

РОЗВИТОК ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА ФЕРОНІКЕЛЮ
В УКРАЇНІ

Д.В. Шевченко¹, С.В. Приходько¹, А.А. Надточій², В.Ю. Шутов³, А.М. Овчарук²

¹Побузький феронікелевий комбінат.

26555, Кіровоградська обл., Голованівський р-н, смт. Побузьке, вул. Промислова, 12.

E-mail: office@pfk.com.ua

²Український державний університет науки і технологій.

49600, Дніпро, просп. Науки, 4. E-mail: tehnosplavy.dnepr@gmail.com

³Національний технічний університет «Дніпровська політехніка».

49005, Дніпро, пр. Дмитра Яворницького, 19

Узагальнено результати робіт, виконаних співробітниками Побузького феронікелевого комбінату, кафедри електрометалургії УДУНТ, НВФ «Техносплави», під керівництвом академіка НАНУ Михайла Івановича Гасика. На комбінаті впроваджено технологію низького відновлення заліза, яка дозволяє безпосередньо в електропечах отримувати високовідсотковий чорновий феронікель, що містить 30...50 % Ni і практично соті частки вуглецю та кремнію. Розглянуті термодинамічні особливості позапічної ковшової десульфурзації феронікелю содою. Розроблено і впроваджено комплексну технологію, якою передбачається змішування (міксування) чорнового феронікелю, що випускається з однієї печі зі зниженим вмістом кремнію і вуглецю (до 0,01 %) та з високим вмістом нікелю (понад 50 %), зі сплавом із другої печі з низькою концентрацією нікелю (10...17 %) і високою концентрацією кремнію та вуглецю, так необхідних для содової десульфурзації у ковші. Розроблені та запропоновані до впровадження технологічні схеми збагачення електропічних шлаків за мокрою технологією та рафінувальних шлаків за сухою дозволяють утилізувати близько 1200 т нікелю на рік або витягти зі шлаків 31,6 і 94,65 % нікелю відповідно. Бібліогр. 19, табл. 4, рис. 3.

Ключові слова: комбінат, огарок, чорновий феронікель, ковшова десульфурация, рафінування, збагачення шлаків

Вступ. Побузький феронікелевий комбінат (ПФК), який зустрів у 2022 р. свій піввіковий ювілей, був введений в експлуатацію для переробки низькоякісних (до 1 % Ni) вітчизняних залізкрем'янистих нікелевих руд Капітанівського родовища (Україна, Кіровоградська обл.). Феронікель, що виробляли на комбінаті, характеризувався підвищеним вмістом домішок (Si, Cr і C) у чорновому металі. Так, вміст кремнію у феронікелі в деяких плавках перевищував вміст нікелю, досягаючи значень 6...8 % [1]. Крім цього, необхідність використовувати флюсоуючі добавки призводила до підвищеної витрати електроенергії, збільшення кількості шлаку і відповідних втрат нікелю [2, 3]. Після рестарту ПФК (2001 р.) з'явилася можливість принципово змінити підхід до виробництва феронікелю, що відповідає сучасним вимогам ринку на продукцію, що містить нікель. Основа цієї концепції полягала у використанні бага-

тої за нікелем імпоротної руди та переходу на виплавку товарного феронікелю з вмістом нікелю до 25 % [4, 5]. Поставляли руду з Нової Каледонії та Індонезії. У зв'язку з тим, що Індонезія з початку 2014 р. припинила експорт руди, ПФК перейшов на гватемальську руду, яка характеризується вищим вмістом нікелю та оксиду магнію (табл. 1) порівняно з рудою Капітанівського родовища [5], на базі якого було спроектовано та працював завод до 2006 р.

За тривалий період роботи комбінату розроблено та впроваджено у виробництво багато нововведень [6–11], що забезпечили високу ефективність виробництва, найбільш значущі з яких — енергоносії для підготовки огарка у трубчастих обортових печах (ТОП) від мазуту через природний газ до пиловугільного палива (ПВП), попереднє сушіння руди (від 35...38 до 20...23 % вологи) на ПВП, granulacja товарного феронікелю, встановлення на

Таблиця 1. Хімічний склад руд різних родовищ, мас. %

Родовище	Ni	Fe	SiO ₂	CaO	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃
Капітанівське (Україна) (1972–2001 рр.)	0,8	16	38,5	17	4,8	3,5	2,9
Нова Каледонія (2001–2006 рр.)	2,22	14,89	38,77	1,11	20,60	1,66	1,74
Індонезія (2006–2012 рр.)	2,08	12,62	42,95	1,05	21,45	1,18	1,91
Гватемала (2013–2016 рр.)	1,88	15,66	34,8	1,23	22,0	0,98	2,7

Д.В. Шевченко — <https://orcid.org/0009-0006-5147-0151>, С.В. Приходько — <https://orcid.org/0009-0005-0013-2198>,

