

ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЇ ЗБАГАЧЕННЯ РУД КРЕМЕНЧУЦЬКОГО ЗАЛІЗОРУДНОГО РАЙОНУ

Віта Равінська

начальник випробувального центру

ПрАТ «Полтавський ГЗК», вул. Будівельників, 16, Горішні Плавні, Полтавська область, Україна, 39802;

ORCID: 0000-0003-3040-3938

Микола Сокур

доктор технічних наук, професор,

професор кафедри маркетингу

Кременчуцький національний університет імені Михайла Остроградського вул. Першотравнева, 20, Кременчук, Полтавська область, Україна, 39600;

ORCID: 0000-0001-6779-3293

Роман Аргат

кандидат технічних наук, доцент,

доцент кафедри машинобудування

Кременчуцький національний університет імені Михайла Остроградського вул. Першотравнева, 20, Кременчук, Полтавська область, Україна, 39600, argat.rg@gmail.com;

ORCID: 0000-0001-9247-5297

Володимир Білецький

доктор технічних наук, професор

Національний технічний університет «Харківський політехнічний інститут» вул. Кирпичова, 2, Харків, Україна, 61002, ukcdb@i.ua;

ORCID: 0000-0003-2936-9680

Україна займає одне з провідних місць у світі з видобутку і переробки залізорудної сировини. Продукція рудо-збагачувальної галузі України є однією з основних статей валютних надходжень до бюджету. У Криворізькому залізорудному басейні працює 5 гірничозбагачувальних комбінатів, які використовують технологію кульового і самоподрібнення. При переробці руд Полтавського залізорудного родовища застосовується специфічна технологія збагачення руд. Основним видом продукції збагачувальної фабрики Полтавського ГЗК є залізорудний концентрат, до складу якого входять мінерали: магнетит, мартит, сидерит, гематит, кремнезем, кальцій, силікати. Відділення № 1 і № 2 збагачувальної фабрики ПрАТ «Полтавський ГЗК» переробляють залістисті кварцити Горішньо-Плавнинського і Лавриківського родовищ, представлені магнетитовими кварцитами К-2-2 і куммінгтоніто-магнетитовими кварцитами пачки К-2-3-3. Залізорудний концентрат виробляється відповідно до розробленої інститутом Механобрчормет технології з виробництва залізорудного концентрату на збагачувальній фабриці. Мета цієї статті – введення у науковий обіг матеріалів щодо сучасного стану технології збагачення різних типів залізних руд на Полтавському гірничо-збагачувальному комбінаті. Виконано аналіз технологічних схем та режимних параметрів збагачення залізних руд на Полтавському ГЗК. Зокрема, по відділенню № 1 і № 2 збагачувальної фабрики розкриті особливості технології виробництва, технологічних процесів подрібнення і класифікації, магнітної сепарації, магніто-гідралічної сепарації, магнітної класифікації і класифікації на гідроциклонах, знешламлення. Це уможливило компаративний аналіз аналогічних збагачувальних фабрик і наукове обґрунтування вибору технологічної схеми збагачення залізної руди для конкретних умов. Виконаний комплексний опис і аналіз практики збагачення залізних руд на Полтавському ГЗК дає можливість системного пошуку оптимальних рішень як технологічних схем, так і режимних параметрів окремих технологічних процесів.

Ключові слова: залізні руди, збагачення, Полтавський ГЗК, технологічні схеми, режимні параметри, збагачувальне обладнання, Кременчуцький залізорудний район.

АКТУАЛЬНІСТЬ РОБОТИ. Обумовлена необхідністю порівняльного аналізу техніки і технологій збагачення залізних руд як методу пошуку

оптимальних технічних рішень. У технічній бібліографії присутні описи багатьох практик збагачення залізних руд [1–5]. У цій статті опи-

сана і проаналізована технологія збагачення залізних руд полтавського родовища.

Україна займає одне з провідних місць у світі з видобутку і переробки залізорудної сировини. Продукція рудозбагачувальної галузі України є однією з основних статей валютних надходжень до бюджету.

У Криворізькому залізорудному басейні працює 5 гірничозбагачувальних комбінатів, які використовують технологію кульового і самоподрібнення. При переробці руд Полтавського залізорудного родовища застосовується специфічна технологія збагачення руд. Основним видом продукції збагачувальної фабрики Полтавського ГЗК є залізорудний концентрат, до складу якого входять мінерали: магнетит, мартит, сидерит, гематит, кремнезем, кальцій, силікати.

Відділення № 1 і № 2 збагачувальної фабрики ВАТ Полтавський ГЗК переробляють залізисті кварцити Горішньо-Плавнинського і Лавриківського родовищ, представлені магнетитовими кварцитами К-2-2 і куммінгтоніто-магнетитовими кварцитами пачки К-2-3-3 [6].

