



<https://doi.org/10.15407/scin16.06.056>

**М.І. СТУПНІК¹, В.В. ПЕРЕГУДОВ²,
В.С. МОРКУН¹, Т.А. ОЛІЙНИК¹, М.К. КОРОЛЕНКО³**

¹Криворізький національний університет,
вул. Віталія Матусевича, 11, Кривий Ріг, 50027, Україна,
+380 56 409 0606, n.science@i.ua

²Державне підприємство «Державний інститут по проектуванню підприємств гірничорудної промисловості «Кривбаспроект» (ДП «ДПІ «Кривбаспроект»),
просп. Поштовий, 40, Кривий Ріг, 50000, Україна,
+380 56 428 3126, krivbassproect@krivbassproect.com.ua

³ПрАТ «Запорізький залізорудний комбінат»,
Веселівське шосе, 7 км, с. Мала Білозерка, Василівський район, Запорізька область, 71674, Україна,
+380 6175 6 7254, info@zgrk.com.ua

РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЙ ЗБАГАЧЕННЯ СЕРЕДНЬОВКРАПЛЕНИХ ГЕМАТИТОВИХ КВАРЦИТІВ КРИВБАСУ

Вступ. Тенденції розвитку металургійної галузі України в контексті використання її мінерально-сировинної бази вказують на перспективи розробки родовищ гематитових кварцитів.

Проблематика. Проблема отримання високоякісних концентратів при збагаченні гематитових руд пов'язана з тим, що у процесі дроблення та подрібнення сировини агрегати мартиту, гетиту, маршалитизованого кварцу й інших мінералів з низьким коефіцієнтом міцності легко піддаються переподрібненню. В наслідок цього у продуктах підвищується вміст тонких частинок (шламів), що знижує селективність розділення рудних та нерудних мінералів. Організація щадного подрібнення руди є одним з перспективних шляхів вирішення окресленої проблеми.

Мета роботи. Розробка технології сухого й мокрого збагачення гематитових кварцитів Кривбасу.

Матеріали та методи. Використано метод узагальнення наукової інформації; виконано хімічний та мінеральний аналізи руди та продуктів збагачення сировини до й після її збагачення магнітними та гравітаційними методами; здійснено математичне моделювання процесів, технологічні випробування в лабораторних та промислових умовах.

Результати. При збагаченні гематитових кварцитів використано магнітну та гравітаційну сепарацію. З гематитової руди отримано аглоруду з масовою часткою заліза 55,1 % і концентрати з масовою часткою заліза 62,32–64,69 %. Вилучення заліза в товарні продукти склало 73,6–80,49 %.

Висновки. Розроблено технології сухого й мокрого збагачення гематитових кварцитів Кривбасу із застосуванням щадного подрібнення руди. Вперше при збагаченні гематитових руд запропоновано суху магнітну сепарацію, що дозволило отримати концентрати з масовою часткою заліза понад 64,0 %, зменшити фронт подрібнення руди не менше ніж на 40 % від початкового, і як наслідок, – експлуатаційні та капітальні витрати більш ніж на 30 %.

Ключові слова: гематитові кварцити, повітряно-прохідний сепаратор, циклон, магнітний сепаратор.

Цитування: Ступнік М.І., Перегудов В.В., Моркун В.С., Олійник Т.А., Короленко М.К. Розробка технологій збагачення середньовкраплених гематитових кварцитів Кривбасу. *Nauka innov.* 2020. Т. 16, № 6. С. 56–72. <https://doi.org/10.15407/scin16.06.056>

Світові прогностичні ресурси залізних руд, що оцінюються у 790,9 млрд т, зосереджено у родовищах 98 країн. Загальні запаси залізних руд у світі становлять 464,24 млрд т. З них підтверджені запаси складають 206,9 млрд т. При цьому, на три країни — КНР, Бразилію, Австралію — припадає близько 65 % від світового обсягу виробництва, основним лідером з яких у світовому виробництві товарної залізної руди є КНР [1–3]. Україна є лідером за розвіданими запасами залізних руд (рис. 1) і сьомою державою з виробництва залізорудної сировини (ЗРС) у світі. Загальні запаси розвіданих залізних руд України, що відповідно до Державного балансу складають біля 30 млрд т, зосереджено у 52 родовищах, з яких 24 розробляються. Крім того, до Державного балансу не включено близько 10 млрд т розвіданих запасів залізних руд [4, 5].

Ресурсна база України дозволяє не тільки забезпечити внутрішні потреби країни, а й активно брати участь у експорті залізорудної сировини. Чорна металургія є базовою галуззю господарства України — частка металургії у структурі українського товарного експорту у 2015 р. була найбільшою серед усіх галузей промисловості — 24,8 %. Частка експорту складала 63,0 % загального обсягу реалізованої продукції галузі. У структурі експорту металургійної продукції традиційно переважають чорні метали, обсяг яких зріс з 83,2 % у 2008 р. до 85,3 % у 2015 р. Це, не зважаючи на істотне скорочення частки виробів із чорних металів — з 12,8 до 9,7 %, свідчить про продовження тенденції до закріплення сировинної орієнтації українського експорту в металургійній продукції [6, 7].

Криворізький залізорудний басейн є основною сировинною базою металургійного комплексу України. У ньому зосереджено 77 % балансових запасів руди [4, 8] та 80 % діючих виробничих потужностей з видобутку й переробки залізорудної сировини. Так, у 2016 році підприємствами басейну вироблено 74,6 млн т ЗРС, що складає 75,5 % від загального обсягу

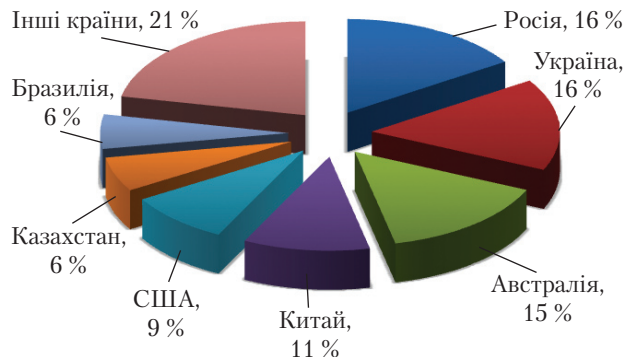


Рис. 1. Розподілення загальних запасів залізних руд за країнами, % до загальносвітових запасів

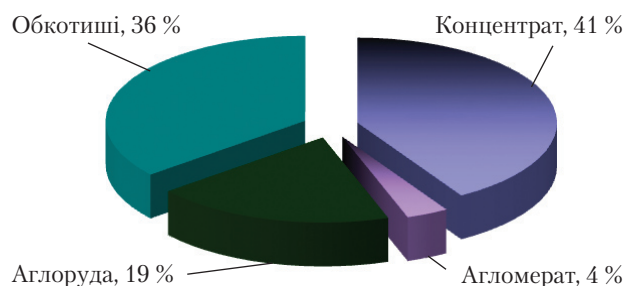


Рис. 2. Структура виробництв товарної залізорудної продукції гірничо-видобувними підприємствами України

по Україні. Динаміку виробництва руди та концентрату, а також експорту товарної залізорудної продукції наведено в табл. 1 [9].

Основна продукція, що випускається гірничо-видобувними підприємствами, — це багаті залізні руди з масовою часткою заліза 54–61 %, концентрат з масовою часткою заліза 64–66 % та залізорудні обкотиші й агломерат. Масова частка заліза у промислових рудах коливається від 16 до 70 %. Мінімальна масова частка заліза в сировині, яка придатна для доменної плавки — 55 %. Руди, що містять менше 50 % заліза, збагачують. З них отримують товарну продукцію — концентрат з масовою часткою заліза 62–67 % [10].

Структура виробництва гірничо-видобувними підприємствами товарної залізорудної продукції по Україні змінюється залежно від попиту на ринках споживання та цінової політики. За даними 2016 р., частка виробництва окремих видів товарної продукції в загальному об'ємі її

виробництва була такою: агломераційна руда – 19,4 %, концентрат – 41,3 %, обкотиші – 35,9 %, агломерат – 3,4 % (рис. 2).

Особливий інтерес при розгляді ЗРС становлять гематитові кварцити, які за період експлуатації гірничо-збагачувальних комбінатів Кривбасу (понад 60 років) складувалися в результаті попутного видобутку їх з магнетитовими рудами [11–16].

Гематитові руди у потенційних запасах залізних руд мають вагоме місце та є основною залізородною сировиною для перспективного розвитку чорної металургії багатьох країн. У загальному обсязі збагачуваних руд вони складають біля 23 %. Найбільш великі підприємства з їхньої переробки розташовано у Канаді, США, Бразилії.