А.А. Надточій — <https://orcid.org/0000-0001-5077-0562>, А.М. Овчарук — <https://orcid.org/0009-0007-0218-2513>

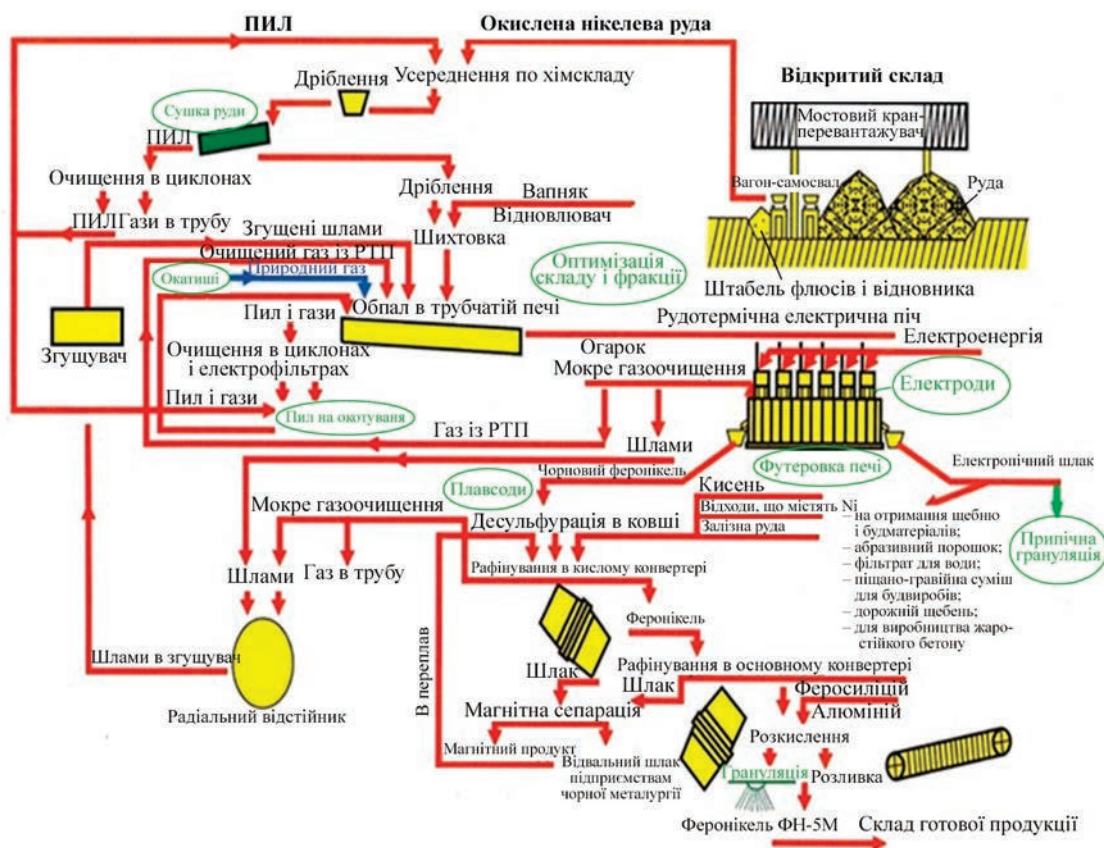


Рис. 1. Діюча технологічна схема виробництва феронікелю на ПФК [12]

комбінаті рудовідновлювальної печі (РВПП) канадської фірми «НАТСН», що дозволяє підвищити потужність печі, яка використовується, і термін служби футерування за рахунок її демпфування.

Останнім часом на комбінаті впроваджено технологію низького відновлення заліза (ТНВЗ), яка дозволяє безпосередньо в електропечах отримувати високовідсотковий чорновий феронікель, що містить 30...50 % Ni та практично соті частки вуглецю і кремнію (0,02 та 0,01 % відповідно), які впливають на десульфуріацію чорнового феронікелю содою в ковші.

Технологічна схема отримання феронікелю в електропечах включає наступні етапи [12, 13] (рис. 1):

підготовку та усереднення нікельвмісної руди на відкритому складі; сушку руди, дозування шихтових матеріалів і випалювання шихти, що складається з руди, вапняку, антрациту та оборотного пилу, у трубчастих обортових печах; електроплавку чорнового феронікелю в рудотермічних печах (РТП-1 і РТП-2) з використанням гарячої шихти (огарка) з трубчастих обортових печей; рафінування суміші чорнового феронікелю з двох печей методами позапічної десульфуріації розплаву у ковші кальцинованою содою або плавом соди; послідовне рафінування чорнового феронікелю від кремнію, хрому, вуглецю, сірки і фосфору в

конвертерах з кислою та основною футеровкою з верхнім продуванням киснем (дуплекс-процес); розливання рафінованого феронікелю на розливних машинах конвеєрного типу або грануляцію водою; випуск та грануляцію електропечного шлаку, який утилізується в якості будівельного щебня та абразивних матеріалів.

