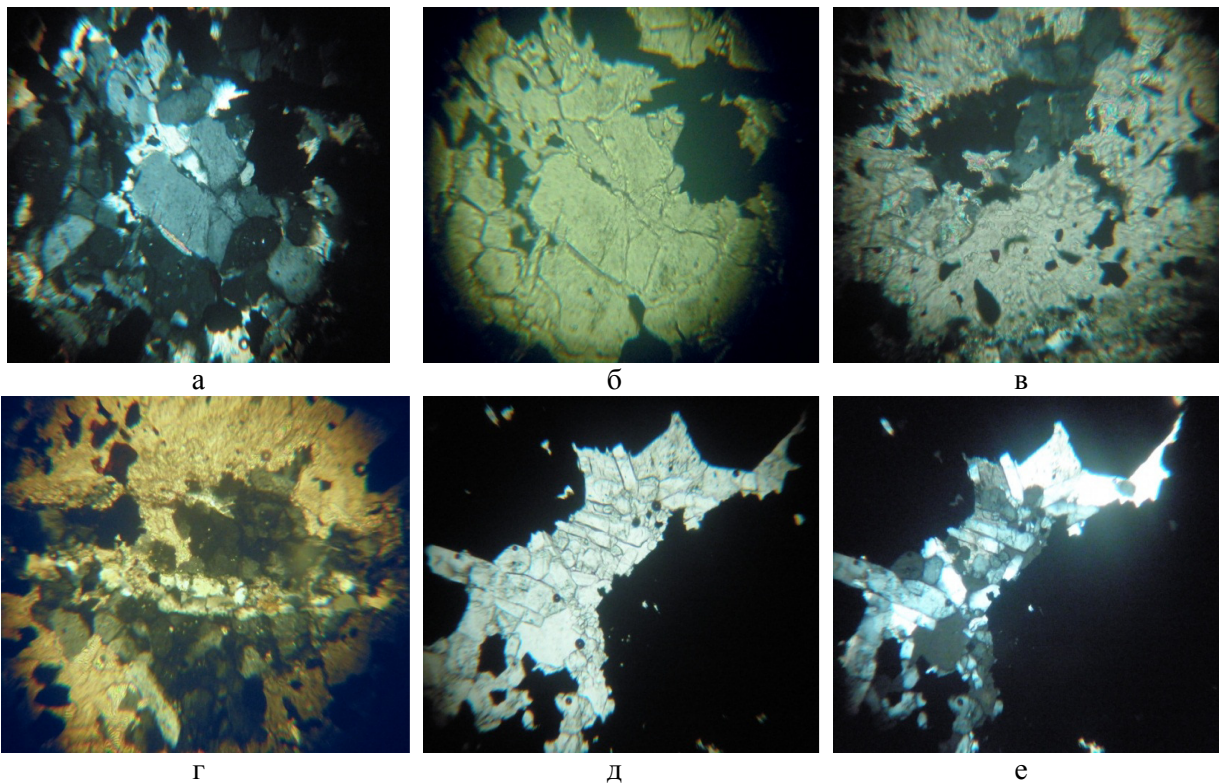


Рис. 1. Залізорудна сировина в світлі:
а, б – гнездоподібний агрегат апатиту; в – апатит в кальцитовій масі; г – горизонтально-орієнтований кварцовий прожилок, апатит-кальцитовий агрегат; д, е – агрегат апатиту

На підставі аналізу результатів вивчення речовинного складу, хімічних, мінералогічних властивостей магнетитових і гематитових концентратів та властивостей апатиту прийшли до висновку про доцільність проведення знешламлення магнетитових концентратів та прямої флотації апатиту з гематитових концентратів.

Знешламлення було проведено на пробі магнетитового концентрату. Метою знешламлення було зниження масової частки фосфору в пробі за рахунок виведення класу мінус 0,02 мм, де, в основному концентрується тонкоподрібнений апатит. Результати знешламлення магнетитового концентрату наведено на рис. 2.