Запаси гематитових залізістих кварцитів у Кривбасі становлять 12 % від загальних запасів руд, а їхній супутний видобуток сягає 15–30 % від обсягу видобутку сирової руди. Так, на початок 2017 р., розвідані запаси магнетитових кварцитів п'яти гірничо-збагачувальних комбінатів Кривбасу склали близько 5 млрд т, запаси багатих залізних руд семи працюючих шахт басейну – близько 1 млрд т, а прогнозні ресурси окислених кварцитів до глибини 1 км в межах гірничих відводів діючих гірничодобувних підприємств оцінюються в 50 млрд т [4, 11].

Гематитові залізісті кварцити є продуктом вивітрювання магнетитових кварцитів. Вони розглядаються як перспективна залізородна сировина родовищ Криворізького басейну [17, 18].

Конкурентоспроможний гематитовий концентрат повинен містити не менше 64,0–66,0 % заліза, що за вмістом кремнезему еквівалентно магнетитовим концентратам, з масовою часткою заліза 67,0–8,0 % [19]. Перспективними в цьому сенсі є родовища Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату [17, 20].

Інгулецьке родовище є сировинною базою Інгулецького гірничо-збагачувального комбінату (ІНГЗК), що видобуває та переробляє бідні магнетитові руди. В останні роки в кар'єрі ІНГЗК зафіксовано виходи покладів багатих гематитових руд, які не вилучено в процесі раніше виконаних гірничодобувних робіт (так звані «втрачені»). Так, у складі товщі гематитових кварцитів п'ятого та шостого залізістих горизонтів присутні тіла багатих гематитових руд. Загальна масова частка заліза у їхньому складі коливається від 46 до 69 % та в середньому становить біля 55 %. Відповідно до технології гірничих робіт, яка використовується на комбінаті, багаті руди сумісно з гематитовими кварцитами п'ятого та шостого залізістих горизонтів складувалися у його відвалах. Протягом останніх років здійснювали селективне вилучення багатих руд з подальшим накопиченням на території спеціального складу [17, 20]. Зважаючи на зазначене, виникла необхідність оцінки можливості селективного видобутку та збагачення багатих гематитових руд з метою виробництва з них агломераційної руди, агломераційного та тонкоподрібненого концентратів. Розробка опти-

Таблиця 1. Виробництво руди, концентрату та експорту товарної залізородної продукції за 2007–2016 рр., тис. т [9]

Регіон	Роки									
	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016
Виробництво руди та концентрату										
Україна	77753,5	72529,0	66500,5	78158,0	80610,6	80836,4	84680,4	82286,9	80342,0	74648,3
Кривбас	62687,4	57430,3	51587,9	62279,0	64383,3	64236,6	66689,0	64060,4	61581,7	56360,0
Постачання товарної продукції на експорт										
Україна	21183,0	22662,0	28709,0	33007,0	34565,0	35045,0	37813,0	41019,0	45468,0	37795,0
Кривбас	10987,0	12736,0	18259,0	20934,0	22368,0	23323,0	24777,0	27703,0	31650,0	24026,0

мальної технології збагачення гематитових руд повинна базуватися на результатах детальних технологічних досліджень.

Для збагачення гематитових залізних руд використовують низку способів: магнетизуючий випал з подальшою магнітною сепарацією у полі з низькою напруженістю [19], гравітаційне збагачення [21, 22], мокру магнітну сепарацію в сильному полі [21, 23, 24], пряму та зворотну флотацію із застосуванням катіонних або аніонних реагентів [25–27]. Застосовують також комбіновані способи, які поєднують два й більше з вищенаведених [28].

Сьогодні за кордоном на 110 діючих залізрудних збагачувальних підприємствах (приблизно 63 % від загальної кількості підприємств), зважаючи на розвиток техніки й технологій збагачення, простежується тенденція залучення в переробку гематитових та змішаних руд різної якості (від бідних (містять менше 30 % заліза), до багатих (до 60 % заліза). Тонковкраплені бідні гематитові руди гравітаційними методами за кордоном не збагачуються.

При збагаченні крупно- і середньовкраплених легкозбагачуваних гематитових руд застосовують гравітаційні методи, які набули поширення переважно в таких країнах як Індія, Австралія, Канада, С'єрра-Леоне, Швеція [21, 22]. Гравітаційні методи дозволяють отримувати концентрати з масовою часткою заліза 62,5–65 %. Гравітаційна сепарація гематитових руд здійснюється, переважно, у крупності понад 0,5 мм. Розкриття мінералів в цьому випадку не є вирішальним, оскільки крупність їхньої вкрапленості співпадає з крупністю гравітаційного збагачення.

На фабриках зі збагачення гематитових руд як допоміжний процес використовують тонке грохочення, яке певною мірою підвищує якість концентрату завдяки розподіленню продукту для його ефективнішого збагачення [28]. На фабриці Убуш (Канада) тонке грохочення застосовують для розділення концентрату першого прийому високоінтенсивного магнітного збагачення. Вихідний продукт містить 53–55 %

заліза. Цей процес дозволяє отримати підRESHITНИЙ продукт (масова частка заліза 58 %) і надRESHITНИЙ продукт (35 % заліза) [29]. На фабриці Кауе (Бразилія) грохота тонкого грохочення застосовують для виділення класу від $-0,15$ до $+0,07$ мм, який є живленням сепаратора Джонса. На фабриці Самарко (Бразилія) зазначений процес застосовують у циклі подрібнення флотаційного концентрату. На підприємстві Хонкуан (Китай) технологія збагачення бідної гематитової руди передбачає тонке грохочення після слабомагнітного збагачення. ПідRESHITНИЙ продукти направляють на третю стадію магнітного збагачення з метою підвищення масової частки заліза до 67 % [29].

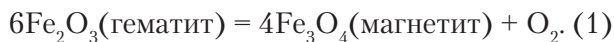
Для середньо- і тонковкраплених гематитових і мартитових руд застосовують магнітне збагачення в сильному полі [21, 23, 24]. Так, на фабриці Консесайн (Бразилія) переробляють гематитову та ітабирітову руду з масовою часткою заліза 48–52 %. На збагачення прямує знешламлена фракція -1 мм, після чого отримують концентрат з масовою часткою заліза 67,7 %. У Порт-карт'є (Канада) на виробництві збагачують концентрат з масовою часткою заліза 66 % і отримують концентрат, що містить 68–69 % заліза [24]. На фабриках США, Мексики переважачим методом збагачення є високоградієнтна магнітна сепарація на сепараторах ДР-317. Як живлення процесу застосовують знешламлений продукт крупністю від $-0,5$ до $+0,01$ мм. При цьому вилучають концентрат з масовою часткою заліза 67–68 %. Аналогічні результати за якістю концентрату отримують і на низці інших фабрик при збагаченні крупно- або середньовкраплених гематитових руд методом високоградієнтної магнітної сепарації з використанням сепаратора «Джонса» [19, 24].

Можна навести й інші подібні приклади з практики збагачення слабомагнітних залізних руд з використанням високоінтенсивних поліградієнтних магнітних сепараторів, де на переробку направляється грубозернистий знешламлений багатий матеріал. Але зацікавле-

ність викликає відомий досвід роботи підприємства Тілден у штаті Міннесота (США) [19, 23, 24], на якому вихідною сировиною є залізисті таконіти. В технологіях їхньої переробки, як і для гематитових кварцитів, застосовують різні методи збагачення, зокрема й поліградієнтну магнітну сепарацію, флотацію та випалювально-магнітний методи [30, 31]. Однак усі ці методи не дали позитивних результатів. Лише технологія, розроблена Гірничим Бюро США, яка полягає у застосуванні селективної флокуляції у поєднанні зі зворотною катіонною флотацією, мала успіх. В цьому процесі використовують такі реагенти як крохмаль та аміни. Складність збагачення залізистих таконітів Тілдена полягає у тому, що для розкриття мінералів, руду необхідно подрібнювати до крупності з вмістом фракції менше 0,020 мм 75–80 %. Тобто такий матеріал характеризується великою кількістю шламів. Прецедентів у збагаченні корисних копалин такої крупності механічним способом немає.

В Україні гематитові руди в промисловому масштабі не збагачуються. Існують лише результати дослідження із застосуванням для збагачення гематитових руд України випалювально-магнітного, магнітного, флотаційного, гравітаційного методів та їх поєднань.

При випалювально-магнітній технології гематитова сировина після подрібнення піддавалася відновлювальному випаленню. При цьому відбувається заміщення гематиту магнетитом:



Магнетит у зростках з гематитом вилучався з продуктів відновлення методом магнітної сепарації в слабкому полі [19].