Шихту для обпалу в барабанних печах складають з наступних компонентів: 1 т сухої руди, 352 кг вапняку, 106 кг антрацитового вугілля та 5 кг оборотного пилу. Печі мають діаметр 3 м та довжину 75 м. Зона обпалу в печі складає 9...12 м. У якості палива використовують пиловугільне паливо (ПВП) [14, 15]. Температура полум'я сягає 1200 °С, а шихта нагрівається до не більш 850 °С, щоб уникнути перегріву та утворення кільцевих осадів. Печі працюють за принципом контртоку. Тривалість перебування матеріалу в ТОП становить 1,5...2,0 год.

Процес обпалу в трубчастих обортових печах поділяється на три зони: висушування; нагріву; обпалу. В зоні висушування, починаючи від завантажувального кінця печі, сировину нагрівають до 120 °С з видаленням вільної (гігроскопічної) вологи. В зоні нагріву сировину нагрівають до 700...800 °С з частковим видаленням кристалізаційної вологи, що входить до складу мінеральних сполук. В зоні обпалу сировину нагрівають до

900...1000 °С. Під час цього процесу відбувається розкладання та часткове відновлення оксидів кольорових металів, вищих оксидів заліза до оксиду та видалення кристалізаційної вологи.

Під час обпалу температура повинна знаходитися в межах 950...1000 °С, гази, що відходять, повинні мати температуру не менше 420 °С, кількість газів, що відходять з ТОП, до 55000 м³/год. Склад газів при цьому змінюється в межах, %: CO₂ 5...15; O₂ — 2...5; CO — відсутній; N₂ — решта.

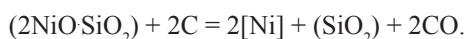
Відновлювальна електроплавка нікелевої руди на феронікель становить 65...85 % шлаку від завантаженого огарка і 10...18 % чорного феронікелю від огарка.

На Побузькому феронікелевому комбінаті працюють дві руднотермічні (трифазні, шестиелектродні) електропечі настановною потужністю 48 МВ·А на змінному струмі. Діаметр електрода — 1200 мм, відстань між осями електродів — 3200 мм, електроди розташовані вертикально, підвішені на трьох гідролічних циліндрах, що забезпечують хід електродів (по вертикалі) 1400 мм. Електроди безперервні самоспикливі.

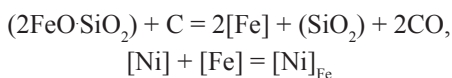
Електроплавку здійснюють, використовуючи огарок з температурою 600...700 °С наступного складу, %: 0,7...0,9 Ni; 0,03...0,05 Co; 15...18 Fe; 45...36 SiO₂; 16...20 CaO; 4...6 MgO. Відновлення недогарка йде за рахунок вуглецю антрациту марки АС або антрацитового штибу марки АШ, енергетичного вугілля та карбідкремнієвого матеріалу [15].

У відновлювальному плавленні залізо та нікель переходять із оксидного розплаву в металеву фазу. Частина оксидів нікелю взаємодіє з кремнеземом силікатів типу 2(Fe, Ni)O·SiO₂ і утворює силікати нікелю [16, 17].

В системі Ni—O—Si кристалізується одна сполука 2NiO·SiO₂ — нікелевий ортосилікат, який при температурі близько 750 °С може відновлюватися вуглецем за реакцією



При 900...1100 °С вміст CO₂ в газовій фазі сягає 60...75 %. Розчинення нікелю в залізі відбувається за реакціями

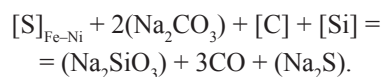


і сприяє відновленню процесу. Фосфор і сірка легко переходять в металеву фазу — феронікель.

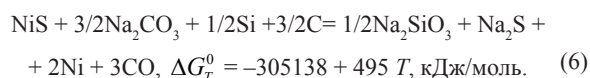
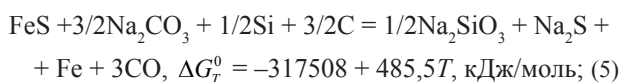
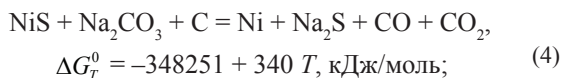
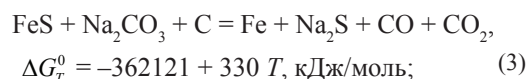
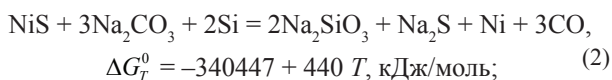
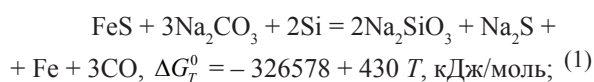
Особливу увагу необхідно приділяти вмісту кремнію і вуглецю, від концентрації яких залежить температура металу та розчинність у ньому останнього. Найбільший вплив на розчинність вуглецю в чорновому феронікелі має кремній. Збільшення вмісту кремнію знижує рівноважну концентрацію розчиненого в чорновому феронікелі вуглецю.

