

УДК 622.7 622.341.1

О.В. БУЛАХ, канд. техн. наук
(Україна, Кривий Ріг, Державній ВНЗ "Криворізький національний університет")

ПІДВИЩЕННЯ ЕФЕКТИВНОСТІ ПЕРЕРОБКИ ОКИСЛЕНИХ РУД НА ПІДСТАВІ ДОСЛІДЖЕННЯ ОСОБЛИВОСТЕЙ ЇХ ЗБАГАЧЕННЯ

Раціональне використання мінерально-сировинного потенціалу надр Кривбасу визначається тією обставиною, що окислені залізисті кварцити які попутно видобуваються з магнетитовими в даний час створюють складну екологічну обстановку для навколишнього середовища.

Необхідність якнайшвидшого вирішення цієї проблеми визначається тим, що окислені залізисті кварцити, які містять гематит, мартит, гетит, гідрогетит і частково магнетит, є одним з основних джерел подальшого розширення сировинної бази чорної металургії України. Сьогодні більше половини потреби чорної металургії країни в залізорудній сировині покривається за рахунок концентратів, одержуваних з бідних магнетитових кварцитів, технологія переробки яких проста і добре освоєна.

Подальше розширення сировинної бази залізорудної сировини значною мірою здійснюватиметься за рахунок залучення в експлуатацію (видобутку і збагачення) окислених залізистих кварцитів як поточної видобутку так і техногенних родовищ.

Кількісне співвідношення головних рудних мінералів у рудах становить: гематит, мартит 20-65%, магнетит 1-12%, гетит 3-20%. Вкрапленість рудних зерен становить від 0,001 до 0,1 мм. Промислове використання, на сьогоднішній день, цих руд як сировинної бази для переробки відсутнє.

В результаті такої експлуатації родовищ не раціонально використовуються багатства надр Кривбасу, непродуктивно засмічуються великі площі родючих земель, зайнятих під відвали (до 20 тис. га), забруднюється навколишнє середовище через розпилення руди. Крім того, щоб забрати руду зі складу для її подальшого збагачення потрібні нові витрати на її вантаження, транспортування до фабрики і усереднення. Тому найбільш економічною є схема, що передбачає збагачення окислених кварцитів які видобуваються паралельно з магнетитовими.

Крім того з заглибленням діючих кар'єрів і шахт відбувається подорожчання видобутку магнетитових кварцитів і багатих руд. У зв'язку з цим виникла необхідність широкого залучення в переробку окислених кварцитів.

На сьогоднішній день у вітчизняній та закордонній практиці накопичено певний досвід підготовки та збагачення окислених залізних руд різними методами, які забезпечують підвищення ефективності та інтенсифікації цих процесів.

Перші дослідження з розробки технології збагачення окислених залізистих кварцитів та дослідні роботи в Україні відносяться до початку 30-х років ХХ століття.

Загальні питання технологій збагачення

Руди різних типів відрізняються текстурно-структурними особливостями та мінеральним складом, що зумовлює необхідність використання різних методів і технологій їх збагачення. У зв'язку з цим, глибина збагачення та технологічні показники при переробці руди визначаються її речовинним складом, характером вкрапленості компонентів та ефективністю застосовуваних методів їх збагачення [1].

В зарубіжній практиці підготовка до збагачення бідних окислених і змішаних залізних руд (тонко-, середньо – і грубозернистих), а також багатих "землистих" руд застосовують переважно самоподрібнення (мокре і сухе), причому млини працюють у замкнутому циклі з вібраційними грохотами. В результаті збагачення вихідних бідних окислених і змішаних руд отримують гематитові концентрати з масовою часткою заліза 65-66% та 5-6% кремнезему. У ряді випадків досягається досить високе вилучення заліза в концентрат (76-86%) [2].