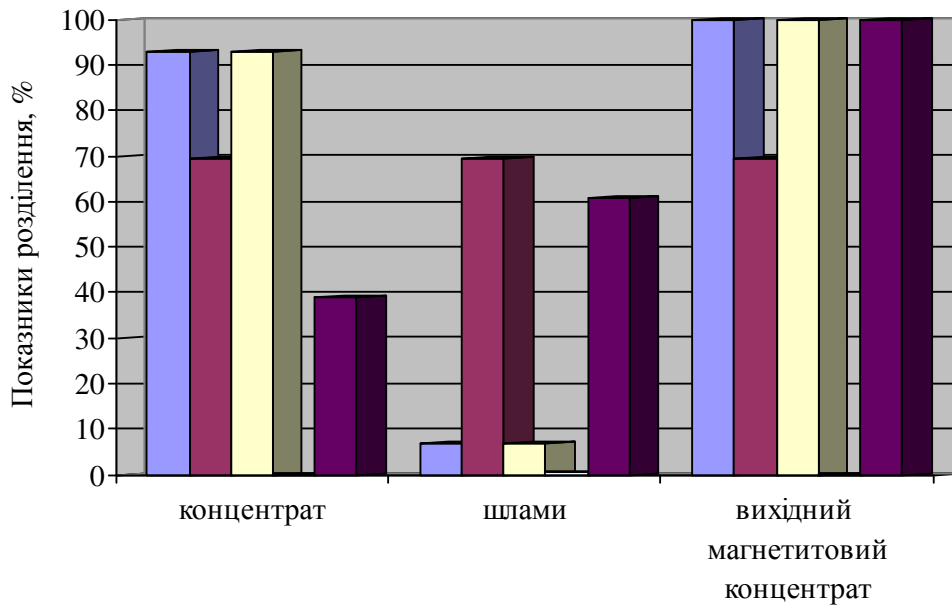


Рис. 2. Показники знешламлення магнетитового концентрату:

- вихід продукту
- масова частка заліза загального
- вилучення заліза загального
- масова частка фосфору
- вилучення фосфору

Отримані дані підтверджують доцільність проведення операції знешламлення в технологічній схемі збагачення багатих гематит-магнетитових руд. Так, масову частку фосфору в концентраті вдалося знизити в 2,37 рази – з 0,071 до 0,03%, що задовольняє міжнародним стандартам на якість магнетитового концентрату. У результаті знешламлення магнетитового концентрату також підвищена масова частка заліза загального в концентраті на 0,01%.

На другому етапі досліджень на пробі гематитового концентрату були проведені дослідження з прямої аніонної флотації апатиту. При флотаційних дослідженнях як аніонний оксигідрільний колектор використовувалося мило дистильованого талового масла (МДТМ). На практиці звичайно застосовують омилене талове масло. МДТМ відрізняється більшою селективністю в порівнянні з милом

Загальні питання технологій збагачення

сирого талового масла (МСТМ). Основною частиною МДТМ є солі (як правило, натрієві) неорганічних жирних кислот (олеїнової, лінолевої і ліноленої), а вміст смоляних кислот в нім – не більше 10-15%. Підвищений вміст смоляних кислот (до 30% і більш) в МСТМ робить його менше придатним для отримання якісних концентратів через погіршення його колекторних властивостей та підвищення піноутворення. Вибір подібного колектору проводився, головним чином, лише емпірично і на основі доступності і економічності реагенту.

Для встановлення закономірностей процесу флотації, проведено ряд експериментів за методом латинського квадрату, де в якості змінних показників були витрати регентів – колектору, депресорну, регулятора середовища та час контактування з реагентами. Найкращі показники із знефосфорення (за масовою часткою фосфору в концентраті) отримані при витраті реагентів (г/т): МДТМ – 500 г/т, крохмаль – 2500 г/т, сода – 1000 г/т.

Слід відзначити, що при прямій аніонній флотації в пінні продукти переходить велика частина гематитових агрегатів, що призводить до великих втрат гематиту з пінним продуктом 75-85%, що свідчить про негативні результати проведених досліджень.

Так як при прямій аніонній флотації апатиту не було досягнуто бажаних результатів, то далі проводились дослідження з прямої катіонної флотації апатиту.

При дослідженні прямої катіонної флотації апатиту, як реагенти-колектори використовувалися аміни. Для флотаційних випробувань використовувався реагент "Лілафлот. Ці реагенти є первинними амінами на основі вищих жирних кислот з числом атомів вуглецю у радикалі 17-21.

Застосування катіонної флотації зумовлене тим, що у порівнянні з аніонною флотацією вона не потребує пом'якшення води і великої витрати реагенту. Окрім цього тривалість катіонної флотації у 2-4 рази менша, ніж аніонної.

Механізм дії амінів полягає у гідрофобізації мінералів при закріпленні іонів, тобто здійснюється хімічна взаємодія іонів та молекул колектору, а також фізична адсорбція їх на поверхні мінералу. Причинами адсорбції поверхнево-активного іону колектору можуть бути: кулонівське тяжіння іона електростатичним полем мінеральної поверхні, поляризація адсорбенту іоном, електростатична поляризація іона полем поверхні і неполярні сили Ван-дер-Ваальса. У свою чергу, адсорбція молекул аміну, полярна група якого має постійний диполь, залежить від можливості прояву сил дипольної та дисперсійної взаємодії, утворення водневого зв'язку.