Оптимальний вміст кремнію у чорновому феронікелі 3...4 % [7]. При цьому процес позапечної десульфурзації проходить повніше. Зниження вмісту кремнію погіршує показники подальшого процесу рафінування феронікелю. Вищий вміст кремнію призводить до необхідності збільшувати витрату охолоджуючих присадок при конвертуванні.

Оскільки чорновий феронікель містить велику кількість сірки, яка входить з вуглецевим відновлювачем і рудою, він піддається позапечній десульфурзації в ковші содою (карбонатом натрію) [13, 17, 18]. Це дає феронікель за хімічним складом відповідний марці ФН-6, який використовується у ливарному виробництві. Процес видалення сірки може бути узагальнений реакцією



Температурні залежності вільних енергій Гіббса можливих реакцій взаємодії сірки з содою представлені нижче:



Аналіз отриманих результатів показує, що термодинамічно більш ефективно впливає на десульфурізацію в системі кремній порівняно з вуглецем (рис. 2). Хоча деякі фахівці-виробники відзначають, що більший вплив на процес десульфурзації надає саме вуглець, що, мабуть, пов'язано з кінетичними параметрами процесу — впливом газової фази (вміст CO) на перемішування реагентів та збільшенням їхньої контактної поверхні.

Рівноважний розподіл фаз у системі 0,5FeS + 0,5NiS + 3Na₂CO₃ провели з використанням бази даних програми «HSC Chemistry 6,0», який розроблено спеціалістами дослідницького центра фірми «Outotec».

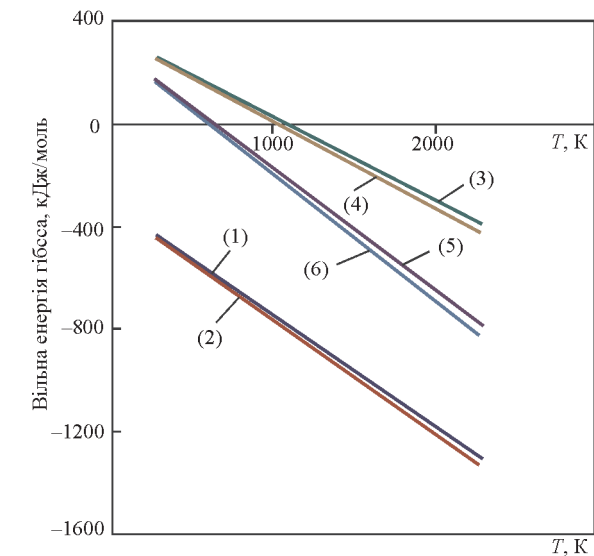


Рис. 2. Вільна енергія Гіббса для можливих реакцій (1)–(6) взаємодії сірки з содою

Процес інтенсивної десульфурзації сульфиду нікелю починається при температурі 500 °С і закінчується близько 1000 °С, а сульфід заліза при 750 та 1250...1350 °С відповідно. Ступінь десульфурзації нікелю содою становить 94...96 %, заліза — 60 %, а з підвищенням температури процесу вище 1350 °С можлива його ресульфурация.

Рівноважний розподіл фаз у складній системі FeS–NiS–Na₂CO₃–C–Si дозволив визначити оптимальний температурний режим ковшової десульфурзації феронікелю содою, який знаходиться у межах 1300...1350 °С.

Під час десульфурзації феронікелю (0,13...0,40 % S) у ковші содою (витрата 4...5 % від маси металу) ступінь десульфурзації становить 50...60 % і мінімальний вміст сірки досягається на практиці на рівні 0,048 %. Для забезпечення високої ефективності десульфурзації содою в ковші необхідно виключити можливість попадання електропінного шлаку при випуску металу, так як при взаємодії соди з діоксидом кремнію та утворенням Na₂SiO₃ призводить до значних її втрат, що вимагає після завантаження содового шлаку повторної обробки металу за цією схемою.

Хімічний склад чорнового феронікелю залежно від якості нікельвмісної сировини різних родовищ наведено в табл. 2.

З введенням в експлуатацію РТП-1 канадської фірми «НАТСН» і впровадження технології низько-

го відновлення заліза (ТНВЗ) стало можливим отримання феронікелю, що містить лише соті частки відсотка кремнію і вуглецю, що виключає можливість його позапінного рафінування содою. При цьому підвищився вміст сірки вдвічі і становив 0,2...0,5 %, а також значно зросла витрата електродної маси.