Від випалювально-магнітної технології відмовилися через високу енергоємність процесу та значну кількість шкідливих викидів. Альтернативним варіантом є застосування в технологічних схемах збагачення високоградієнтної магнітної сепарації.

В результаті виконаних досліджень із застосуванням мокрої поліградієнтної магнітної

сепарації інститутом «Механобрчермет» розроблено технологію збагачення гематитових кварцитів для Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд (КГЗКОР) [19, 32].

За проектом технологічна схема роботи КГЗКОР передбачає тристадійне дроблення вихідної руди з крупності 1200 – 0 мм до крупності 18 – 0 мм. Проектна технологічна схема магнітного збагачення залізної руди складається з двох стадій подрібнення та двох стадій магнітного збагачення. Постадійне магнітне збагачення здійснюється спочатку в слабких магнітних полях на барабанних сепараторах типу ПБМ-120/300 з індукцією магнітного поля на поверхні барабану не нижче 0,13 Тл. Надалі процес відбувається в сильних магнітних полях на електромагнітних сепараторах типу БЕРМ-35/315. Виділення сильномагнітних фракцій виконується на скальпуючому роторі з індукцією до 0,4 Тл. Перечищення немагнітних продуктів першого ротору відбувається на другому й третьому роторах з індукцією магнітного поля 1,2 Тл. Магнітне збагачення в I-й стадії здійснюється при крупності подрібнення 75 % класу –0,074 мм, в II-й стадії – 95 % класу –0,044 мм. Після збагачення концентрат згущується на радіальних згущувачах діаметром 24 м і зневоднюється на дискових вакуум-фільтрах типу Ду-160. За такою технологією затверджено нормативні показники: масова частка заліза загального у вихідній руді – 36,0 %, масова частка заліза загального в концентраті – 61 %, вилучення заліза загального в концентрат – 64,0 %, вихід концентрату – 37,8 %, масова частка заліза загального в хвостах – 20,8 %. Виходячи з якості концентрату, вміст заліза в обкотишах було прийнято 58,73 %, а їх основність 0,35.

У подальших роботах [19, 33, 34] з удосконалення технологічної схеми магнітного збагачення окисленої руди, розроблено технологію, в якій передбачено: поділ подрібненого вихідного матеріалу на два потоки, їхнє роздільне збагачення з отриманням магнітних продуктів, подавання тонкого магнітного про-

дукту в операцію контрольної класифікації другої стадії подрібнення. У результаті з руди з масовою часткою заліза 38,5 % отримано концентрат з масовою часткою заліза 63,0 % при виході 39,6 % і вилученні 64,8 %.

Основним недоліком проведених досліджень з удосконалення магнітної схеми збагачення було те, що в магнітний продукт намагалися перевести весь промпродукт першої стадії збагачення. Однак наявність в руді зерен кварцу з незначними вкрапленнями магнетиту прирівнює їх за магнітними властивостями до рудних зерен гематиту. При збагаченні магнітним методом зазначені частинки витягуються в магнітний продукт і збіднюють концентрат. Тому необхідно спробувати виділити хоча б частину концентрату магнітним методом, а решту продукту збагачувати флотаційним, гравітаційним або іншим способом.

Найбільш високий приріст масової частини заліза в концентраті (2,9 %) отримано за схемою із застосуванням знешламлення всієї подрібненої вихідної руди і стадійним виділенням концентрату [35, 36]. Це пояснюється тим, що труднощі збагачення слабомагнітних залізних руд пов'язано з їхнім посиленням шламуванням і закріпленням тонких частин на поверхні як рудних, так і нерудних мінералів при кульовому подрібненні сировини. На рудних частинках, зазвичай, закріплюються нерудні тонкі частинки (кварц, глинисті домішки тощо), тоді як на нерудних — рудні частки (гідроксиди заліза, гематит, мартит та ін.) [36, 37]. Так, при зменшенні крупності подрібнення втричі кількість закріплених рудних частинок розміром $<0,005$ мм збільшується від 2,1 до 9,83 %, а частинок розміром більше 0,005 мм — від 1,10 до 6,72 %. Для нерудних частинок кількість закріплених зерен розміром менше 0,005 мм змінюється від 2,60 до 13,19 %, а для частинок більше 0,005 мм — від 0,31 до 6,14 % [19, 36].

При мокрому збагаченні в сильному магнітному полі (0,6—1,4 Тл) процес налипання тонких частинок на поверхні крупних зерен інтенсифікується. Так, на рудних мінеральних зернах залежно від крупності кількість части-

нок менше розміром $<0,005$ мм досягає від 2,65 до 12,11 %, а не рудних — від 3,14 до 15,48 %. При цьому відбувається зниження питомої магнітної сприйнятливості рудної фази з 13×10^{-3} м³/кг до $10,8 \times 10^{-5}$ м³/кг, та її збільшення з $1,6 \times 10^{-6}$ м³/кг до $6,6 \times 10^{-6}$ м³/кг для нерудної фази, тобто зменшується контрастність магнітних властивостей мінералів. Крім того, шлами крупністю менше 0,010 мм суттєво впливають на реологічні властивості пульпи. Так, при крупності подрібненого продукту в кінцевій стадії (95 % класу — 0,074 мм) зі зміною масової частки шламів від 4—5 до 20—25 % в'язкість зростає з $0,25 \times 10^3$ до 5×10^3 Па · с, тобто в 20 разів, що також негативно впливає на процес збагачення тонковкраплених гематитових кварцитів.

У подальших дослідженнях виконано вдосконалення схеми за рахунок застосування флотаційного доведення концентрату [19, 32]. При флотаційному збагаченні магнітного продукту високоінтенсивної магнітної сепарації (ВІМС) (з масовою часткою заліза загального 61 %) отримано концентрат з масовою часткою заліза 65,0 % при його вилученні 67,4 %.

Отже, залучення у переробку гематитових руд є актуальним напрямком, що обґрунтовується, по-перше, тим, що збагачення останніх дозволить знизити собівартість виробництва концентратів, які видобуваються разом з магнетитовими кварцитами на гірничо-збагачувальних комбінатах, і витрати на їхнє видобування входять до вартості магнетитових кварцитів. По-друге, використання гематитових руд дозволить значно розширити залізорудну базу України та забезпечити раціональніше використання мінеральних ресурсів.

Аналіз основних напрямів і підходів до питання переробки бідних гематитових руд показав, що для виробництва конкурентоспроможної на ринку залізорудної сировини необхідно, насамперед, визначитися з вибором технологічної схеми її збагачення. Слід зазначити, що можливості покращення якісно-кількісних показників збагачення ще не вичерпано. Огляд сучасного стану збагачення гематитових заліз-

них руд виявив, що найбільш перспективним та екологічно чистим методом переробки гематитових руд є магнітна сепарація у високоінтенсивному (високоградієнтному) магнітному полі у повітряному, водному середовищах або в поєднанні їх. Схеми збагачення гематитових руд необхідно розробляти з урахуванням параметрів розкриття мінералів. При цьому варто мінімізувати переподрібнення рудних зерен, а також зменшити енерговитрати на подрібнення промпродуктів.

При збагаченні гематитових руд важливим є вирішення завдання стабілізації якості роздробленої руди, що надходить на подрібнення. Це можливо за рахунок використання в схемах сухого магнітного попереднього збагачення [19, 38, 39]. Можливості сухої магнітної сепарації, як ефективної операції попереднього збагачення гематитових кварцитів, сьогодні є однією з найактуальніших проблем. Ще вчора питання про попереднє збагачення бідних гематитових кварцитів було закрито і не в одній із запропонованих технологій з переробки окислених руд не запропоновано. Окрім того, зазначена операція сприяє покращанню збагачуваності руди і зниженню коливання речовинного складу отриманих концентратів.

Метою роботи є розробка технології збагачення середньовкраплених гематитових кварцитів Кривбасу з урахуванням сучасних вимог до якості підготовленої для металургійного перероблення залізорудної сировини.

Для досягнення поставленої мети в роботі вирішено низку завдань дослідження:

- ◆ вивчити речовинний склад сировини, дослідити вплив особливостей якісного складу руди на показники її подрібнення;
- ◆ дослідити можливість застосування попереднього збагачення середньовкраплених гематитових кварцитів Кривбасу для стабілізації якості вихідної руди;
- ◆ визначити основні чинники, що впливають на процес магнітної сепарації для отримання концентратів стабільної високої якості;

- ◆ розробити технології збагачення середньовкраплених гематитових кварцитів Кривбасу у водному та повітряному середовищах.

