

Как видно из данных таблицы, удельный расход электроэнергии на мельницах с резиновой футеровкой («Плита-Волна») за весь период испытаний по сравнению с металлической футеровкой ниже: во второй стадии измельчения на 7,1 %, в третьей стадии измельчения на 7,46 %.

Помимо этого, применение резиновых футеровок в технологических схемах рудоподготовки позволило: снизить удельный расход мелющих тел на 10 % и снизить удельный расход электроэнергии в целом на технологическую секцию на 10-12 %.

**Выводы и направление дальнейших исследований.** Таким образом, конструкции резиновых и резинометаллических футеровок (прежде всего, «Плита-Волна» и «Плита-лифтер» - обе производства ООО «ВАЛСА-ГТВ») благодаря своим морфометрическим параметрам позволили сократить энергозатраты при измельчении руд в шаровых мельницах.

На СевГОКе на второй и третьей стадии измельчения достигнуты следующие положительные результаты: прирост готового класса увеличился на 17-29 %; расход мелющих тел снизился на 10 %; удельный расход электроэнергии в целом на технологическую секцию снизился на 10-12 %.

#### *Список литературы*

1. **Маляров П.В.** Основы интенсификации процессов рудоподготовки. Ростов-на-Дону, 2004.
2. **Дырда В.И., Евенко С.Л., Маркелов А.Е., Хмель И.В.** Рудоизмельчительные барабанные мельницы с резиновой футеровкой // Геотехническая механика. Межвед. сб. научн. тр. – Днепропетровск, 2011. - Выпуск 96. – С.1-34.
3. **Дырда В.И., Калашников В.А., Стойко А., Хмель И.В.** Динамическая модель волнового абразивно-усталостного разрушения резиновой футеровки в барабанных мельницах // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. – Днепропетровск. - 2012. – Вып. 106.
4. **Олейник Т.А., Хмель И.В.** Особенности процессов рудоподготовки при использовании мельниц с резиновой футеровкой// Вісник Криворізького технічного університету, 2011. - Вип.30. - С. 181-186
5. **Миндели Э.О.** Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1975. – 600 с.

Рукопись поступила в редакцию 22.03.13

УДК 622.778.3: 622.341.12

Т.А. ОЛІЙНИК, д-р техн. наук, проф., К.А. ЛЕВЧЕНКО, канд. техн. наук,  
О.А. ГУЗЕМА, магістр, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

## **ОСОБЛИВОСТІ ВИСОКОГРАДІЄНТНОЇ МАГНІТНОЇ СЕПАРАЦІЇ ОКИСЛЕНИХ ЗАЛІЗНИХ РУД КРИВБАСУ**

Надано результати збагачення окислених залізистих кварцитів. Приведено результати досліджень закономірностей зміни показників високоградієнтної магнітної сепарації при зміні технологічних параметрів сепаратора. Встановлено оптимальні значення технологічних параметрів, за яких значно підвищується якість концентрату.

**Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями.** Окислені залізисті кварцити Кривбасу, крім окремих покладів, як правило, є супутніми при видобутку магнетитових руд. Дотепер, як при підземному, так і при відкритому видобутку, окислені руди складаються у відвалах, що займають величезні території вільних орних земель. При цьому витрачено колосальні засоби на розробку й транспортування сотень мільйонів тон розкривних мас, де більшу половину і займають окислені залізисті кварцити. Так, на сьогоднішній день у відвалах гірничо-збагачувальних комбінатів заскладовано більше 1,3 млрд т окислених залізних руд. У зв'язку з цим не втрачає актуальності питання залучення в переробку попутно видобутих окислених залізистих кварцитів. У дев'яностих роках ХХ століття для Криворізького гірничо-збагачувального комбінату окислених руд була розроблена двохстадіальна технологія магнітного збагачення, для якої, в якості основного технологічного обладнання, передбачено встановлення високоградієнтного роторного сепаратора. Але ця технологія не дозволяє отримувати гематитові концентрати з масовою часткою заліза більше 60-61 %, в той час як, масова частка заліза у конкурентоспроможному гематитовому концентраті повинна бути на рівні 64-65%. У зв'язку розробка технологічних рішень, що дозволять підвищити якість гематитового концентрату від 61 до 64,7% є актуальним науково-практичним завданням.

**Аналіз досліджень і публікацій.** Для вирішення поставленого завдання необхідно розгля-

нути особливості роботи магнітної сепарації в сильному полі на апаратах сучасних конструкцій. Основні типи сепараторів зорієнтовані на використання надпровідних магнітних систем, постійних магнітів з високою магнітною енергією; сполучення магнітної сили з іншими фізичними силовими полями.