Тому комбінатом було розроблено і впроваджено комплексну технологію, якою передбачається змішування (мікшування) чорнового феронікелю, що випускається з РТП-1 зі зниженим вмістом кремнію та вуглецю (до 0,01 %) та з високим вмістом Ni (понад 50 %), зі сплавом із РТП-2 з низькою концентрацією нікелю (10...17 %) і високою кремнію та вуглецю, так необхідних для содової десульфурзації в ковші.

Мікшування дозволило повернутися до проектної технології — позапінної десульфурзації кальцинованою содою у ковші та доведення металу в конвертері. В даний час на Побузькому феронікелевому комбінаті на РТП-1 освоєно технологію низького відновлення заліза. При цьому вміст нікелю в чорновому феронікелі підвищився до 50 %, а вміст кремнію та вуглецю становив лише близько 0,01 %, що ускладнює проведення процесу ковшової десульфурзації содою.

Содовий шлак, що утворюється в процесі позапінної десульфурзації, ретельно скачується з поверхні металу в кількості 350...600 кг дерев'яними скребками в спеціально відведена для цього технологічну чашу. Після десульфурзації перед заливкою в кислий конвертер вага чорнового феронікелю, що залишився в ковші, з частиною содового шлаку змінюється в межах 34,95...37,80 т складу, %: 14,1...15,5 Ni; 0,23...0,26 Co; 3,3...3,7 Si; 0,045...0,073 S; 1,4...1,5 Cr; 2,4...2,6 C; 0,093...0,1 P; 0,052...0,059 Cu, температура якого коливається в межах 1200...1250 °С.

Порівняльний аналіз технічних показників процесу рафінування чорнового феронікелю за трьома схемами (табл. 3) показує, що найбільш ефективною є проектна технологія, за якою обидві печі працюють на повне відновлення. Аналізуючи показники роботи РТП-1 і РТП-2 за технологією змішування розплаву на випуску з печі, слід зазначити, що РТП-2 при виробництві чорнового феронікелю працює більш ефективно, тому що за один і той же період роботи при вмісті Ni в сплаві на першій печі 45,22 % випуск його на 34 % менше, ніж на другій печі за вмістом 10,53% Ni.

Таблиця 2. Хімічний склад чорнового феронікелю, виплавленого з використанням сировини різних родовищ, мас. %

Родовище	Ni	Si	Cr	C	S	P
Україна	7,86	4,79	2,80	3,50	0,35	0,012
Нова Каледонія	16,89	1,93	1,29	2,84	0,30	0,020
Індонезія	18,51	4,02	1,53	2,55	0,26	0,0313
Гватемала (стара технологія)	13,41	3,41	2,11	2,79	0,17	0,053
Гватемала (ТНВЗ)	37,30	0,01	0,04	0,03	0,48	0,064

Таблиця 3. Технічні показники позапічної десульфурації чорного феронікелю за різними технологічними схемами

Показник	Технологічні схеми			
	Дослідна (01.11.2020– 09.02.2021)	Мікшування		Проектна
		РТП-1	РТП-2	
Чорновий феронікель, т	3341,6	1022,1	5889,25	10525
Нікель, т	1406,8	462,55	619,6	1418
Вміст Ni, %	42,1	45,22	10,53	13,48
Вміст S, т	0,283	0,36	0,089	0,298
Витрата CaCO ₃ , т	48,0	805,5		305
Витрата FeSi, т	70,0	18,56		48,15
Витрата соди, т	87,17	73,85		117,7
Витрата Al, т	13,75	–		–
Витрата вапна, т	239,0	–		Fe руда 79
Час плавки, год	2,15	1,7		0,70/0,84
Продувка O ₂ , хв	20,6	21,64		8,12/15,21
Витрата O ₂ , нм ³	228630	194402/286645		320058/107991
Отримано				
Товарний FeNi, т	2600	5920		9130
Нікель, т	1521	1119,6		1584
Вміст Ni, %	54,53	18,9		17,4
Вилучення Ni, %	92,4	95,9		96,6
Вміст S, %	0,059	0,043		0,068
Кратність шлаку	0,60	0,40		0,26
Нікель в шлаку, %	0,52	0,19/0,14		0,180/0,226
Видалено сірки, т	0,792	0,635		2,516

Рафінування чорного феронікелю за дослідною технологією викликало необхідність збільшити витрату феросиліцію, додатково використовувати алюміній та вапно, при цьому час плавки зростає на 26 і 40 % порівняно з технологією змішування та проектною, значно знижується і продуктивність процесу — 52, 2 та 60 % відповідно.

Порівняння питомих витрат матеріалів на рафінування і видалення 1 кг сірки ще раз підтверджує більш високу ефективність проектної схеми (табл. 4), яка базується на десульфурації нікелевого чавуну.

Очищений частково від сірки феронікель зливають в конвертер з кислою вогнетривкою і піддають продувці киснем для видалення кремнію та хрому [19].