При виконанні роботи використано комплекс методів досліджень: узагальнення наукової інформації; рентгенофазовий і мінеральний аналізи руди й продуктів збагачення. Мінералогічні та технологічні дослідження ґрунтувалися на результатах геологічних, мінералогічних спостережень, даних хімічних аналізів і технологічних випробувань багатих гематитових руд п'ятого й шостого залізистих горизонтів Саксаганської свити Інгулецького родовища.

Всього було відібрано 25 рядових проб багатих гематитових руд, з них 5 проб в забоях кар'єра і 20 проб на рудному складі. Випробування виконували точково-борозенним методом, довжина інтервалів опробування, залежно від ступеня однорідності рудного матеріалу, змінювалася від 10 до 15 м. Маса рядових проб становила 15–20 кг, що відповідало загальній масі матеріалу, необхідного для проведення мінералогічних досліджень, хімічних аналізів та технологічних випробувань. Для матеріалу кожної рядової проби було виконано скорочений фазовий і силікатний хімічний аналізи.

Для мікроскопічних досліджень з матеріалу кожної рядової проби готували необхідні препарати: штуфи і порошки для бінокулярних досліджень, прозорі і поліровані шліфи для мікроскопічних досліджень. Мінералогічне вивчення багатьох руд і вміщуючих залізистих порід (діагностика мінералів, визначення умов їх утворення, кількісні мінералогічні розрахунки, мікрофотографування і ін.) проводили за стандартними методиками з використанням серійних бінокулярних, петрографічних і мінералогічних мікроскопів. За даними мінералогічних досліджень і хімічних аналізів було складено мінералогічні характеристики мінеральних і породних компонентів. Ці дані в подальшому використовували для компонування укрупнених технологічних проб, з використанням яких виконували технологічні експерименти.

Як вихідні матеріали при проведенні технологічних випробувань використовували три укрупненні лабораторні технологічні проби багатих гематитових руд і одну об'єднану лабораторну технологічну пробу масою близько 150 кг кожна. Лабораторні проби скомпоновано з матеріалів, відібраних у вибоях кар'єру і на рудному складі всіх рядових проб. Об'єднану лабораторну технологічну пробу скомпоновано з матеріалу трьох укрупнених лабораторних проб.

При проведенні технологічних досліджень використано стандартні методи відповідно до Державних стандартів України ДСТУ 3195-95, 3196-95, 3198-95, 3207-95, 3210-95; ДСТУ ISO 3082: 200, MOD; ДСТУ ISO 10836: 200, MOD).

Для сухого магнітного збагачення (СМС) застосовано барабанний сепаратор з верхньою подачею вихідного живлення БС-31,5/30-Н, виготовлений науково-виробничою фірмою «Продекологія». Дослідження у лабораторних умовах з магнітного збагачення у сильному полі у водному середовищі проводили на сепараторі типу 259-СЕ, який моделює процес промислового сепаратора 6ЕРМ 35/315.

Гравітаційне збагачення здійснено на концентраційному столі СКМ-2 з навантаженням 15–20 кг/год при різній крупності вихідного матеріалу: 1–0 мм, 0,5–0 мм, 0,1–0 мм та 0,074 мм. При збагаченні матеріалу на концентраційному столі послідовно змінювали параметри: кут нахилу деки – від 4 до 100°, хід деки – від 10 до 16 мм, частоту хитання деки – від 4 до 7 Гц.

Програма виконання технологічних випробувань охоплювала детальне вивчення гранулометричного складу матеріалу, дослідження руди на збагачуваність, проведення експериментів на діючому лабораторному устаткуванні, аналіз отриманих результатів і зняття навантажень на обладнання.

Пробу для досліджень було скомпоновано з матеріалу усіх рядових проб, після старанного усереднення методом перемішування. Матеріал кожної вихідної проби піддавали подрібненню до крупності частинок, що забезпечує

розкриття індивідів і агрегатів рудних і нерудних мінералів руд. Попередні випробування показали, що для цього достатньо подрібнити вихідний матеріал до крупності 95 % класу менше 0,074 мм. При цьому частинки більш тендітних рудних мінералів практично повністю (для різних проб від 97 до 99 %) розкриті і концентруються у матеріалі фракції – 0,050 мм. Частинки більш міцного кварцу також практично повністю розкриті та мають крупність 95 % класу менше 0,074 мм [20].

Для проведення всього комплексу досліджень з СМС проби руди піддавали скороченню та дробленню. Дроблення виконували до різної крупності, а саме 20–0 мм, 10–0 мм, 5–0 мм і 1–0 мм. В подальшому підготовлені проби відправляли на дослідження з магнітної сепарації, гравітації, після чого з них відбиралися зразки для хімічного аналізу й мінералогічних досліджень.

Алгоритм роботи складався з низки послідовних етапів: суха магнітна сепарація всієї проби в одну стадію; окрема суха сепарація класів крупності 20–10 мм і 10–0 мм, сепарація отриманих продуктів і промпродукту крупністю 20–10 мм, подрібнених до 10–0 і 5–0 мм, сепарація дробленого матеріалу у дві стадії. При виконанні досліджень на пробах руди крупністю 1–0 мм було передбачено безпосередньо суху магнітну сепарацію в одну стадію.

Для вибору оптимального режиму сухої магнітної сепарації та вибору обладнання для її забезпечення було складено матрицю планування експериментів, що охоплює виконання понад 200 основних дослідів.

В ході досліджень необхідно було вивчити основні чинники, що впливають на процес магнітної сепарації, оскільки:

- ♦ гематитові руди належать до слабомагнітних корисних копалин, які характеризуються низькою питомою магнітною сприйнятливістю. Отже, для їхнього розділення потрібна сила, яка приблизно в 200 разів вища, ніж для вилучення мінералів сильномагнітних руд. Тому в експерименті необхідно

було вивчити вплив напруженості на барабані на якість отриманих продуктів збагачення;

- ♦ швидкість обертання барабанів значною мірою визначає продуктивність сепараторів та якість продуктів розділення. У дослідженнях швидкість обертання барабанів обиралася залежно від крупності матеріалу й необхідної якості кінцевих продуктів збагачення — отримання готових концентратів або відвальних відходів.

Максимально допустиму швидкість барабана ω , при якій видаляється немагнітна фракція і кут відкидання часток (зростків) від його поверхні (кут розкриття віяла) β , визначали за формулою:

$$F_M'' < F_n'' = m \times \left(\frac{v^2(R + 0,5d)^2}{R^3} - g \times \cos\beta \right) \times \frac{1}{1 + \alpha_m}. \quad (2)$$

де F_M'' — сила магнітного тяжіння хвостів (зростків), що містять деяку частку магнітного мінералу, Н; F_n'' — сили, що відривають цей зросток від барабана, Н; α_m — вміст магнітного мінералу, ч.о; m — маса матеріалу, кг; R — радіус барабану, м; d — розмір частинок, м; g — прискорення вільного падіння, м/с².

Звідки

$$\beta = \arccos \left[\frac{v^2(R + 0,5d)^2}{R^3 g} - \frac{F_m'(1 + \alpha_m)}{g} \right]. \quad (3)$$

Відділення часток хвостів відбувається при високій швидкості обертання барабану. Для того, щоб вони пролітали над перегородкою розділення кут віяла повинен становити $\beta \leq 90^\circ$.

Аналізуючи вищенаведені формули, слід зазначити, що кут відриву β тим менший, чим вищою є швидкість обертання, чим більші частки зростків і чим меншим є вміст магнітної фракції. Тому в програму дослідження було включено експерименти, спрямовані на вивчення впливу швидкості обертання барабана, кута розкриття віяла і довжини робочої зони сепарації на кінцеві показники розділення матеріалу.

При виконанні експериментів необхідно було враховувати, що співвідношення діаметрів найбільших і найменших зерен у руді, що надходить на сепарацію, не повинно бути більше коефіцієнта рівнопадіння.

При детальному вивченні геології Інгулецького родовища, мінерального складу проб багатих гематитових руд встановлено низку їхніх характеристик. Так, основними рудоутворювальними мінералами є гематит (58,16 %) і кварц (38,56 %). Перший представлено мартитом і залізною слюдкою, а також дисперсним гематитом в незначній кількості. У агрегатах мартиту зрідка присутні реліктові включення магнетиту, кількість яких закономірно збільшується з глибиною залягання руди. Кварц — основний нерудний мінерал багатих руд [17, 20].