Залізорудний концентрат виробляється відповідно до розробленої інститутом Механобрчормет технології з виробництва залізорудного концентрату на збагачувальній фабриці.

За хімічним і гранулометричним складом концентрат повинен відповідати нормам, які вказані в таблиці 1 (СТП 279-0303-93) [7].

Вся вихідна руда повинна проходити через технологічну схему сухої магнітної сепарації та відповідати нормам указаним у таблиці 2 (СТП 279-03-02-93).

МАТЕРІАЛ І РЕЗУЛЬТАТИ ДОСЛІДЖЕНЬ. У статті згруповано послідовно по відділеннях 1 і 2 збагачувальної фабрики.

**ВІДДІЛЕННЯ № 1
ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ
ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА**

Технологічні секції № 1–5 переробляють куммінгтоніто-магнетитові кварцити пачки К-2-3-3, секції № 6–8 – магнетитові кварцити пачки К-2-2. Технологічні схеми секції збагачувальної фабрики № 1 (ЗФ-1) наведена на рис. 1, а секції збагачувальної фабрики № 2 (ЗФ-2) на рис. 2.

Подрібнення дробленої руди відбувається поступово в комплексі агрегатів: стержневий млин – двоспіральний класифікатор – кульовий млин і потім – кульові млини з гідроциклонами.

Секції № 1, 2, 4, 5, 7, 8 працюють за новою технологією без 1-ої стадії магнітної сепарації з поверненням магнетиту в голову процесу.

Доподрібнення зливу класифікатора здійснюється в кульовому млині, який працює в замкненому циклі з гідроциклонами $d = 500$ мм 1-го прийому крупності 75–85 % по класу 53 мкм.

Збагачення зливу гідроциклонів $d = 500$ мм у другій стадії магнітної сепарації з попереднім знешламлюванням. Продуктами збагачення є магнітний продукт і відвальні хвости.

Доподрібнення магнітного продукту другої стадії сепарації здійснюється у кульовому млині, який працює у замкненому циклі з гідроциклонами $d = 500$ мм II прийому, до крупності 92,5–95,5 % класу мінус 53 мкм.

Збагачення у III-ій стадії магнітної сепарації з попереднім знешламуванням зливу гідроциклонів у два прийоми.

Розділення магнітного продукту III-ої стадії магнітної сепарації за крупністю й магнітними властивостями у магнітному класифікаторі. Продуктами розділення є злив МК, який повертається у голову процесу, і піски МК з наступ-

Таблиця 1 – Основні параметри концентрату

Найменування показників	Норма	Дозволене змінне відхилення
Масова частка заліза загального, %	64,2	-0,5
Масова частка класу мінус 53 мкм, %		
під час застосування бентоніту	94,0	+1,5
при застосуванні органічних домішок	94,0	+1,0
Масова частка двоокису кремнію, %	8,75	+0,8
Щільність пульпи, %	45,0	+15

Таблиця 2 – Вимоги до вихідної руди

Найменування показників	Норма		Припустимі змінні відхилення
	від. 1	від. 2	
Масова частка заліза в руді, %	35,0	29,02	-1,0
Масова частка заліза магнетитового у руді, %	27,68	18,82	-1,0
Масова частка заліза загального у щєбені, %	15,07	15,07	+1,0
Масова частка заліза магнетитового у щєбені, %	6,05	6,05	+1,0

ним знешламлюванням і отриманням кінцевого концентрату.