Готовий сплав розливають на конвейєрних машинах. Маса виробу становить 40...50 кг. Шлак від основного конвертування має наступний склад, %: CaO — 15...20; SiO₂ — 5...10; FeO — 35...50; Ni — 0,05; Co — 0,005; Cr₂O₃ — 1...10.

Шлаки від кислого та основного конвертування піддають магнітній сепарації для видобутку частинок феронікелю. Питома витрата електроенергії на металургійну переробку 1-ї тонни сухої нікелевмісної руди становить 810 кВт·год/т або 78200 кВт·год на 1 т нікелю. Процеси рафінування чорного феронікелю в кислому та основному конвертерах дозволяють отримати товарний сплав, який відповідає вимогам світових стандартів.

Виробництво феронікелю з окислених нікелевих руд базується на застосуванні сировини, вміст нікелю в якій практично не перевищує 2,5 %, тому процес характеризується великим обсягом шлаку, кратність якого становить 6...10 одиниць і є найвищою в електротермії феросплавів.

Найважливішим аспектом рециклінгу феросплавних шлаків є їх поділ на оксидну та металеву фази, вміст якої у деяких випадках перевищує 10 %.

Сьогодні у світовій практиці застосовуються різні способи поділу металевої та оксидної складових шлаків, починаючи від ручної вибірки до

Таблиця 4. Матеріальні витрати на рафінування і десульфурізацію чорного феронікелю, кг/кг сірки

Матеріал	Схеми виробництва FeNi		
	Дослідна	Мікшування	Проектна
Кальцинована сода	110	116	44
Вапняк	61	267	121
Феросиліцій	88,4	29,2	19,14
Алюміній	17,4	—	—
Вапно	301	—	—
Кисень, нм³	288	757	170

сучасної рентгенорадіометричної сепарації, хоча найбільшого поширення набули технології, засновані на гравітаційних і магнітних способах.

На підставі результатів досліджень зразків електропічних і рафінувальних шлаків виробництва феронікелю з використанням окисленої нікелевої руди родовища Гватемали методом рентгеноспектрального мікроаналізу (РСМА) на установці Selmi РЕМ-106І визначено, що основна кількість нікелю зосереджена в корольках металевої фази різної форми у сполуках із залізом та сіркою, концентрація якого в деяких випадках досягає понад 70 %. В оксидній фазі шлаків нікель не виявлений і знаходиться, мабуть, в мікрокорольках.

Досліджувані високомагнезійні (31,5...34,7% MgO) кислі ($\text{CaO} + \text{MgO}/\text{SiO}_2 = 0,72...0,74$) електропечні гранульовані шлаки виробництва феронікелю, що містять до 0,31 % Ni, більш ніж на 95 % представлені фракцією 0,5...5,0 мм, а рафінувальні високоосновні ($(\text{CaO} + \text{MgO})/\text{SiO}_2$ понад 3,0), що саморозсипаються, з концентраці-

єю нікелю від 9,3 до 10,95 %, практично на 40 % представлені фракцією менше 0,5 мм.

На підставі досліджень особливостей властивостей вихідної сировини та її руху у робочих зонах розділових апаратів розроблено новий спосіб збагачення феросплавних шлаків як сухим гравітаційним методом сепарації, так і мокрим способом з використанням модернізованого магнітного сепаратора, адаптованого до характеристик вихідної сировини, що дозволило підвищити показники вилучення нікелю з електропічних шлаків.

Схема переробки рафінувальних шлаків (рис. 3) передбачає подачу подрібненого в кульовому млині шлаку на гравітаційний сепаратор, де відбувається його поділ на класи крупності. Матеріал фракції крупності 0,4...1,6 та +1,6 мм подається на магнітний сепаратор, де відбувається його поділ на магнітну (металеву) і немагнітну (шлакову) фракції.

Виконані дослідження збагачуваності шлаків виробництва феронікелю за розробленою технологічною схемою дозволили отримати з них металоконцентрат, що містить 0,9...4,75 % нікелю з виходом 2...5 % вихідної сировини.

Виконаними дослідженнями щодо класифікації і збагачення рафінувальних шлаків встановлено, що фракція шлаку крупністю +1,6 мм містить 38 % нікелю при її виході 10...14 %, а у класах крупності від 0,16 до 1,6 мм із сумарним виходом 43,6 % вміст нікелю становить 21,94 %. У відвальних рафінувальних шлаках вміст нікелю не перевищує 0,5 %, що у 18,6...21,9 рази нижче, ніж у вихідному матеріалі.