Так, особливістю роторного сепаратора 4ЕРМ-20/160 є двохярусна електромагнітна система із замиканням магнітного потоку через ротори, тобто внутрішнє розташування електромагнітної системи і зовнішнє розташування роторів. У цьому випадку конструктивна схема сепаратора дозволяє одержати достатньо велику зону для розвантаження магнітного продукту. Також сепаратор характеризується тим, що у якості феромагнітного заповнювача робочої зони застосовують зубчасті пластини заввишки 150 мм, які встановлено із зазором між ними, рівним 1,85 мм. Це дозволило отримати достатньо високу індукцію магнітного поля в робочій зоні, яка становить 1,2 Тл, при порівняно невеликій масі сепаратора [1].

Відмінність сепаратора ВМС-100/2 полягає у встановленні електромагнітної системи панцирного типу, яка дозволяє отримати високу індукцію магнітного поля (до 2 Тл) при порівняно низькій питомій енергоємності. Ця конструкція дозволяє забезпечити високу рівномірність напруженості магнітного поля у робочій зоні, відносно низьке розсіювання магнітного поля, значну віддаленість зони розвантаження магнітної фракції від зони дії магнітного поля сепаратора, можливість саморозвантаження крупних частинок, що не пройшли через зазори в матрицях, а отже і запобігання їх забиванню. Також головним конструктивним рішенням є забезпечення вертикального напрямку вектора магнітної індукції, який співпадає з напрямком подачі початкового матеріалу в робочу зону, завдяки чому вірогідність перекриття зазорів між елементами матриць магнетитом і сильномагнітними включеннями зменшена [1].

У сепараторі 6ЕРМ 35/315 вперше застосовані: додатковий скальпуючий ярус ротора із зниженою напруженістю магнітного поля, що працює за рахунок використання полів розсіювання для вилучення мінералів з підвищеною питомою магнітною сприятливістю. Зубчасті пластини нового типу, встановлені із зазором 4 мм (а не 1-2 мм, як в інших сепараторах); живильники і бризкала нових типів забезпечують створення плівкового режиму перебігу пульпи по пластинках і скорочують витрату технологічної води для змиву магнітного продукту з пластин. У сепараторі використовується електромагнітна система з внутрішнім розташуванням роторів щодо магнітопроводу, що дозволяє на кожному роторі здійснити дві закінчені операції збагачення [1].

Із зарубіжних сепараторів широко використовуються сепаратори ДР-317 фірми «Гумбольдт» (Німеччина) і НІW-8 фірми «Боксмаг Ралід» (Великобританія). Пристрій і призначення сепаратора ДР-317 в цілому аналогічні сепараторам 4ЕРМ-20/160 і 6ЕРМ 35/315. Але є деякі конструктивні відмінності: відсутність додаткових полюсних наконечників і третього ротора, що є в конструкції сепаратора 6ЕРМ 35/315, розміщення у ваннах похилих жолобів, що дозволяють перерозподіляти продукти розділення по довжині робочої зони, й установка в живлячих трубопроводах шайб, що забезпечують регулювання продуктивності сепаратора за обсягом живлення. При необхідності в зоні змиву магнітного продукту може встановлюватися гідропневматичний пристрій, що забезпечує ефективну регенерацію ферозаповнювача. Конструкція ж сепаратора НІW-8 дозволяє використовувати всі 8 робочих зон для паралельної роботи, або перещипати продукти верхнього ротора на нижньому. Для видалення з ротора випадкових феромагнітних частинок у сепараторі встановлено нейтралізатори, які є електричними котушками, що охоплюють ротор між суміжними робочими зонами. Для промивання магнітного продукту і його розвантаження над роторами встановлено сопла промивних і змиваючих пристроїв [1].

Аналіз конструкцій сепараторів для збагачення гематитових руд показав, що найкращим варіантом є сепаратор 6ЕРМ 35/315. Але для підвищення ефективності сепарації необхідно створити такі умови в робочій зоні апарату, які б дозволили отримати високоякісний гематитовий концентрат без втрат його виходу.

**Постановка завдання.** Тому основним завданням досліджень є визначення основних сепараційних характеристик високоградієнтної магнітної сепарації руди, що дозволять отримати високоякісні гематитові концентрати. Для досягнення поставленої мети необхідно встановити можливість зміни режиму течії суспензії в робочій зоні сепаратора 6ЕРМ 35/315 та режими його роботи.

**Викладення матеріалів та результати.** Дослідження проводились на лабораторному се-

параторі, режим роботи якого є аналогічним сепаратору 6ЕРМ 35/315. Загальний вигляд лабораторного сепаратору показано на рис. 1.