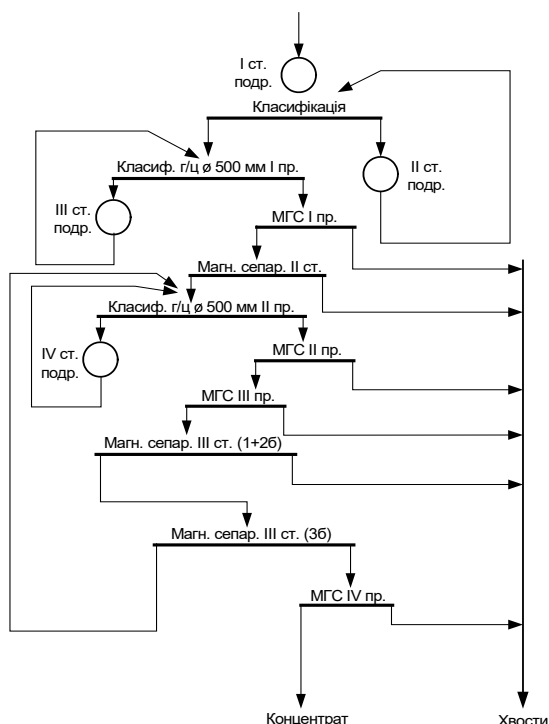


Рисунок 1 – Технологічна схема секції № 3 ЗФ-1

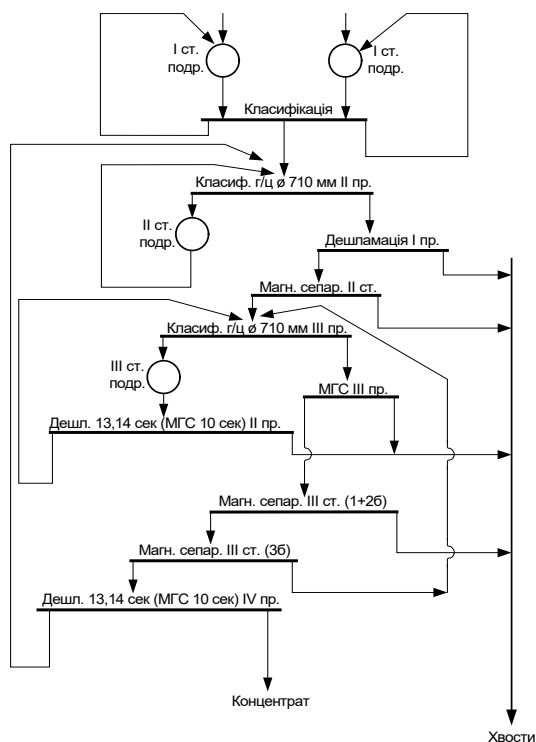


Рисунок 2 – Технологічна схема секцій № 10, 13, 14 ЗФ-2

СЕКЦІЇ № 3–8 (КУЛЬБОВИЙ ВАРІАНТ)

Доподрібнення зливу класифікаторів у кульбовому млині, який працює в замкненому циклі

з гідроциклонами $d = 500$ мм до крупності 75–85 % по класу мінус 53 мкм.

Збагачення зливу гідроциклонів $d = 500$ мм у другій стадії магнітної сепарації з попереднім знешламлюванням. Продуктами збагачення є магнітний продукт і відвальні хвости.

Доподрібнення магнітного продукту другої стадії сепарації у кульбовому млині, який працює в замкненому циклі з гідроциклонами $d = 500$ мм (II-го прийому), до крупності 92,5–95,5 % класу мінус 53 мкм.

Розділення зливу гідроциклонів $d = 500$ мм (II прийому) за крупністю й магнітними властивостями у магнітному класифікаторі (МК), з попереднім знешламлюванням у II прийомі магнітно-гідралічної сепарації (МГС). Продуктами розподілу є злив МК, який повертається в голову процесу і піски МК. Збагачення у третій стадії магнітної сепарації з попереднім знешламлюванням пісків МК і наступним знешламлюванням концентрату.

ПОДРІБНЕННЯ І КЛАСИФІКАЦІЯ

Подрібнена руда секції 1–2 (стержневий варіант) через підбункерні телескопічні живильники (для усунення сегрегації руди за крупністю у роботі повинно бути не менше 3-х живильників) конвеєром надходить у стержневий млин 1-й стадії подрібнення МСЦ $3,6 \times 5,5$ на 1–2 секціях. Контроль кількості руди, яка надходить у стержневий млин, здійснюється шляхом зважування її на тензометричних терезах типу 1954 АВ-10.

Стержневе навантаження складає 40 % об'єму млина, вага стержнів 130 тонн. Діаметр завантажуваних стержнів – 100 мм. Перекласифікація стержнів проводиться один раз за десять діб, з довантаженням стержнів через 5 діб. Витрата стержнів під час одного довантаження 20 тонн із розрахунку 3,6 тонн за добу на млин. Питомі витрати стержнів складають – 2,8379 кг/т виробленого концентрату. Щільність пульпи у розвантаженні стержневого млина підтримується 2500–2600 г/л, що відповідає 82–84 % твердого. Контроль надходження води до млина здійснюється автоматично, витратомірами.

Злив стержневого млина надходить у двоспіральний класифікатор, який працює в замкненому циклі з кульовим млином МШР $4,0 \times 5,0$. Вихідним продуктом для нього є піски класифікатора, при цьому продуктивність млина залежить від циркуляційного навантаження, яке не повинно перебільшувати 700 % (у середньому складає 250–350 %).

Кульове завантаження млина складає 45 % від об'єму (млин МШР 4,0 × 5,0), вага куль – 114 тонн. Діаметр довантажуваних куль 100 мм. Довантаження куль відбувається із розрахунку 2,5347 кг/т концентрату або 3,0 тонни за добу на один млин. Щільність пульпи в розвантаженні кульового млина II-ої стадії підтримується 2350–2450 г/л.