В складі гематитових руд п'ятого і шостого залістистих горизонтів можна виділити чотири основні групи мінералів [17, 20, 32]:

- ♦ зернисті рудні мінерали, до складу яких входять п'ять мінералів і мінеральних різновидів: мартит, залізна слюдка, гетит, лепідокрокит, магнетит. Розмір вкраплення частинок — від 0,1 до 0,01 мм, середні показники — 0,05–0,07 мм. В процесі дроблення і подрібнення індивідів і агрегатів цих мінералів до стадії їхнього розкриття утворюється алевритоморфний матеріал, який в процесі збагачення руди легко відділяється від частинок нерудних мінералів;
- ♦ тонкодисперсні рудні мінерали, до яких входять дисперсний гематит і дисперсний гетит. Розмір вкраплення частинок від 0,01 до 0,001 мм та менше. Агрегати цих мінералів після дроблення і подрібнення перетворюються в аргілітоморфний (0,01–0,001 мм) і пелітоморфний (менше 0,001 мм) матеріал. Такий продукт практично не піддається розділенню з використанням механічних методів збагачення;
- ♦ мінерали групи кварцу — кварц, халцедон, опал, при дробленні й подрібненні індивідів і агрегатів яких також утворюється алевритоморфний нерудний матеріал крупністю

0,1–0,01 мм. Такий продукт при збагаченні механічними методами легко відокремлюються від частинок рудних мінералів такого ж розміру;

- ◆ інші мінерали, до яких належать вивітрени залізисті силікати й карбонати, новостворені нерудні силікати й карбонати та інші мінерали. Індивіди і агрегати мінералів цієї групи після дроблення і подрібнення перетворюються, переважно, в аргілітоморфний і пелітоморфний матеріал, що практично не піддається, або важко піддається, збагаченню з використанням механічних методів.

Отже, в спрощеному варіанті після дроблення і подрібнення індивіди й агрегати всіх мінералів вивчених гематитових руд перетворюються в два гранулометричних продукти:

- ◆ зернисту фракцію — мартит, залізна слюдка, гетит, лепідокрокіт, магнетит, кварц;
- ◆ шламисту — дисперсний гематит, дисперсний гетит, вивітрени реліктові та новостворені силікати, карбонати, сульфати й інші мінерали.

В реальності процес є дещо складнішим. Наприклад, неміцні агрегати мартиту в процесі дроблення і подрібнення легко піддаються переподрібненню. Також схильний до переподрібнення і маршалізований кварц. Зважаючи на це, однією з основних проблем рудо-підготовки є організація щадного подрібнення руди. При розробці технології збагачення необхідно було передбачити технологічні прийоми, що дозволяють своєчасно вилучати готові до збагачення частинки. Тобто, при рудопідготовці необхідно не допускати переподрібнення мінералів і, як наслідок, їхнього шламування.

Мінеральний склад проби визначали хімічним складом гематитових руд. В технологічних пробах середня масова частка заліза ($Fe_{\text{заг}}$) становила 46–54 %. Масова частка заліза, що входить до складу магнетиту ($Fe_{\text{магн}}$), через інтенсивність гіпергенних змін руд незначна і в середньому становила 0,16 %. Масова частка заліза, що входить до складу силікатів і карбонатів, також незначна — в середньому 0,43 %.

Основним фактором, що визначає зниження масової частки заліза в складі руд, є присутність в них частинок порід, які містять мало-залізисті мінерали [16]. Видалення їх із рудної маси є основним завданням збагачення руд для виробництва агломераційної руди, аглоконцентрату, концентрату.

Багаті гематитові руди характеризуються низькими значеннями питомої роботи руйнування. Міцність їх за шкалою М.М. Протод'яконова за абсолютними значеннями є нижчою, ніж у залізистих кварцитів, а також сланців та нерудних порід. Вказані відмінності дозволяють передбачити можливість селективного розділення при сумісному дробленні руд та порід.

Мінерали руд також різняться за щільністю та питомою магнітною сприйнятливістю. Щільність мартиту, залісної слюдки і магнетиту становить 5150–5200 кг/м³, гетиту й лепідокрокіту — 4000–4400 кг/м³, мінералів групи кварцу — вдвічі нижча — від 1900–2200 кг/м³ (опал) до 2650 кг/м³ (кварц). Тому, збагачення цих руд з використанням гравітаційних апаратів може бути ефективним. Магнетит належить до феромагнетиків, мартит, залізна слюдка, гетит і лепідокрокіт — до парамагнетиків, мінерали групи кварцу — до діамагнетиків.

Отже, виділення залізовмісних мінералів можна здійснювати методом магнітної сепарації у повітряному або водному середовищі. Обставиною, що ускладнює цей процес, є присутність у гематитовій руді магнетиту. Тому перед високоградієнтною магнітною сепарацією у технологічній схемі необхідно передбачити магнітну сепарацію у слабкому полі.

Процес сухої магнітної сепарації гематитових руд базується на магнітних та гравітаційних властивостях частинок, що підлягають розділенню, тобто, на значеннях питомої магнітної сприйнятливості та істинної щільності як функції маси частинки. Останній фактор має суттєве значення при сухій сепарації слабомагнітних руд, аніж при сепарації сильномагнітних матеріалів [38, 39].

На першому етапі технологічних досліджень було розглянуто можливість отримання одного з видів товарної продукції — аглоруди, з руд Інгулецького родовища. Для отримання останньої з гематитової руди як основний метод збагачення застосовано суху магнітну сепарацію в сильному полі, яке створюється високоенергетичними системами з постійних магнітів, виготовлених на основі сплавів Nd-Fe-B.

Дослідження виконували на пробах різної крупності. Аналіз гранулометричного складу матеріалу проб руди різної крупності показав, що при дробленні руди до крупності частинок 20–0 мм і 10–0 мм матеріал за фракціям розподіляється досить рівномірно. При цьому фракції менше 2 мм є збагаченими залістими мінералами, що даними хімічного аналізу. Так, масова частка заліза загального у фракціях 2–0 мм складає 53,0–53,4 %, тоді як у фракціях 20–2 мм — 39,2–43,25 %. При дробленні матеріалу до крупності 5–0 мм, 1–0 мм ця різниця нівелюється. Слід зазначити, що у фракції менше 0,1 мм накопичується тонкозернистий маршалітизований кварц, розмір частинок якого < 0,1 мм. Саме цим зумовлено знижене значення масової частки загального заліза в матеріалі фракцій 0,1–0 мм — 43,1–43,6 %. Кількість пилоподібних класів (–0,1 мм) в руді розміром 20–0, 10–0 і 5–0 мм коливається від 5 до 7 %, тоді як у фракції розміром 1–0 мм кількість частинок класу 0,1–0 мм складає вже 30 %. Тому при розробці технології сухого збагачення руди необхідно передбачити попереднє знепилування матеріалу не тільки з метою забезпечення сепарації процесу, а й для забезпечення можливості часткового збагачення вихідної сировини. Отже, підготовку руди до збагачення необхідно здійснювати в дві стадії у щадному режимі з використанням попереднього грохочення перед другою стадією дроблення.

Аналіз отриманих результатів показав, що кращі показники за якістю концентрату характерні для магнітної сепарації руди в крупності 20–0 мм. Зі зменшенням крупності руди, під-

вищується її вологість, що спричинює погіршення показників селективності процесу сухої магнітної сепарації.

Визначення оптимальної швидкості обертання барабану здійснювали на матеріалі крупністю 20–0 мм. Результати досліджень наведено на рис. 3.

Встановлено, що зі збільшенням швидкості обертання барабана кількісні показники магнітної сепарації погіршуються, зокрема, різко збільшується вихід хвостової фракції і, відповідно, не відбувається приросту якісних показників. Тому оптимальною визначено швидкість обертання барабану 30 об/хв.

В результаті проведення експериментів з СМС з руди крупністю 20–0 мм в одну стадію на барабанному магнітному сепараторі отримано залізорудний концентрат з масовою часткою заліза загального 54,4–63,46 %. Аналіз результатів технологічних досліджень показав, що у випробуваннях вихід концентрату коливався залежно від якості вихідної руди. Так, для руди з масовою часткою заліза загального 46–48 % цей показник становив 10,31 %, при 49–51 % — 10,97–19,97 %, при 52–54 % — 35,94–54,87 %. При сепарації руди, класифікованої по зерну 10 мм, вилучення заліза в товарний концентрат підвищувалося на 4–5%.