Рис. 1. Сепаратор 259-СЕ

Слід відзначити, що режим течії суспензії в робочій зоні сепаратора залежить від об'ємного навантаження вихідної суспензії.

У роботі досліджено залежність якості магнітних продуктів і їх виходу від навантаження за пульпою при постійних масових частках заліза та твердого у вихідному живленні.

Аналіз результатів досліджень показав, що зі збільшенням об'ємного навантаження до 150 м<sup>3</sup>/год підвищується масова частка заліза в магнітному продукті при зниженні його виходу. При подальшому збільшенні навантаження зміна ефективності розділення незначна.

Так, в робочій зоні сепаратора при малому об'ємному навантаженні на сепаратор формується стійка плівкова течія суспензії по поверхні пластин. При збільшенні навантаження за суспензією більш ніж на 85 м<sup>3</sup>/год виникає «перехідний режим» і в деякій частині зазорів формується суцільна течія суспензії в зазорах між пластинами. При навантаженні більше 150 м<sup>3</sup>/год в більшості зазорів формується загальний режим течії пульпи і подальше збільшення навантаження по суспензії практично не впливає на показники збагачення.

У результаті збільшення навантаження за суспензією та «твердим» характер зміни показників є аналогічним, але масова частка заліза в магнітних продуктах, після створення режиму загальної течії суспензії, збільшилась на 1-3 %. Це пов'язано з тим, що при загальній течії суспензії за одиницю часу повз вершини кожного виступу проходить набагато більша кількість частинок, в тому числі й більша кількість рудних зерен. У першу чергу, притягуються найбільш багаті магнітні зерна, які рухаються до виступу з більшою швидкістю. Швидко збільшення товщини шару магнітного продукту на гребені виступу, що складається з багатьох зерен, зменшує ймовірність утримання бідних зростків внаслідок зменшення магнітної сили на поверхні притягнутого шару. Навіть якщо зростки і встигли підійти до поверхні матеріалу, що притягнувся (магнітної сили достатньо для їх вилучення), то при суцільному режимі течії на них додатково діє дотичне напруження зсуву, викликане потоком пульпи. Якщо магнітної сили недостатньо для утримання зростків, вони ковзають по шару, що притягнувся і виносяться в немагнітний продукт. Внаслідок цього якість магнітного продукту вища. Однак підвищення на 1 % якості концентрату, що викликана переходом від плівкової до суцільної течії суспензії супроводжується втратою 4-5 % вилучення заліза [2].

Отже, при ламінарно-плівковому режимі течії суспензії по поверхні пластин досягається максимальне вилучення рудної фази, в тому числі і зростків, в концентрат і забезпечується отримання відвальних хвостів. При загальній течії суспензії в зазорах між пластинами виникають умови переважного вилучення чистих рудних зерен у порівнянні зі зростками, і досягається більш висока якість концентрату.

Важливим чинником підвищення якості концентрату є також промивка магнітних продуктів. Встановлено, що при збільшенні промивної води від 60 до 70 % масова частка заліза в немагнітному продукті збільшиться відповідно від 35,2 до 36,7 % при вмісті в ньому твердого 23 й 15 %. При цьому масова частка концентрату зросла на 3,3 %, а вилучення заліза в концентрат знизилось на 10,3 %. Кінцеві хвости сепаратора відповідно будуть містити масову частку заліза 28,4 й 31,7 % відповідно [2].

Дослідження, що проведені при витратах промивної води від 0,1 до 4 м<sup>3</sup>/т, що змінюється на одному з прийомів та фіксована на інших, показали, що найбільший вплив на кінцеві результати роботи сепаратора має промивання магнітного продукту верхнього прийому; менший вплив має промивання магнітного продукту другого прийому; збільшення інтенсивності промивання третього прийому підвищує якість магнітного продукту на 3-4 %, але через малий його вихід майже не впливає на кінцеві показники збагачення; оптимальна витрата промивної води за прийомами сепарації становить відповідно 0,5-0,5-4,0 м/т [2].

З одного боку промивання необхідне для підвищення якості концентрату, а з іншого, надлишок промивної води веде до зростання втрат заліза з відходами сепарації.

Проведені лабораторні дослідження показали можливість збільшення вмісту твердого в немагнітних продуктах у порівнянні з існуючим режимом роботи сепаратора БЕРМ-35/315.