Регулювання щільності зливу класифікатора здійснюється надходженням води до жолобу розвантаження млина першої та другої стадії подрібнення. Щільність зливу класифікатора 1500–1700 г/л або 48–58 % твердого. Масова частка класу мінус 74 мкм у зливні класифікатора 45–55 %.

Млини МШЦ 4,0 × 5,5 III, IV стадії працюють у замкненому циклі з гідроциклонами $d = 500$ мм. Продуктивність млинів залежить від циркуляційних навантажень.

Кульове завантаження млинів складає 40 % від об'єму, вага куль 114–115 тонн. Завантаження куль проводиться 1 раз на добу із розрахунку 1,82 кг/т для III стадії і 1,219 кг/т виробленого концентрату для IV стадії. Діаметр куль для III стадії подрібнення 60 мм і розмір параболічних тіл циліндрів для IV стадії 28 × 32 мм.

Щільність зливу млинів III стадії подрібнення 2000–2300 г/л (62–66 % твердого), млинів IV стадії подрібнення 2000–2200 г/л (62–65 % твердого).

Масова частка класу мінус 53 мкм у зливні млина III стадії 35–40 %, IV стадії 70–80 %.

ПРОЦЕС КЛАСИФІКАЦІЇ В ГІДРОЦИКЛОНАХ ДІАМЕТРОМ 500 ММ

Вихідним продуктом, який подається в гідроциклон $d = 500$ мм I прийому є злив класифікатора і злив кульового млина III ст. подрібнення. Ці продукти із додатковою водою подаються в технологічний зумпф № 1.

Для гідро циклона $d = 500$ мм (II прийому) вихідним продуктом є промпродукт II стадії магнітної сепарації та злив кульового млина IV стадії подрібнення. Ці продукти із додатковою водою подаються у другий технологічний зумпф. Рівень пульпи підтримується постійним до двох метрів. Щільність живлення гідроциклонів $d = 500$ мм 1300–1370 г/л, щільність зливу гідроциклона $d = 500$ мм (I-ого прийому) – 1100–1200 г/л (12–22 % твердого), зливу гідроциклона $d = 500$ мм (II-го прийому) – 1050–1100 г/л (6–11 % твердого). Масова частка класу мінус 53 мкм у зливні гідроциклона 500 мм (I-го прийому) 75–85 %, у зливні гідроциклона $d = 500$ мм (II-го прийому) 92,5–95,5 %.

II І III СТАДІЇ МАГНІТНОЇ СЕПАРАЦІЇ

Живленням другої стадії магнітної сепарації всіх секцій є піски магнітних гідросепараторів I-го прийому; живленням III стадії магнітної сепарації – піски МГС III прийому.

Піски МГС розподіляються на всі працюючі сепаратори (у кількості – 6 шт. II-а стадія і така сама кількість на III стадії) через пульпорозподільники, у які подається вода для регулювання щільності живлення.

Збагачення пісків МГС на другій стадії магнітної сепарації відбувається у два прийоми, в результаті чого одержують кінцевий продукт другої стадії – промпродукт-II стадії II і хвости, які спрямовуються у відвал.

Збагачення у III стадії сепарації проводиться в три прийоми, у результаті чого отримують кінцевий продукт третьої стадії сепарації промпродукту три стадії три і хвости. Хвости першої і другої перечисток направляються у відвал, хвости третьої перечистки, об'єднують зі зливом магнітних класифікаторів і спрямовують у пульпорозподільник I-го прийому магнітної гідросепарації.

Додаткова вода повинна бути повністю відкрита і подаватися до ванни сепараторів. Масова частка заліза у промпродукті знаходиться у межах 50–55 %. Масова частка заліза у кінцевому концентраті технологічної секції 1–8 повинна бути не менше 62,0 % і відповідати місячному завданню, крупність подрібнення 92,5–95,5 % класу мінус 53 мкм.

МАГНІТНО-ГІДРАВЛІЧНА СЕПАРАЦІЯ (МГС)

Вихідним продуктом магнітної гідросепарації I-го прийому є злив гідроциклонів $d = 500$ мм I прийому, злив магнітних класифікаторів і хвости третьої перечистки третьої стадії магнітної сепарації.

Живленням гідросепарації II прийому є злив гідроциклонів $d = 500$ мм II прийому; живленням МГС III прийому – для 1–4 і 6 секцій – піски МГС II прийому, а для секції 5, 7 – піски МК; живленням МГС IV прийому 1–4 і 6 секцій – піски магнітних класифікаторів.