Надалі було досліджено вплив величини індукції магнітного поля на показники вилучення магнітного продукту. Встановлено, що для вилучення товарного концентрату з максимальним виходом необхідно в процесі основної сепарації використовувати барабанний магнітний сепаратор з індукцією поля 0,5 Тл. Однак при перочищенні немагнітного продукту індукцію магнітного поля необхідно підвищити до 0,7–1,1 Тл. При цьому максимально вилучаються розкриті залізозмісні мінерали та їхні багаті зростки у додатковий другий концентрат. Для руди з масовою часткою заліза 46–48 % вихід немагнітного продукту знизився на 10–15 %, з масовою часткою заліза 49–51 % — на 12–32 %, з масовою часткою заліза 52–54 % — на 14–30 %. Перочищення немагніт-

ного продукту з масовою часткою заліза 50,31 % на сепараторі 1РС-22/30-Р-07.036 з індукцією магнітного поля його магнітної системи в 1,1 Тл дозволила додатково отримати магнітний продукт в кількості 22,88 % від вихідного матеріалу з масовою часткою заліза загального 55,2 % і підвищити вилучення заліза загального у концентрат на 24,72 %.

Отже, в результаті сухої магнітної сепарації отримано товарний продукт — аглоруду з масовою часткою заліза загального 55–63,46 % та промпродукт з масовою часткою заліза 34,3–46,6 %. Промпродукт надалі було спрямовано на подрібнення до 90 % класу –0,05 мм та подальші дослідження зі збагачення у водному середовищі.

Аналіз результатів досліджень показав, що за допомогою гравітаційного збагачення продукту можна отримати концентрат найвищої якості при максимальному розкритті матеріалу: масова частка заліза загального у гематитовому концентраті склала 68,2 % при 90%-му вмісті класу – 0,05 мм у подрібненій сировині. Однак, слід зазначити, що при такому подрібненні спостерігаються максимальні втрати заліза з хвостами. Отже, варто зауважити, що для отримання оптимальних результатів з розділення сировини гравітаційними методами, крупність подрібнення руди не повинна перевищувати 65 % класу – 0,05 мм. Промпродукт гравітаційного збагачення, утворений при розділенні матеріалу крупністю 0,5–0 мм у кількості 17,8 % від вихідного, рекомендовано направляти на подрібнення до крупності 80 % класу – 0,05 мм і далі — на магнітну сепарацію у сильному полі. У результаті проведених досліджень було отримано гематитовий концентрат з масовою часткою заліза загального 61,6–62,8 % Приріст виходу товарної продукції склав 5,63–7,76 %, а приріст вилучення заліза загального у концентрат в цілому за схемою становив 6,89–10,3 %.

Аналіз результатів досліджень з магнітної сепарації у водному середовищі показав, що з вихідної руди можна отримати гематитові концент-

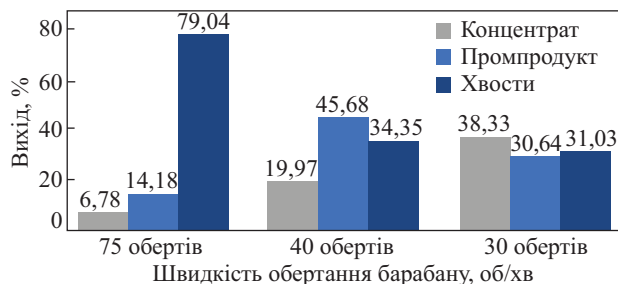


Рис. 3. Вплив швидкості обертання барабану на вихід продуктів збагачення гематитової руди

рати з масовою часткою заліза 62,8 % при виході 53,67 %, а з немагнітного продукту СМС — концентрат з масовою часткою заліза 62,4 % при виході 40,45 %. Менший вихід продукту у другому випадку пояснюється тим, що частину залізовмісних мінералів вже переведено у товарний продукт при сухій магнітній сепарації. Слід зазначити, що при сепарації немагнітного продукту СМС додатково можна отримати 24,14 % концентрату з високою якістю і підвищити вилучення заліза загального в цілому за схемою на 31,71 % — з 52,25 % до 83,96 %. Водночас вилучення заліза загального при мокрій магнітній сепарації вихідної руди без попереднього збагачення склало 74,05 %, що на 9,91 % нижче, порівняно з СМС.

Також було здійснено експерименти з сухого збагачення руди, подрібненої у повітряному середовищі до 90 % класу –0,05 мм. Було застосовано млин з вентиляльованим контуром. Для недопущення переподрібнення частинок рудних мінералів подрібнення вихідного матеріалу виконували в три стадії з відділенням готового продукту подрібнення після кожної стадії подрібнення. Тонкоподрібнений продукт надалі розділяли в повітряно-прохідному сепараторі. Фракції окремо транспортувалися спочатку в магнітний сепаратор трубного типу, де відбувалося виділення концентрату. Промпродукт направлявся на перочищення, яке здійснювали у двох послідовно встановлених високоінтенсивних циклонних магнітних сепараторах. Сухі сепаратори для збагачення тонкоподрібнених гематитових руд розроблені в ДВНЗ

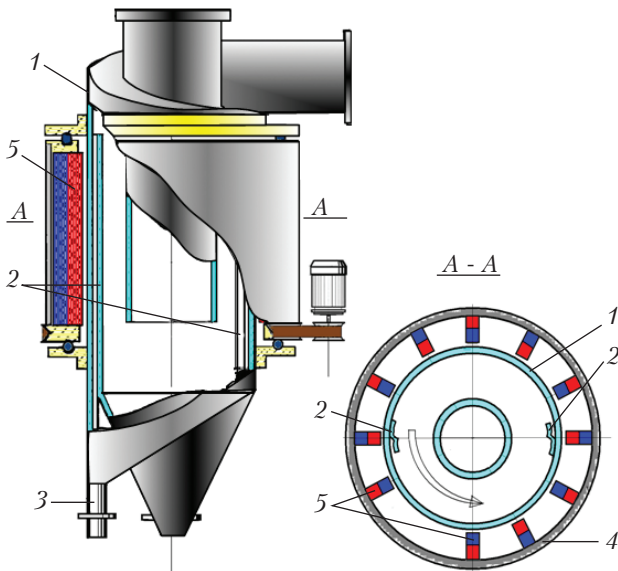


Рис. 4. Принципова схема циклону з магнітним полем: 1 – корпус; 2 – ловушка; 3 – патрубок; 4 – магнітопровід; 5 – магніти

«Криворізький національний університет». Створено дві конструкції сепараторів – трубний та циклонний із системами на постійних високоінтенсивних магнітах Ni-Fe-B [36, 37]. Трубний сепаратор – це ділянка трубопроводу, яким в повітряному потоці рухається тонкоподрібнена руда. Циклонний сепаратор (рис. 4) є одночасно й знепилюючим апаратом. В результаті пропускання руди через вказані апарати отримано концентрат з масовою часткою заліза 62–64 % при вилученні заліза в концентрат 74–76 % і хвосту. Масова частка заліза в хвостах не перевищила 17 %.

Аналіз і синтез результатів досліджень дозволив розробити п'ять варіантів технологічної схеми збагачення гематитових кварцитів Інгулецького родовища у водному (4 варіанти) та повітряному (1 варіант) середовищах. Для всіх варіантів передбачено однакову схему рудопідготовки. Вона складається з двох стадій дроблення у відкритому циклі до крупності – 20 мм. Дроблена руда надалі прямує на збагачення.

Із застосуванням водного середовища розроблено чотири варіанти технологічних схем збагачення гематитових руд з попереднім зба-

гаченням матеріалу і без нього. Варіанти відрізняються також циклами доопрацювання немагнітного продукту сухої магнітної сепарації: магнітним і гравітаційно-магнітним способами.

Дроблена гематитова руда характеризується наявністю матеріалу, який можна вилучити на початку технологічної схеми у вигляді аглоруди. Для цієї мети у схемах варіантів 1 та 2 передбачено суху магнітну сепарацію на комплексах типу КСМС «Продекологія» з підвищеною індукцією на поверхні барабанів. Немагнітний продукт сухої магнітної сепарації рекомендовано відправляти на дозбагачення. У результаті СМС гематитової руди отримано 40,32 % аглоруди з масовою часткою заліза загального 55,19 %.

При доопрацюванні немагнітного продукту його подрібнення рекомендовано здійснювати у дві стадії. Перша стадія – у відкритому циклі з подальшою класифікацією за граничною крупністю 0,2 мм. Друга стадія – подрібнення класу +0,2 мм – у замкненому циклі з класифікацією по зерну 0,16 мм. Така схема дозволить зменшити шламівання гематиту і тим самим, знизити втрати мінералу зі шламами.

За першим варіантом технології доопрацювання немагнітного продукту СМС здійснюється за допомогою комбінації гравітаційно-магнітних методів. Цикл гравітаційного збагачення встановлено перед магнітною сепарацією у сильному полі, що дозволяє отримати 10,86 % високоякісного гематитового концентрату з масовою часткою заліза загального 66,7 %. Легка фракція гравітаційного збагачення направляється на високоградієнтну магнітну сепарацію (ВГМС), за допомогою якої отримано додатково 7,8 % концентрату з масовою часткою заліза загального 62 %. Таке технологічне рішення дозволяє отримати 18,62 % кондиційних гематитових концентратів з масовою часткою заліза 64,69 %. Крім того, першим товарним продуктом є аглоруда (40,32 %). Наскрізне вилучення заліза в товарні продукти при такій схемі склало 73,6 %.