Розроблені і запропоновані до впровадження технологічні схеми збагачення електропічних шлаків за мокрою технологією та рафінувальних шлаків за сухою дозволяють утилізувати близько

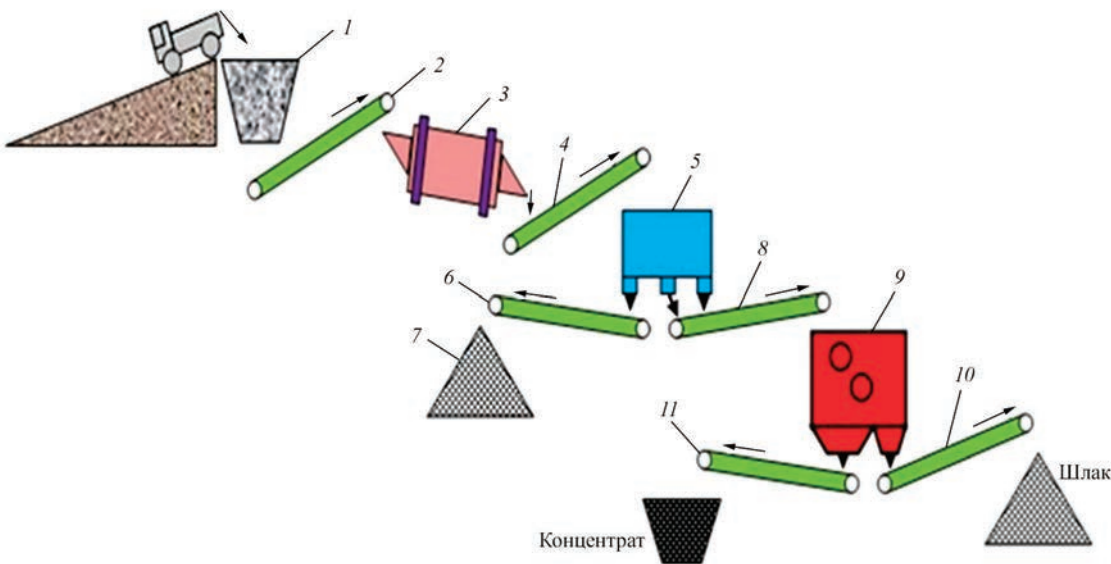


Рис. 3. Технологічна лінія переробки рафінувальних шлаків: 1 — приймальний бункер із живильником; 2, 4, 6, 8, 10, 11 — стрічкові конвеєри; 3 — кульовий млин; 5 — сепаратор гравітаційний; 7 — складування фракції (0,16 мм); 9 — магнітний сепаратор

1200 т нікелю на рік, або витягти зі шлаків 31,6 % та 94,65 % нікелю відповідно. При світовій ціні, що склалася на кінець 2021 р., на нікель 18525 дол. сумарний економічний ефект складе 22,23 млн дол.

Таким чином, обмеженість обсягу журнальної статті не дозволяє повністю розкрити всі нововведення та розробки, виконані співробітниками кафедри електрометалургії Українського державного університету науки і технологій під керівництвом М.І. Гасика та впроваджені на комбінаті за допомогою науково-технічних працівників та його керівників, багато з яких є випускниками цієї кафедри, дозволили комбінату увійти до ТОП-5 підприємств металургійного комплексу України з валютних надходжень, а параметри електротермічного обладнання та електротехнологічні режими його роботи закладені у будівництві підприємств іноземними фірмами «SinoSteel Group Co., Ltd» (Китай) і «Solvij» (Індонезія).