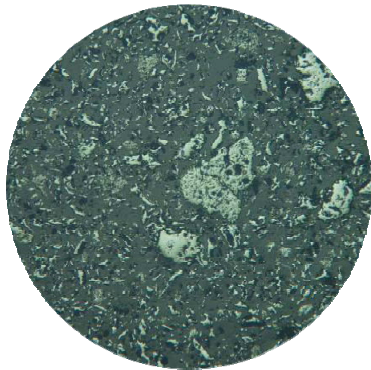
Крім об'ємного навантаження за вихідним живленням, одним з технологічних параметрів, що істотно впливає на якість магнітного продукту, є режим течії суспензії в робочому зазорі сепаратора, який визначається навантаженням по суспензії.

Слід зазначити, що при збільшенні об'ємного навантаження в два рази спостерігається підвищення масової частки заліза в магнітному продукті на 2%. За умови додаткових перемищень масову частку заліза в магнітному продукті можливо підвищити на 0,6-7,5%. При звичайних умовах промивання масова частка заліза складала 41,9%.

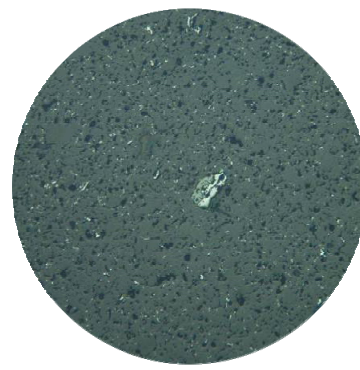
Для отримання відвальних хвостів сформований режим плівкової течії суспензії по поверхні пластин. Режим плівкової течії суспензії по поверхні пластин досягається зменшенням у два рази навантаження, що подається на нього. Застосування даного режиму течії суспензії дозволяє знизити як масову частку заліза в хвостах до 30,1 %, так і його вихід на 7,5 %. Масова частка заліза в магнітному продукті, за рахунок додаткового вилучення бідних зростків, також знижується на 2,6 %. Отже, виділяються відвальні хвости і промпродукт, з якого отримати високоякісний гематитовий концентрат, що містить більше 64 % заліза, надто складно.

Крім того, для підвищення його якості сумарного магнітного продукту введена операція перемищення, яка показала непогані результати навіть при використанні плівкового режиму течії і широко застосовується в схемах збагачення.

При проведенні досліджень в лабораторних умовах за даною схемою з руди з масовою часткою заліза 37,6 % отримано гематитовий концентрат (рис. 2) з масовою часткою заліза загального 67,4 %, при виході 16,8 %. Вилучення заліза загального в гематитовий концентрат склало 30,11 %. Загальний концентрат містить масову частку заліза, яка складає 67,5 % при вилученні 51,5 %. Масова частка заліза в загальних хвостах (рис. 3) становить при цьому 17,5 %.



**Рис. 2.** Концентрат магнітного збагачення рудного матеріалу, подрібненого до крупності часток 0,1-0мм. Ясно-сіре - гематит; сіре – магнетит; темно-сіре - кварц



**Рис. 3.** Хвости магнітного збагачення рудного матеріалу, подрібненого до крупності часток 0,1-0мм. Ясно-сіре - гематит; сіре – магнетит; темно-сіре - кварц

У результаті проведених досліджень, запропоновані такі технологічні рішення: збільшення навантаження в два рази в другій стадії збагачення на першому і другому прийомі сепарації; перерозподіл потоку суспензії, що подається на третій прийом сепарації; перечистка магнітних продуктів першого і другого прийому сепарації. Це дозволяє виділити частину готового конкурентоспроможного гематитового концентрату, відвальні хвости і промпродукт, який потребує і надалі дозбагачення. Як за вмістом заліза, так за своїми магнітними властивостями промпродукти є близькими. Тому отримати з них високоякісний концентрат не представляється можливим. Для їх дозбагачення необхідно використовувати гравітаційні, флотаційні або інші методи збагачення сировини.

У результаті проведених досліджень та їх аналізу було розроблено технологічну схему збагачення окислених кварцитів, яка надана на рис. 4.