Пульпа під час входу в МГС проходить через намагнічуючі апарати, що сприяє флокуляції магнітних частинок і збільшує швидкість їх осадження.

Щільність живлення МГС 1050–1140 г/л (20 % твердого).

З метою отримання бідних за залізом зливів, які йдуть у відвал, необхідно витримувати

щільність пісків МГС 1900–2000 г/л, тобто 60–65 % твердого для I прийому; 1700–1900 г/л, тобто 55–60 % твердого для II прийому МГС; 1650–1750 г/л, тобто 50–56 % твердого для III прийому і 1500–1700 г/л або 42–52 % твердого при знешламлюванні концентрату.

Контроль щільності пісків МГС I прийому здійснюється за допомогою «Автоматичної системи контролю і регулювання рівня магнетиту в дешламаторах».

МАГНІТНА КЛАСИФІКАЦІЯ (МК)

Вихідним продуктом магнітних класифікаторів є промпродукт-III третьої стадії магнітної сепарації, який рівномірно розподіляється на два магнітних класифікатори (МК) на секціях 1–4 і 6; на секціях 5, 7 живленням МК є піски II прийому МГС, які подаються на один магнітний класифікатор.

Щільність живлення МК 1150–1200 г/л, тобто 17–22 % твердого. Регулювання щільності живлення здійснюється надходженням води в розподільну коробку.

Для забезпечення нормальної роботи МК необхідна щільність пісків підтримується 1350–1400 г/л, щільність зливу 1100–1150 г/л. Дзеркало зливу повинно бути рівномірним і рясним.

Такі технологічні схеми забезпечують отримання концентрату з масовою часткою заліза загального 62,0 %, масова частка класу мінус 53 мкм складає 92,5–95,5 %.

ВІДДІЛЕННЯ № 2

ЗБАГАЧУВАЛЬНОЇ ФАБРИКИ

Технологічні секції № 10–14 переробляють магнетитові кварцити пачки К-2-2.

Секції № 10–14 працюють за технологією без I стадії магнітної сепарації.

Подрібнення дробленої руди відбувається в комплексі агрегатів: два однотипні млини і односпіральний класифікатор.

Доподрібнення зливу класифікатора здійснюється у кульовому млині, який працює у замкненому циклі з гідроциклонами $d = 710$ мм (II прийом), при цьому досягається крупність 75–85 % по класу мінус 53 мкм.

Збагачення зливу гідроциклонів $d = 710$ мм здійснюється у другій стадії магнітної сепарації з попереднім знешламлюванням. Продуктами є магнітний промпродукт і відвальні хвости.

Доподрібнення магнітного промпродукту другої стадії магнітної сепарації здійснюється у кульовому млині, який працює у замкненому циклі з батареєю гідроциклонів $d = 710$ мм (III прийому) з наступним знешламлюванням зливу млинів.

Розподіл пісків МГС IV прийому з крупності й магнітних властивостей проводиться у магнітному класифікаторі (МК) на секціях 11, 12 з наступним поверненням зливу МК у голову процесу знешламлювання пісків МК.

Збагачення у третій стадії магнітної сепарації з попереднім знешламлюванням зливу гідроциклона 710 мм – у III прийомі (у два прийомі на секціях 11, 12 і в один на секціях 10, 13, 14) з наступним знешламлюванням кінцевого концентрату.

I СТАДІЯ ПОДРІБНЕННЯ

Дроблена руда через підбункерні телескопічні жолоби (для усунення сегрегації руди за крупністю працюючих жолобів повинно бути не менше 3-х), конвеєром надходить у два однотипних млини з центральним розвантаженням I-ї стадії подрібнення типу МШЦ 45 × 60.

Довантаження куль здійснюється із розрахунку 2,812 кг/т концентрату. Завантаження і довантаження здійснюється кулями $d = 100–125$ мм 4,5 тонн за добу на один млин. Злив кульових млинів надходить у односпіральний класифікатор, який працює у замкненому циклі з кульовими млинами. Вихідним продуктом для млинів є дроблена руда і піски класифікатора, при цьому продуктивність млинів залежить від циркуляційного навантаження, яке не повинне перевищувати 120 %.

Оптимальне кульове завантаження складає 40 % від об'єму млина, на 150 мм вище рівня горловини, вага кульового завантаження 150 тонн.

Розмір довантажуваних куль складає 125–100 мм.

Щільність зливу млина складає 1900–2100 г/л.

II І III СТАДІЇ ПОДРІБНЕННЯ

У другій і третій стадії подрібнення встановлено млини типу МШЦ 45 × 60, які працюють у замкненому циклі з гідроциклоном $d = 710$ мм.