В Україні розроблено проект, а будівництво через фінансові труднощі країни Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд продуктивністю 30,0 млн. т/рік., призупинено. В якості основного технологічного обладнання, передбаченого при збагачення окислених залізистих кварцитів Кривбасу, прийнятий сепаратор 6ЭРМ 35/315. Промислова перевірка сепаратора проведена на ЦГЗК, де кілька років експлуатувався даний сепаратор [3,4].

За результатами випробувань вилучення гематиту в концентрат становить в межах 75%, а гідроксидів заліза – 44%, ефективність збагачення класу мінус 0,01 мм на сепараторі 6ЭРМ 35-315 не перевищує 5% [5].

Проектною схемою переробки окислених залізних руд на КГЗКОРі передбачено отримання магнітного концентрату з масовою часткою заліза 61% при вилученні 70% [6]. Така якість залізородного концентрату не задовольняє вимогам сучасного металургійного виробництва. Все це зумовлює доцільність розробки нової, більш ефективної технології та техніки переробки окислених залізних руд на сепараторах вітчизняної конструкції.

Також був випробуваний процес мокрої магнітної сепарації в сильному полі для тонковкраплених таконітів штатів Мінесота і Мічиган (США), дуже близьких за складом окисленим кварцитах Кривбасу. Ці руди потребують для розкриття рудних мінералів дуже тонкого подрібнення, а як правило, містять землистий гематит і гетит. При їх подрібненні, зазвичай, утворюється велика кількість шламів, що погіршують показники збагачення. Гематит в рудах часто містить на поверхні сліди магнетиту, але гетит (більш слабомагнітний матеріал, ніж гематит), як правило, вільний від феромагнітних мінералів. Тому селективність процесу магнітної сепарації порушується, що знижує якість концентрату та вилучення заліза в концентрат. Це положення підтверджується проектною технологічною схемою КГЗКОРу.

На підставі вище викладеного, виконано дослідження з магнітного збагачення окислених залізистих кварцитів Кривбасу з попереднім знешламливанням подрібненого матеріалу та отриманням концентрату, що відповідає вимогам європейської якості.

Дослідження магнітного збагачення в сильному полі окислених залізистих кварцитів Кривбасу показали перспективність цієї технології.

Але в той же час при детальному вивченні магнітних властивостей подрібнених рудних мінеральних зерен встановлено їх мінливість за рахунок закріплення на поверхнях зерен мартиту, гематиту дисперсних частинок породоутворюючих мінералів. Крупність поверхневого шару на рудних і нерудних зернах становить до 1 мкм (рис. 1-4).

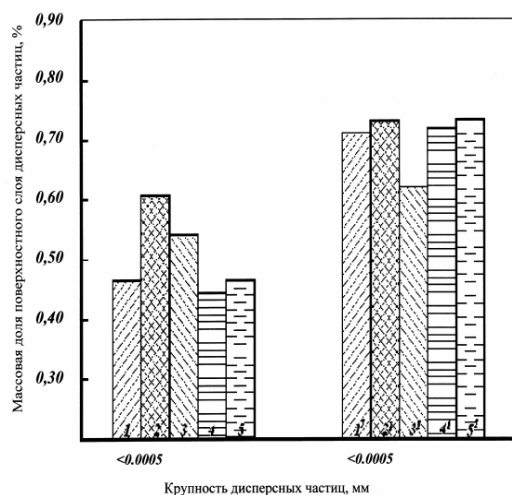


Рис. 1. Гістограми закріплення дисперсних частинок на нерудних зернах вихідної руди (1, 2, 3, 4, 5) та продуктах магнітного збагачення (1¹, 2¹, 3¹, 4¹, 5¹) при крупності подрібнення руди 70% класу -0,074 мм 1,1¹ – 4 з.г.; 2,2¹ – 5 з.г.; 3,3¹ – 6 з.г. Скелеватського родовища; 4,4¹ – 4 з.г.; 5,5¹ – 6 з.г. Валявкінського родовища