У лабораторних умовах була проведена серія випробувань, в результаті яких отримали позитивні результати: в гематитовому концентраті вдалося знизити масову частку фосфору в 2,87 рази з 0,343 до 0,12%. Масова частка заліза загального в гематитовому концентраті склала 62,88%, що на 2,4% більш ніж у чорновому гематитовому концентрат [3].

На третьому етапі були досліджені умови вилуговування бідних гідроґетитових високофосфорних концентратів при високих та низьких температурах.

При дослідженнях використовують сульфатну кислоту високої концентра-

ції. Температура випалу підтримувалася 800 °С, тому що при більш низьких температурах процес руйнування структури мінералу здійснюється не повністю.

При температурі більше 1000 °С відбувається спікання часточок в агломерати і погіршується доступ кислоти до часточок мінералу, який містить фосфор. В результаті цього ступінь діставання фосфору падає. Тому оптимальною є температура 900 °С. Це температура при якій відбувається руйнування структури гідрогетиту (FeOOH), перекристалізація заліза і витіснення зерен фосфору на межу розділу фаз (кристалів). При цьому утворюється штучний гематит $2\text{FeOOH} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{H}_2\text{O}$ і сполуки фосфору. Таким чином, забезпечується доступ мінеральної кислоти до сполук фосфору і переведення їх в розчин. Час випалу складає 1 годину. Це забезпечує високий рівень вилучення фосфору в розчин під час вилуговування. Більше часу для проведення випалу не потрібно, тому що теж призводить до спікання часточок в агломерати.

Наважку залізорудного концентрату масою 100 г випалювали в муфельній печі при температурі 900 °С протягом 1 години. Огарок охолоджували до температури 25 °С. Вилуговування проводили сульфатною кислотою з концентрацією 49% протягом 1 години. Співвідношення твердої фази по рідкій було $T \div P = 1 \div 1,5$. Суспензію перемішували, а після вилуговування фільтрували. Осад на фільтрі промивали об'ємом 50 см³ холодною водою. Осад з фільтра висушувався при температурі 105 °С в сушільній шафі протягом 6 годин до постійної маси і визначали вміст фосфору і заліза. В результаті з концентрату з масовою часткою заліза загального 55,2% та фосфору 1,2% отримали концентрат з масовою часткою заліза загального 56,4% та фосфору – 0,15%.

Висновки та напрямки наукових досліджень. В результаті мінералогічного вивчення магнетитового та гематитового концентрату встановлено, що основний носій фосфору в концентратах – апатит, який знаходиться в тонких фракціях менше 20 мкм. Для його вилучення з магнетитових концентратів достатньо застосування в технології збагачення багатих магнетит-гематитових руд операції знешламлення, за допомогою якої можна видалити до 61% фосфору. Встановлено, що для ефективного знефосфорення гематитових концентратів необхідно застосування прямої катіонної флотації апатиту, за допомогою якої з концентрату можливо видалити більше 74% фосфору.

Отже, в результаті аналізу проведення досліджень та синтезу отриманих наукових результатів, була розроблена технологія видалення фосфору з магнетитових та гематитових концентратів, яка дозволяє знизити вміст фосфору в сумарному концентраті з 0,14 до 0,04%. При подальшому вдосконаленні режиму флотаційного доведення гематитових концентратів планується зниження масової частки фосфору до 0,02%.

Запропонована технологія вилуговування зразків бідних гідрогетитових високофосфорних концентратів при високих та низьких температурах дозволяють стверджувати, що параметри процесу випалу дозволяють провести перекристалізацію заліза і тому сприяють доступу мінеральної кислоти до часточок, які містять фосфор.

Список літератури

1. Плотников О.В. Геологічні чинники економічної цінності промислових запасів залізорудних родовищ в докембрійських залізисто-кременистих формаціях українського щита: Автореф. дис. ... д-ра геол. наук. – К.: НАН України. Ін-т геохімії навколиш. середовища, 2002. – 28 с.

2. Пат. № 2184158, Российская Федерация, МПК С22В1/11, С22В1/04, С22В3/06. Способ очистки железорудного концентрата от примесей фосфора / Беликов В.В.; Огородов В.Б.; Ядрышников А.О.; Михайловина Н.А.; Чоп С.В.; заявитель и патентообладатель Акционерное общество закрытого типа "Механобр инжиниринг". – 2001113696/02; заявл. 23.05.01; опубл. 27.06.02. – 5 с.

3. Олійник Т.А., Скляр Л.В., Міхляєв Є.С. Розробка ефективної технології видалення фосфору з залізорудних концентратів // Гірничий вісник: Наук.-техн. зб. – 2012. – Вип. 95(1). – С. 289-293.

© Олійник Т.А., Часова Е.В., Скляр Л.В., Кушнірук Н.В.,
Олійник М.О. Скляр А.Ю., 2016

*Надійшло до редакції 18.03.2016
Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Піловим*