Вихідним продуктом для млинів II і III стадії подрібнення служать піски гідроциклона $d = 710$ мм, продуктивність млинів залежить від циркуляційних навантажень.

Кульове довантаження млинів проводиться раз за добу із розрахунку 1,1496 кг/т виробленого концентрату для II стадії і 0,962 кг/т для III стадії (табл. 3).

Таблиця 3 – Гранулометричний склад куль у млині

Діаметр, мм	60–50	40	до 40
Вихід, %	29,5	54,8	15,7

Щільність пульпи у зливі млина II стадії – 2000–2100 г/л або 65–68 % твердого; млинів III стадії – 1800–1900 г/л або 58–62 % твердого. Масова частка класу мінус 53 мкм II стадії складе 30–35 %, у III стадії – 73–83 %.

РОБОТА ГІДРОЦИКЛОНІВ

Вихідним продуктом для гідроциклонів діаметром 710 мм є у II прийомі: секції 11, 12 – злив класифікатора і злив млина II стадії подрібнення; секції 10, 13 і 14 – злив класифікатора, злив млинів II стадії подрібнення, злив магнітного гідросепаратора (секція 10) або злив дешламатора (секції 13, 14) IV прийому.

У III прийомі: секції 11, 12 – промпродукт-II другої стадії магнітної сепарації, піски МГС II прийому; секції 10, 13, 14 – промпродукт-II другої стадії магнітної сепарації, піски МНС (секція 10) і МД-9 (секції 13, 14) II прийому і хвосты-III третьої стадії магнітної сепарації.

Подача вихідного продукту на гідроциклони з технологічних зумпфів здійснюється насосами 12 ГРК-8 з робочим колесом $d = 740$ мм. Для нормальної роботи насосів рівень пульпи у зумпфах регулюється водою і повинен підтримуватися постійним. Подачею води у зумпф регулюється щільність зливу гідроциклонів.

Щільність зливу гідроциклонів $d = 710$ мм II прийому 1100–1150 г/л (14–15 % твердого), пісків 2000–2100 г/л.

Щільність зливу гідроциклонів $d = 710$ мм III прийому 1080–1100 г/л (10–11 % твердого), пісків 1800–1900 г/л.

Масова частка класу мінус 53 мкм у зливі гідроциклонів 710 мм II прийому – 75–85 %, III прийому – 92,5–95,5 %.

МАГНІТНА СЕПАРАЦІЯ

На II черзі збагачувальної фабрики реалізується 2-стадійна схема збагачення на сепараторах ПБМ 90 × 250 ПП.

Технологічні показники роботи сепараторів регулюються рівномірністю розподілу твердого між сепараторами, не допускається робота на пустих пульподільниках, із закритою бризкальною і додатковою водою, з хвостовими насадками, які не розвантажуються.

Живленням II і III стадії магнітної сепарації є продукт, який пройшов знешламування в МГС або МД-9. Піски МГС або МД-9 через пульподільники розподіляються на всі працюючі сепаратори.

Збагачення продуктів на II стадії здійснюється в два прийоми, на III стадії – у три прийоми. Хвосты перших двох прийомів II стадії спрямо-

вуються у відвал, хвосты (1+2) III стадії на секціях 10, 13 і 14 у відвал, а на секціях 11 і 12 заведені у МГС III прийому. Хвосты III прийому третьої стадії направляються у технологічний зумпф № 2 (секції 10, 13, 14) або на II прийом МГС (секції 11, 12).

Додаткова вода повинна подаватися у ванни сепараторів при повністю відчинених вентилях.

Масова частка заліза в магнітному продукті III-ої стадії магнітної сепарації 65,2–65,3 %.

Масова частка заліза у кінцевому концентраті технологічної схеми повинна бути не менше 65,3 % і відповідати місячному завданню щодо подрібнення, а саме 92,5–95,5 % класу мінус 53 мкм.

МАГНІТНО-ГІДРАВЛІЧНА СЕПАРАЦІЯ

Знешламування зливів гідроциклонів, зливів кульових млинів III стадії подрібнення пісків МК і кінцевого концентрату III стадії магнітної сепарації здійснюється в магнітних гідросепараторах (МГС): секція 10 – МГС II, III, IV прийом; секція 11, 12 – МГС I, II, III, IV прийом; секції 13, 14 – МГС III прийом.

Знешламування зливів гідроциклонів відбувається у два прийоми. Вихідним продуктом МГС I прийому є злив гідроциклону 710 мм II прийому; III прийому – злив гідроциклону 710 мм III прийому.

Живленням МГС II прийому є злив млина III стадії подрібнення; IV прийому – магнітний продукт III стадії магнітної сепарації на секціях 10, 13, 14 і піски магнітного класифікатора на секціях 11, 12.