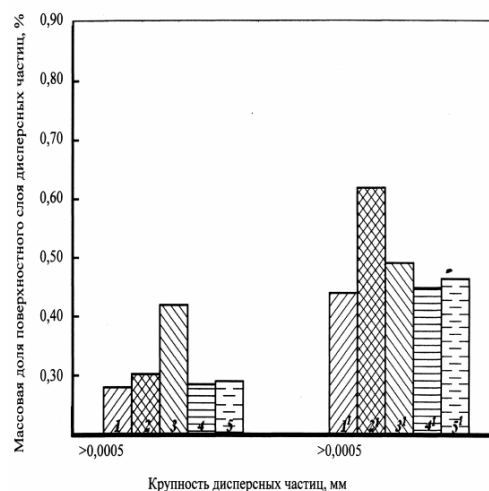


Рис. 2. Гістограми закріплення дисперсних частинок на нерудних зернах вихідної руди (1, 2, 3, 4, 5) та продуктах магнітного збагачення (1¹, 2¹, 3¹, 4¹, 5¹) при крупності подрібнення руди 70% класу -0,074 мм різних мінеральних різновидів Кривбасу 1,1¹ – 4 з.г.; 2,2¹ – 5 з.г.; 3,3¹ – 6 з.г. Скелеватського родовища; 4,4¹ – 4 з.г.; 5,5¹ – 6 з.г. Валявкінського родовища

Знешламлення подрібненої руди перед збагаченням, як показали технологічні дослідження, значно (до 5-8%) підвищує якість магнітного продукту і знижує втрати загального заліза в немагнітному продукті. Наслідком процесу знешламлення подрібненої руди стало підвищення магнітної сприйнятливості для рудних зерен і зниження її для нерудних зерен.

Як показали дослідження, при одній крупності подрібнення, ступеня розкриття рудних і нерудних зерен показники магнітного розділення значно вище. Найбільший ефект операції дешламації подрібненої руди спостерігається при тонкому подрібненні. Застосування рекомендованого способу дозволяє зменшити засміченість продуктів збагачення і підвищити ефективність всього комплексу збагачувального переділу з 44,8 до 47,9% (таблиця).

Загальні питання технологій збагачення

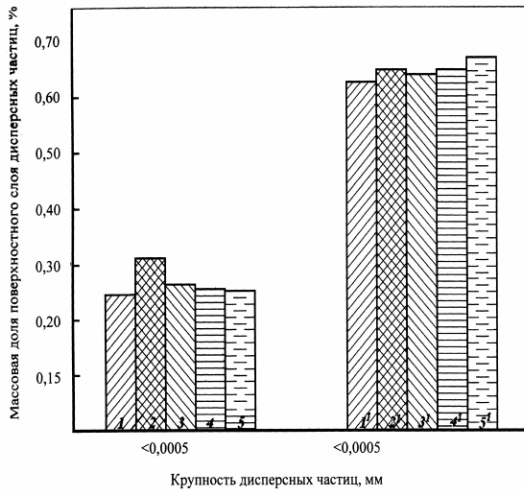


Рис. 3. Гістограми закріплення дисперсних частинок на рудних зернах вихідної руди (1, 2, 3, 4, 5) та продуктах магнітного збагачення (1¹, 2¹, 3¹, 4¹, 5¹) при крупності подрібнення руди 70% класу -0,074 мм 1,1¹ – 4 з.г.; 2,2¹ – 5 з.г.; 3,3¹ – 6 з.г. Скелеватського родовища; 4,4¹ – 4 з.г.; 5,5¹ – 6 з.г. Валявкінського родовища; 4,4¹ – 4 з.г.; 5,5¹ – 6 з.г. Валявкінського родовища