За другим варіантом доопрацювання немагнітного промпродукту СМС здійснюється з використанням тільки магнітної сепарації в сильних полях. Таке технологічне рішення, крім аглоруди (40,32 %), дозволило отримати 24,48 % гематитових концентратів з масовою часткою заліза 62,32 %. Наскрізне вилучення заліза в товарні продукти при такій схемі склало 80,49 %.

Розроблено також дві технологічні схеми переробки руди без попереднього збагачення. За такими варіантами (варіант 3 та 4) вся руда прямує на щадне подрібнення у водному середовищі. Далі передбачено гравітаційно-магнітне збагачення руди (варіант 3) або тільки магнітну сепарацію сировини (варіант 4). Гравітаційно-магнітне збагачення руди дозволяє отримати 57,12 % гематитового концентрату з масовою часткою заліза загального 62,98 %. Вилучення заліза загального у концентрат склало 77,2 %. За четвертим варіантом отримано 53,67 % гематитового концентрату з масовою часткою заліза загального 62,0 %. Вилучення заліза загального у концентрат склало 74,05 %

Так як гематитові концентрати, які отримано за першим варіантом збагачення, відрізняються більш високою масовою часткою заліза загального (64,69 % проти 62,0–62,98 %), то рекомендовано технологію збагачення багатих гематитових руд Інгулецького ГЗК саме за першим варіантом. Альтернативним цьому варіанту технології є переробка руди у повітряному середовищі із застосуванням сепараторів, що розроблені в ДВНЗ «Криворізький національний університет». Остання дозволяє отримати аглоруду та концентрат з масовою часткою заліза 62–64 % при вилученні заліза у товарні продукти 72,4 %.

Отже, тенденції розвитку металургійної галузі України в контексті використання її мінерально-сировинної бази вказують на перспективи розробки родовищ гематитових кварцитів. Виконаними дослідженнями встановлено:

1. Гематитові руди Інгулецького родовища — це слабomagнітні окислені залізисті породи.

Рудними мінералами порід переважно є мартит, гетит, вміст яких в середньому складає 41 %. Нерудні мінерали представлено здебільшого кварцом. Зазначені руди містять від 46–48 до 52–54 % заліза. Після дроблення і подрібнення індивіди й агрегати всіх мінералів вивчених гематитових руд перетворюються на зернистий та шламистий гранулометричні продукти. При цьому агрегати мартиту, гетиту, маршалитизованого кварцу та інших мінералів з низьким коефіцієнтом міцності в процесі дроблення і подрібнення легко піддаються переподрібненню. Тому при рудопідготовці необхідно не допускати переподрібнення мінералів і, як наслідок, їхнього шламування.

2. Для стабілізації якості вихідної руди і отримання додаткового товарного продукту (аглоруди) встановлено необхідність застосування попереднього збагачення середньовкраплених гематитових кварцитів Кривбасу. Використання сухої магнітної сепарації дозволяє стабільно отримувати високоякісні концентрати, зменшувати фронт подрібнення і збагачення не менше ніж на 40 % від вихідного, знизити експлуатаційні та капітальні витрати більш ніж на 30 %.

3. Визначено, що кращі показники за якістю аглоруди характерні для магнітної сепарації руди в крупності 20–0 мм. Зі зменшенням крупності руди підвищується її вологість, що погіршує показники селективності процесу сухої магнітної сепарації. Встановлено, що для вилучення товарного концентрату з максимальним виходом необхідно в процесі основної сепарації використовувати барабанний магнітний сепаратор з індукцією поля 0,5 Тл. Однак при перечищенні немагнітного продукту індукцію магнітного поля необхідно підвищити до 0,7–1,1 Тл. В такий спосіб у додатковий другий концентрат максимально вилучаються розкриті залізовмісні мінерали та їхні багаті зростки.

4. Розроблено технології сухого і мокрого збагачення гематитових кварцитів Кривбасу. У схемах використано магнітну сепарацію в

сильному полі і гравітаційну сепарацію. З гематитової руди отримано аглоруду з масовою часткою заліза 55,1 % та концентрати з масовою часткою заліза 62,32–64,69 %. Вилучення заліза в товарні продукти склало 73,6–80,49 %.

СПИСОК ЛІТЕРАТУРИ

1. Матюха В.В., Мовчан Н.Т. Современное состояние минерально-сырьевой базы черной металлургии Украины. *Горный журнал*. 2011. № 4. С. 65–67.
2. Большаков В.И., Василенко С.П., Галецкий Л.С., Гнатуш В.А., Гнатуш Ф.П., ..., Штанько Л.А. Горно-металлургический комплекс Украины (цифры, факты, комментарии). Бизнес-справочник; под общ. ред. В.А. Гнатуш. 2009. 732 с. URL: http://cgntb.dp.ua/pn_book.html (дата звернення: 19.03.2009).
3. Li Q., Dai T., Wang, G. Cheng J., Zhong W., Wen B., Liang L. Iron material flow analysis for production, consumption, and trade in China from 2010 to 2015. *Journal of Cleaner Production*. 2018. No. 172. P. 1807–1813.
4. Загальнодержавна програма розвитку минерально-сировинної бази України на період до 2030 року. – Затверджено Законом України від 21 квітня 2011 року N 3268-VI URL: <http://zakon4.rada.gov.ua/laws/show/3268-17> (дата звернення: 03.12.2017).
5. Yellishetty M., Ranjith P.G., Tharumarajah A. Iron ore and steel production trends and material flows in the world: Is this really sustainable. *Resources, Conservation and Recyclin*. 2010. V. 54, no. 12. P. 1084–1094.
6. Власюк Т.О. Металургійна галузь України на світовому ринку: проблеми та пріоритети. *Науковий вісник національної академії статистики, обліку та аудиту*. 2016. No. 3. P. 91–103.
7. Morkun V., Morkun N. Estimation of the Crushed Ore Particles Density in the Pulp Flow Based on the Dynamic Effects of High-Energy Ultrasound. *Archives of acoustics*. 2018. V. 43, no. 1. P. 61–67.
8. Sośnicka M., Bakker R., Broman J.C., Pitcairn I., Paranko I., Burlinson K. Fluid types and their genetic meaning for the BIF-hosted iron ores, Krivoy Rog, Ukraine. *Ore Geology Reviews*. 2015. No. 68. P. 171–194.
9. Офіційний сайт Державної служби статистики України. URL: <http://www.ukrstat.gov.ua> (дата звернення: 19.03.2018).
10. Golik V., Komashchenko V., Morkun V., Burdzieva O. Experience of metal deposits combined development for south african enterprises. *Mining of mineral deposits*. 2017. V. 11, no. 2. P. 68–78.
11. Беспояско Э.О., Евтехов В.Д., Евтехов Е.В. Минерально-сырьевая база горно-обогатительных предприятий Криворожского бассейна. *Минералогический журнал*. 2013. V. 35, no. 4. P. 66–72.
12. Morkun V.S., Morkun N.V., Tron V.V. Automatic control of the ore suspension solid phase parameters using high-energy ultrasound. *Radio electronics computer science control*. 2017. No. 3. P. 175–182.
13. Golik V., Morkun V., Morkun N., Gaponenko I. Improvement of hole drilling technology for ore drawing intensification. *Mining of mineral deposits*. 2018. V. 12, no. 3. P. 63–70.
14. Morkun V.S., Morkun N.V., Hryshchenko S.M., Tron V.V. Synthesis of the noise immune algorithm for adaptive control of ore concentration. *Radio electronics computer science control*. 2018. No. 3. P. 183–190.
15. Golik V.I., Komashchenko V.I., Morkun V.S., Morkun N.V., Hryshchenko S.M. Energy Saving in Mining Production. *Science and Innovations*. 2018. V. 14, no. 3. P. 33–45. URL: <https://doi.org/10.15407/scin14.03.033>
16. Моркун В.С., Моркун Н.В., Тронь В.В., ..., Сердюк А.Ю. Оценка плотности частиц твердой фазы пульпы с использованием измерительных каналов на базе гамма-излучения и волн Лэмба. *Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов*. 2019. Т. 330, № 2. С. 20–33.
17. Беспояско Е.О. Мінералогічні особливості залізних руд Криворізького басейну у світлі збільшення їх кондиційних запасів. *Мінералогічний журнал*. 2014. Т. 36, № 3. С. 86–91.
18. Morkun V.S., Semerikov S.O., Hryshchenko S.M. Content and teaching technology of course «ecological geoinformatics» in training of future mining engineers. *Information technologies and learning tools*. 2017. V. 57, no. 1. P. 115–125.
19. Олійник Т.А. Современные тенденции развития технологий обогащения гематитовых руд в Украине. *Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб.* 2013. Т. 56, № 97. P. 18–28.
20. Беспояско Е.А., Евтехов В.Д., Беспояско Т.В. Локалізація і мінеральний склад покладів багатих гематитових руд Інгулецького родовища Кривбасу. *Мінералогічний журнал*. 2014. Т. 36, № 4. С. 122–127.
21. Seifelnassr Ahmed A.S., Eltahir M. Moslim, Abdel-Zaher M. Abouzeid. Effective processing of low-grade iron ore through gravity and magnetic separation techniques. *Physicochem. Probl. Miner. Process*. 2012. V. 48, no. 2. P. 567–578.
22. Das B., Prakash S., Das S.K., Redd P. S. R. Effective beneficiation of low grade iron ore through jigging operation. *Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering*. 2007. V. 7, no. 1. P. 27–37.