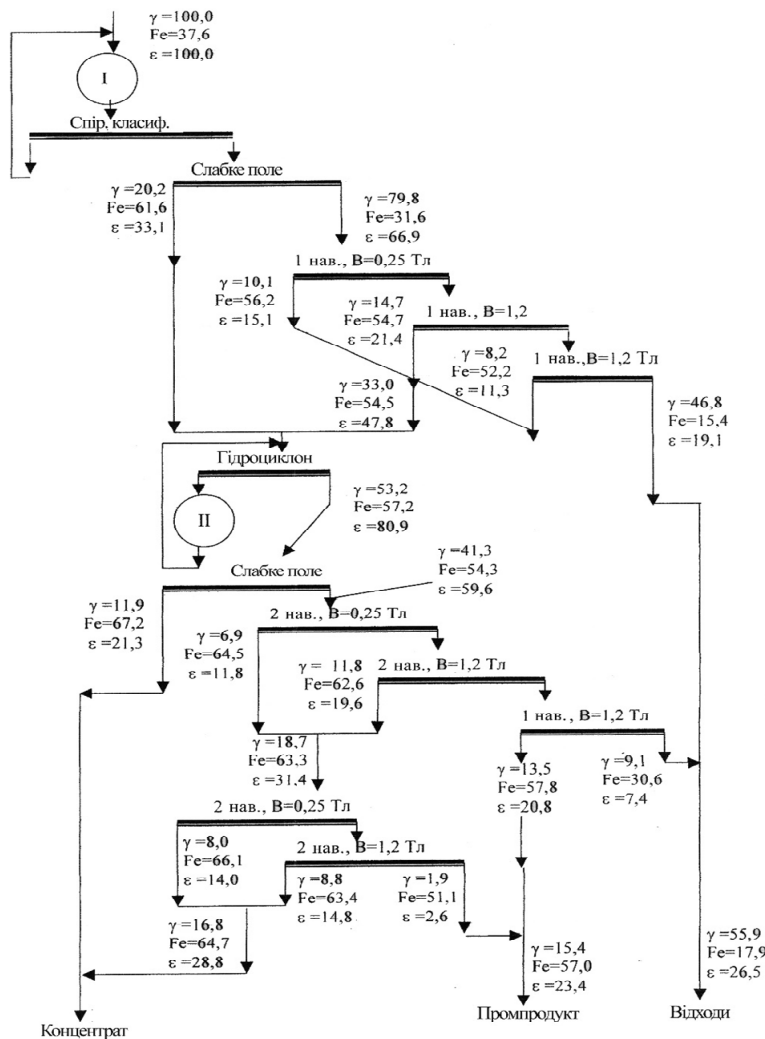


Рис. 4. Рекомендована схема збагачення окислених кварцитів

Технологічна схема дозволяє отримати два типи концентратів – магнетитовий, вихід якого складає 11.9% з масовою часткою заліза 67,2%, і гематитовий з виходом 16,8% і масовою часткою заліза 64,7%. Загальний вихід двох концентратів складає 28,7%. При цьому масова частка заліза в загальному концентраті - 65,7% при вилученні заліза загального 50,1%. Масова частка заліза в загальних хвостах становить 17,9%. Втрати заліза з хвостами склали 26,5%.

#### Висновки і напрямки подальшого дослідження.

На сепараційні характеристики роботи високоградієнтного сепаратора, що використовує у вигляді матриці рифлені пластини, істотно впливають об'ємне навантаження за вихідним живленням та режим течії суспензії в робочій зоні сепаратора. Так, плівкова течія суспензії по поверхні пластин в робочому зазорі, за рахунок вино-

су і концентрації магнітного продукту на вістрі зуба поза зоною протікання суспензії, створює умови вилучення всіх рудних зерен, в тому числі і зростків, що не дозволяє отримувати залізорудні концентрати, що містять масову частку заліза понад 63%. А для отримання максимального приросту масової частки заліза в магнітних продуктах, загальний режим течії суспензії в сепараторі необхідно створювати шляхом збільшення навантаження, як за об'ємом так і за масою. При цьому для отримання гематитового концентрату з вмістом заліза понад 64% не достатньо однієї зміни режиму течії суспензії в сепараторі, необхідно ще введення операції перечищення магнітних продуктів при тих же умовах течії суспензії.

Отже, зміна режиму течії суспензії у високоградієнтному магнітному сепараторі, раціональний перерозподіл потоків суспензії і введення перечищення магнітних продуктів дозволяють виділити частину гематитового концентрату високої якості (понад 64% за залізом загальним).

Особливість технологічної схеми полягає у тому, що завдяки високоградієнтній сепарації ми виділяємо високоякісний концентрат і хвости з малим вмістом заліза тим самим зменшуючи навантаження на подальше флотаційне і гравітаційне збагачення промпродукту.

#### Список літератури

1. Ніколаєнко К. В., Олійник Т. А., Прилипенко В. Д. Магнітні та електричні методи збагачення корисних копалин : підруч. для студ. вищ. навч. закл. / - К. : Фенікс, 2010. - 368 с.
2. Дементьев В.В., Левченко К.А., Шатова Л.А. Технология обогащения окисленных железистых кварцитов с выделением части готового концентрата в 1 стадии обогащения// Збагачення корисних копалин. - Дніпропетровськ: НГАУ. – 2000. – Вип. 9(50).-С.42-46.

Рукопис подано до редакції 19.02.13