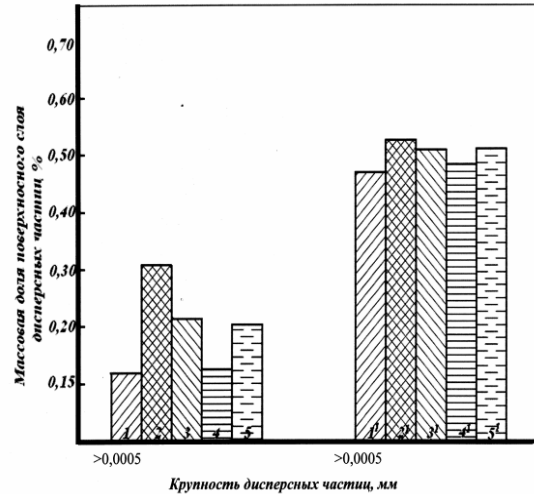


Рис. 4. Гістограми закріплення дисперсних частинок на рудних зернах вихідної руди (1, 2, 3, 4, 5) та продуктах магнітного збагачення (1¹, 2¹, 3¹, 4¹, 5¹) при крупності подрібнення руди 70% класу -0,074 мм 1,1¹ – 4 з.г.; 2,2¹ – 5 з.г.; 3,3¹ – 6 з.г. Скелеватського родовища; 4,4¹ – 4 з.г.; 5,5¹ – 6 з.г. Валявкінського родовища

Порівняльні показники магнітної сепарації окислених залізистих кварцитів Кривбасу

| Варіант збагачення | Масова частка заліза у вих. руді, % | Показники збагачення, % | | | | | | Ефективність збагачення, % |
|--------------------|-------------------------------------|-------------------------|----------------------|-----------|--------|----------------------|-----------|----------------------------|
| | | концентрат | | | хвости | | | |
| | | вихід | масова частка заліза | вилучення | вихід | масова частка заліза | вилучення | |
| Базовий варіант | 36,0 | 41,3 | 61,0 | 70,0 | 58,7 | 18,4 | 30,0 | 44,8 |
| Зі знешламленням | 36,0 | 39,2 | 64,1 | 70,0 | 60,7 | 17,8 | 30,0 | 47,9 |

За результатами досліджень збагачення окислених залізистих кварцитів Кривбасу рекомендована технологічна схема магнітної сепарації з попередніми знешламленням (рис. 5).

Дана технологічна схема забезпечить отримання залізорудного концентрату з масовою часткою заліза понад 64%.

Рекомендована схема забезпечить вирішення питання збуту залізорудного концентрату і окатишів на внутрішньому і зовнішньому ринках.

Виконані дослідження дозволили визначити процес зниження контрастно-

сті рудних і нерудних мінеральних зерен в процесі подрібнення окислених залі-
зистих кварцитів за рахунок покриття поверхневого шару дисперсними частка-
ми відповідно нерудних і рудних мінералів. Отримані результати дозволили роз-
робити нові технічні рішення переробки залізорудної сировини з одержанням
концентрату з масовою часткою заліза понад 64% при високій ефективності
збагачувального переділу.