23. Umadevi Tekkalakote, Amit Pratap, Singh Kumar, Abhishek Basavareddy, Suresh, Rameshwar Sah. Recovery of iron bearing minerals from beneficiation plant 2 thickener underflow of JSW Steel limited. *Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering*. 2013. No. 1. P. 55–60.
24. Кармазин В.В., Пак С.Г., Маслов Д.С. Магнитное обогащение окисленных железистых кварцитов Михайловского месторождения. *Горный информационно-аналитический бюллетень. Научно-технический журнал*. 2012. № 12. С. 212–219.
25. Ma X., Marques M., Gontijo C. Comparative studies of reverse cationic/anionic flotation of Vale iron ore. *International Journal of Mineral Processing*. 2011. № 100. P. 179–183.
26. Filippov L.O., Severov V.V., Filippova I.V. An overview of the beneficiation of iron ores via reverse cationic flotation. *International Journal of Mineral Processing*. 2012. No. 127. P. 62–69.
27. Braga A., Junior M.M., Peres E.C. Effect of coarse quartz scalping on the reverse cationic flotation of iron ore. *Revista de la Facultad de Ingenieria*. 2011. No. 25. P. 1–9.
28. Опалев А.С., Щербаков А.В. Разработка и внедрение энергосберегающей технологии обогащения железистых кварцитов на АО «Олкон». *Труды Кольского научного центра РАН*. 2015. Т. 3, № 29. С. 176–184.
29. Воробійов М.К., Соколова В.П. Результати досліджень і практика збагачення гематитових руд за кордоном. *Донецький вісник Наукового товариства ім. Шевченка. Донецьк: Східний видавничий дім, Український культурологічний центр*. 2006. № 15. С. 55–68.
30. Yu J., Han Y., Li Y., Gao P. Beneficiation of an iron ore fines by magnetization roasting and magnetic separation. *International Journal of Mineral Processing*. 2017. No. 168. P. 102–108.
31. Wu F., Cao Z., Wang S., Zhong H. Phase transformation of iron in limonite ore by microwave roasting with addition of alkali lignin and its effects on magnetic separation. *Journal of Alloys and Compounds*. 2017. No. 722. P. 651–661.
32. Евтехов В.Д., Перегудов В.В., Евтехов Е.В., Дударь Л.Т., Филенко В.В., Смирнов А.В., Биленко А.Н., Николенко Ю.А. Геологическая оценка результатов поиска оптимальной схемы обогащения гематитовых кварцитов железисто-кремнистой формации докембрия. *Геолого-минералогический вестник Криворизького національного університету*. 2013. Т. 1–2, № 29–30. С. 87–97.
33. Олійник Т.А., Левченко К.А., Гузема О.А. Особливості високоградієнтної магнітної сепарації окислених залізних руд Кривбасу. *Вісник КНУ*. 2013. № 34. С. 127–132.
34. Morkun V., Morkun N., Pikiynyak A. The study of volume ultrasonic waves propagation in the gas-containing iron ore pulp. *Ultrasonics*. 2015. No. 56. P. 340–343.
35. Булах О.В. Вдосконалення технології збагачення змішаних руд. *Гірничий вісник. Науково-технічний збірник*. 2017. № 102. С. 183–187.
36. Булах О.В., Булах О.О. Можливість підвищення якості концентрату при збагаченні окислених залізистих кварцитів Кривбасу. *Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб.* 2013. Т. 52, № 93. С. 33–40.
37. Губин Г.Г., Ярош Т.П., Скляр Л.В. Обобщение и анализ возможности использования ультразвуковых колебаний при переработке полезных ископаемых. *Збагачення корисних копалин: наук.-техн. зб.* 2016. Т. 62, № 103. С. 132–143.
38. Zhang Luzheng, Chen Jianwu, Zeng Li, Ding Jian Liu. Huifen Processing of Lean Iron Ores by Dry High Intensity Magnetic Separation. *Separation Science and Technology*. 2015. No. 50. P. 1689–1694.
39. Олейник Т.А., Скляр Л.В., Кушнирук Н.В. Разработка технологии предварительного обогащения гематитовых кварцитов Кривбасса. *Труды международной конференции «X конгресс обогатителей стран СНГ»*. 2015. Т. 1. С. 344–346.
40. Олейник Т.А., Мулявко В.И., Олейник Т.А., Ляшенко В.И., Олейник М.О. Научно-технические основы обогащения железной руды с использованием инновационных технологий. *Черная металлургия*. 2015. № 8. С. 16–23.
41. Олейник Т.А., Мулявко В.И., Олейник Т.А., Ляшенко В.И., Олейник М.О. Развитие технологий и технических средств обогащения гематитовых руд. *Черная металлургия*. 2016. № 5. С. 5–10.

Стаття надійшла до редакції / Received 15.03.19

Статтю прорецензовано / Revised 15.10.19

Статтю підписано до друку / Accepted 09.12.19

Stupnik, M.I.¹, Peregudov, V.V.², Morkun, V.S.¹,
Oliinyk, T.A.¹, and Korolenko, M.K.³

¹ Kryvyi Rih National University,
11, Vitalii Matusevich St., Kryvyi Rih, 50027, Ukraine,
+380 56 409 0606, n.science@i.ua

² State Institute for Designing Enterprises of Mining Industry
“Kryvbasproekt” (SE SPI Kryvbasproekt),
Pochtoviy Ave., 40, Kryvyi Rih, 50000, Ukraine,
+380 56 428 3126, krivbasproect@krivbasproect.com.ua

³ PJSC Zaporizkyi Iron-Ore Works,
Veselovskoe Highway, 7 km, Mala Bilozerka, Zaporizhia region, 71674, Ukraine,
+380 6175 6 7254, info@zgrk.com.ua

DEVELOPMENT OF CONCENTRATION TECHNOLOGY FOR MEDIUM-IMPREGNATED HEMATITE QUARTZITE OF KRYVYI RIH IRON ORE BASIN

Introduction. Trends in developing Ukraine’s metallurgy in the context of using its mineral raw base indicate prospects for mining hematite quartzite deposits.

Problem Statement. The problem of producing high-quality hematite ore concentrates is associated with the fact that aggregates of martite, goethite, marshallit quartz, and other low hard minerals can be easily reground while crushing and grinding. This results in increased content of fine particles (slimes), which decreases selectivity of separating ore and non-metallic minerals. One of the ways to solve this problem is gentle ore grinding.

Purpose. Developing a technology of dry and wet concentration for hematite quartzite from Kryvyi Rih Iron Ore Basin.

Materials and Methods. While conducting the research, a set of methods are used including generalization of research data; chemical and mineral analysis of ore and concentration products prior to and after concentrating by magnetite and gravitation methods; mathematical modeling of processes; technological testing in laboratory and industrial conditions.

Results. Magnetic and gravitation separation is used for hematite ore concentration. Sintering ore with Fe content of 55.1% and concentrates of 62.32–64.69% Fe have been produced from hematite ore. Iron extraction in marketable products makes up 73.6–80.49%.

Conclusions. There have been developed technologies for dry and wet concentration for hematite quartzites of Kryvyi Rih Iron Ore Basin. For the first time, magnetic separation has been suggested to be used for hematite ore concentration. This has enabled producing concentrates with an iron content over 64.0%, decreasing ore grinding front by at least 40% as compared with the initial one, and reducing operation and capital expenses by over 30%.

Keywords: hematite quartzite, open-circuit air separator, cyclone, and magnetic separator.