Магнітно-гідравлічний сепаратор змонтований на основі МД-9 з додаванням однополярної магнітної ґратки. Величина напруги магнітного поля однополярної ґратки 600–800 ерстед.

МГС повинні працювати з багатим зливом, але неприпустимі випадки збільшення кількості зливу за рахунок ущільнення пісків (2200 г/л і більше).

ДЕШЛАМАЦІЯ

Знешламування зливу г/ц 710 мм II прийому (секції 10, 13, 14), кінцевого продукту III стадії магнітної сепарації (секції 13, 14), здійснюється на магнітних дешламаторах МД-9.

Пульпа при вході у дешламатор і МГС проходить через апарати, де намагнічується, що сприяє флокуляції магнітних частинок і збільшує швидкість їх осадження, відбувається більш ефективно відділення шламу та їх винос і злив.

Величина напруги магнітного поля на намагнічувальних апаратах – 400–800 ерстед.

Дешламатори повинні працювати зі зливом, але неприпустимі випадки збільшення кількості зливу за рахунок ущільнення пісків (2200 г/л і більше), оскільки це збільшує втрати масової частки заліза і призводить, у результаті, до запресування розвантажувальних патрубків дешламаторів.

Щільність живлення дешламаторів 1050–1150 г/л, до 20 % твердого.

З метою отримання бідних за масовою часткою заліза зливів, які спрямовуються у відвал, необхідно витримувати щільність пісків МГС і МД у межах:

1900–2000 г/л для I прийому (64–68 % твердого);

1800–2000 г/л для II прийому (60–68 % твердого);

1700–1900 г/л для III прийому (54–62 % твердого);

1700–1800 г/л для IV прийому (54–58 % твердого);

Концентрат із руд пачок К-2-2 і К-2-3 змішується на станціях перепомпування і у вигляді пульпи насосами подається на подальшу переробку – фабрику грудкування, для виробництва котунів.

ВИСНОВКИ. Введено у науковий обіг матеріали щодо сучасного стану технології збагачення різних типів залізних руд на Полтавському гірничо-збагачувальному комбінаті, уможливило компаративний аналіз аналогічних збагачувальних фабрик та системний пошук оптимальних рішень

як технологічних схем, так і режимних параметрів окремих технологічних процесів. По відділенню № 1 і № 2 збагачувальної фабрики Полтавського ГЗК розкриті особливості технології виробництва, зокрема, технологічних процесів подрібнення і класифікації, магнітної сепарації, магніто-гідравлічної сепарації, магнітної класифікації і класифікації на гідроциклонах, знешламлення.

ЛІТЕРАТУРА

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. Булах О. В. Развитие технологий переработки бедных железных руд гематит-мартитового состава. *Збагачення корисних копалин*, 2019. № 73 (114). С. 16–20.
3. Губин Г. Г., Губина В. Г. Возможности улучшения качества железорудных концентратов на ГОКах Кривбасса. *Горный журнал*, 2001. № 1. С. 45–47.
4. Xian Xie, Zi Xuan Yang, Xiong Tong, Ji Yong Li. Research on Exploration of Mineral Processing for a Iron Ore. *Advanced Materials Research*. 2015. Vol. 1094. Pp. 397–400. DOI: 10.4028/www.scientific.net/AMR.1094.397
5. Xionglin Huang, Shimei Liu, Bin Su etc. Magnetic Separation Test of Australian Refractory iron ore [J]. *Modern mining*. 2012. 125 (6). Pp. 76–78.
6. Сокур М. І., Сокур І. М. Маркетинг енергоресурсів при збагаченні руд : монографія. Кременчук : ПП Щербатих, 2006. 300 с.
7. Красуля А. С., Мартиненко В. С., Зенин В. А., Равинская В. О. Система контроля качества продукции на Полтавском ГОК. *Горный журнал*, 2010. № 1. С. 25–27.

FEATURES OF TECHNOLOGY OF ENRICHMENT OF DIFFERENT TYPES OF IRON ORES OF POLTAVA DEPOSIT

Vita Ravinska

Head of the Testing Center

FERREXPO POLTAVA MINING, 16 Budivelnikiv str., Horishni Plavni, Poltava Region, Ukraine, 39802;

ORCID: 0000-0003-3040-3938

Mykola Sokur

Doctor of Technical Sciences, Professor,

Professor at the Department of Marketing

Kremenchuk Mykhailo Ostrohradskyi National University, 20 Pershotravneva str., Kremenchuk, Poltava region, Ukraine, 39600;