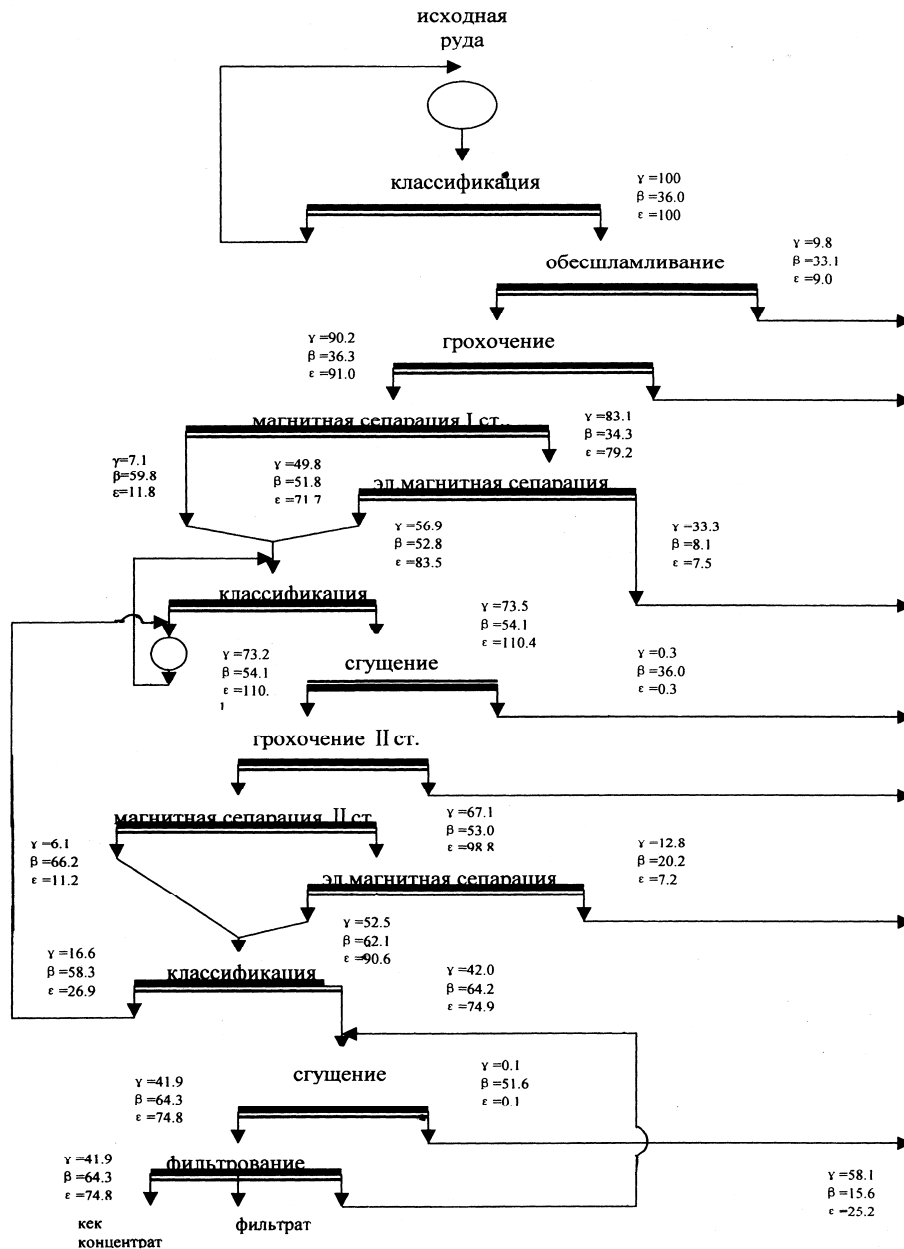


Рис. 5. Рекомендована схема переробки окислених залізистих кварцитів Кривбасу

Список літератури

1. Авдохин В.М., Губин С.Л. Современное состояние и основные направления развития процессов глубокого обогащения железных руд // Горный журнал. – 2007. – № 2. – С. 58-64.
2. Остапенко П.Е. Обогащение железных руд. – М.: Недра, 1977. – 274 с.
3. Пирогов Б.И. Геолого-минералогические факторы, определяющие обогатимость железистых кварцитов. – М.: Недра, 1969. – 210 с.
4. Кармазин В.И., Мостепан Л.Ф., Левченко К.А. О повышении эффективности высокоградиентного обогащения илистых фракций окисленных железистых кварцитов ЦГОКа при использовании сетчатой матрицы с вертикальным намагничиванием // Современное состояние и перспективы развития техники и технологии магнитного обогащения руд и материалов – Кривой Рог, 1994. – С. 29-30.
5. Гвоздик В.С. Экспериментальное наблюдение при механическом воздействии на гематит и кварц // Разработка рудных месторождений. – Кривой Рог: КТУ, 2002. – С. 86-89.
6. Малый В.М., Ганзенко Т.Б., Титлянов Е.А. Разработка технологии обогащения окисленных железных руд // Обогащение слабомагнитных руд черных металлов. – М.: Недра, 1984. – С. 12-16.

© Булах О.В., 2016

*Надійшла до редколегії 10.06.2016 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. Т.А. Олійник*