ORCID: 0000-0001-6779-3293

Roman Argat

Candidate of Technical Sciences, Associate Professor,

Associate Professor at the Department of Mechanical Engineering

Kremenchuk Mykhailo Ostrohradskyi National University, 20 Pershotravneva str., Kremenchuk, Poltava region, Ukraine, 39600, argat.rg@gmail.com;

ORCID: 0000-0001-9247-5297

Volodymyr Biletskyi

Doctor of Technical Sciences, Professor

Kremenchuk Mykhailo Ostrohradskyi National University, 20 Pershotravneva str., Kremenchuk, Poltava region, Ukraine, 39600, ukcdb@i.ua;

ORCID: 0000-0003-2936-9680

Ukraine is one of the world's leading producers of iron ore. Products of the ore-processing industry of Ukraine are one of the main items of foreign exchange earnings to the budget. There are 5 mining and processing plants operating in the Kryvyi Rih iron ore basin, which use ball and self-grinding technology. A specific ore beneficiation technology is used in the processing of ores of the Poltava iron ore deposit. The main product of the concentrator of Poltava Mining and Processing Plant is iron ore concentrate, which includes minerals: magnetite, martite, siderite, hematite, silica, calcium, silicates. Branches № 1 and № 2 of the concentrator of Poltava Mining and Processing Plant process ferruginous quartzites of Horishne-Plavnynsky and Lavrykivsky deposits, represented by magnetite quartzites K-2-2 and cummingtonite-magnetite quartzites of pack K-2-3-3. Iron ore concentrate is produced in accordance with the technology developed by the Mechanobrchromet Institute for the production of iron ore concentrate at the concentrator. The purpose of this article is to introduce into scientific circulation materials on the current state of ore-processing of different types of iron ores at the Poltava Mining and Processing Plant. The analysis of technological schemes and regime parameters of iron ore beneficiation at Poltava Mining and Processing Plant is performed. In particular, the departments № 1 and № 2 of the concentrator revealed the features of production technology, technological processes of grinding and classification, magnetic separation, magneto-hydraulic separation, magnetic classification and classification on hydrocyclones, desliming. This allows a comparative analysis of similar concentrators and scientific justification for choosing a technological scheme of iron ore processing for specific conditions. The complex description and analysis of the practice of iron ore processing at Poltava Mining and Processing Plant allows the systematic search for optimal solutions for both technological schemes and regime parameters of individual technological processes.

Key words: iron ores, enrichment, Poltava Mining and Processing Plant, technological schemes, mode parameters, ore-processing equipment, Kremenchuk iron ore district.

REFERENCES

1. Avdokhin, V. M., Gubin, S. L. (2007). Sovremennoye sostoyaniye i osnovnyye napravleniya razvitiya protsessov glubokogo obogashcheniya zheleznykh rud [Current state and main directions of development of processes of deep enrichment of iron ores]. *Mining Journal*, 2007. Issue 2. Pp. 58–64. [in Russian]
2. Bulakh, O. V. (2019). Rozvytok tekhnolohiy pererobky bidnykh zaliznykh rud hematyt-martytovoho skladu [Development of technologies for processing poor iron ores of hematite-martite composition]. *Mineral enrichment*, 2019. Issue 73 (114). Pp. 16–20. [in Ukrainian]
3. Gubin, G. G., Gubina, V. G. (2001). Vozmozhnosti uluchsheniya kachestva zhelezorudnykh kontsentratov na GOKakh Krivbassa [Opportunities to improve the quality of iron ore concentrates at the GOKs of Krivbass]. *Mining Journal*, 2001. Issue 1. Pp. 45–47. [in Russian]
4. Xian, Xie, Zi, Xuan Yang, Xiong Tong, Ji, Yong Li. Research on Exploration of Mineral Processing for a Iron Ore. *Advanced Materials Research*. 2015. Vol. 1094. Pp. 397–400. DOI: 10.4028/www.scientific.net/AMR.1094.397 [in English]
5. Xionglin, Huang, Shimei, Liu, Bin, Su etc. Magnetic Separation Test of Australian Refractory iron ore [J]. *Modern mining*. 2012. 125 (6). Pp. 76–78. [in English]
6. Sokur, M. I., Sokur, I. M. (2006). Marketynh enerhoresursiv pry zbahachenni rud: monohrafiya [Marketing of energy resources in ore beneficiation: monograph]. *PP Shcherbatykh OV*. Kremenchuk, 300 p. [in Ukrainian]
7. Krasulya, A. S., Martinenko, V. S., Zenin, V. A., Ravinskaya, V. O. (2010). Sistema kontrolya kachestva produktii na Poltavskom GOK [Product quality control system at the Ferrexpo poltava mining]. *Mining Journal*, 2010. Issue 1. Pp. 25–27. [in Russian]

Стаття надійшла 23.03.2022