Список літератури

- Гасик М.І., Лякішев М.П. (2009) *Фізико-хімія і технологія феросплавів*. Підручник для ВНЗ. 3-є вид. перероб. і доп. Дніпропетровськ, Системні технології.
- Соколов К.Д., Капран І.І., Лихачев В.Ф. (2000) Исследование работы футеровки руднотермических печей при выплавке ферроникеля. *Металлургическая и горнорудная промышленность*, **6**, 32–35.
- Новиков Н.В., Капран І.І., Соколов К.Д. и др. (2006) Петрографические исследования взаимодействия периклазохромитовой футеровки рудовосстановительной печи с расплавом ферроникеля и печного шлака. *Металлургическая и горнорудная промышленность*, **2**, 27–30.
- Новиков Н.В., Соколов К.Д., Капран І.І., Овчарук А.Н. (2005) Материальный баланс процесса производства ферроникеля. *Металлургическая и горнорудная промышленность*, **4**, 20–24.
- Новиков Н.В., Соколов К.Д., Капран І.І., Овчарук А.Н. (2005) Исследование химического, минералогического и фазового состава никелевой руды для выплавки ферроникеля. *Металлургическая и горнорудная промышленность*, **5**, 19–22.
- Беспалов О.Л., Соколов К.Д., Приходько С.В. и др. (2017) Современное состояние и перспективы совершенствования технологии производства ферроникеля. *Актуальные проблемы развития металлургической науки и образования*: 36. доп., НМетАУ, Дніпро, 204–211.
- Гасик М.І., Запорожець Б.О., Новиков М.В. та ін. (2011) *Спосіб виплавки чорного феронікелю з оптимальним вмістом кремнію*. Україна, Пат. 62847, МПК С 22 В 23/00.
- Гасик М.І., Запорожець Б.О., Капран І.І. та ін. (2004) Стартова секція самоспінного електрода. Україна, Пат. 2852, МПК H05B7/09 C21B11/10 C01B31/02.
- Гасик М.І., Капран І.І., Кашкуль В.В. та ін. (2004) *Спосіб початкового спікання самоспінного електрода*. Україна, Пат. 2854, МПК C01B31/02 H05B7/09.
- Беспалов О.Л., Приходько С.В., Данов О.В. та ін. (2016) *Відновна суміш для електротермічного виробництва феронікелю*. Україна, Пат. 109001, МПК C22 В 4/06.
- Беспалов О.Л., Машьянов В.Г., Солоха В.К. та ін. (2018) *Установка для рафінування металу*. Україна, Пат. 120548, B22D1/00 C21C7/072 C21C1/00 C21C7/00 C22B9/05 C22B9/20.
- Bezugliy, A.V., Nikolenko, A.V., Shevchenko, D.V. et al. (2021) Improvement of the process of conducting arc-free ferronickel melting in a six-electrode furnace. In: *Proc. of the 16th Int. Ferro-Alloys Congress (INFACON XVI) 2021*, 27–29 September 2021. <https://ssrn.com/abstract=3929902> or <http://dx.doi.org/10.2139/ssrn.3929902>
- Новиков Н.В., Капран І.І., Соколов К.Д. и др. (2006) Инновационные технологические процессы рафинирования электропечного ферроникеля прогрессивными промышленными способами. Сообщение 2. Термодинамические исследования процессов и технология ковшевой десульфурации электропечного ферроникеля карбонатом натрия. *Современная электрометаллургия*, **2**, 39–44.
- Мельник С., Аксеев В., Приходько С. та ін. (2023) Ступінь твердофазного відновлення заліза з оксидів нікелевої руди в трубчастій обертовій печі з використанням в якості відновників вугілля енергетичних груп. *Modern Engineering and Innovative Technologies*, **1**(29-01), 87–95. <https://doi.org/10.30890/2567-5273.2023-29-01-069>
- Приходько С., Шевченко Д., Аксеев В. та ін. (2023) Плавка складних латеритних руд та вибір оптимального відновника. *Modern Eng. and Innovative Technologies*, **1**(29-01), 61–70. <https://doi.org/10.30890/2567-5273.2023-29-01-067>
- Новиков Н.В., Капран І.І., Соколов К.Д. и др. (2006) Инновационные технологические процессы рафинирования электропечного ферроникеля прогрессивными промышленными способами. Сообщение 1. Термодинамические свойства систем и бинарных соединений на основе никеля. *Современная электрометаллургия*, **1** (82), 36–40.
- Новиков Н.В., Капран І.І., Соколов К.Д. и др. (2006) Инновационные технологические процессы рафинирования электропечного ферроникеля прогрессивными промышленными способами. Сообщение 3. Процессы и технология рафинирования ферроникеля в кислом и основном кислородных конвертерах. *Современная электрометаллургия*, **3**, 44–48.
- Shevchenko, D.V., Zamkovoy, O.V., Ovcharuk, A.N. et al. (2021) Thermodynamic model of the process of desulfurization of a black ferronickel in a ladle. In: *Proc. of the 16th Int. Ferro-Alloys Congress (INFACON XVI) 2021*, 27–29 September 2021. <https://ssrn.com/abstract=3930143> or <http://dx.doi.org/10.2139/ssrn.3930143>
- Овчарук А., Аксеев В., Приходько С., Мельник С. (2023) Продування ванни конвертера при рафінуванні феронікеля із застосуванням однослотових та трислотових фурм. *Modern Engineering and Innovative Technologies*, **1**(29-01), 71–86. <https://doi.org/10.30890/2567-5273.2023-29-01-068>

REFERENCES

- Gasyk, M.I., Lyakishev, M.P. (2009) *Physics-chemistry and technology of ferroalloys*: Manual. 3rd Ed. Dnipro, Systemni Tekhnologii [in Ukrainian].
- Sokolov, K.D., Kapran, I.I., Likhachev, V.F. (2000) Examination of lining operation of ore-thermal furnace in melting of ferronickel. *Metallurgicheskaya i Gornorudnaya Promyshlennost*, **6**, 32–35 [in Russian].
- Novikov, N.V., Kapran, I.I., Sokolov, K.D. et al. (2006) Petrographic examinations of interaction of periclase-chromium lining of ore-smelting furnace with melt of ferronickel and furnace slag. *Metallurgicheskaya i Gornorudnaya Promyshlennost*, **2**, 27–30 in Russian].
- Novikov, N.V., Sokolov, K.D., Kapran, I.I., Ovcharuk, A.N. (2005) Material balance of process of ferronickel production.

- Metallurgicheskaya i Gornorudnaya Promyshlennost*, **4**, 20–24 [in Russian].
5. Novikov, N.V., Sokolov, K.D., Kapran, I.I., Ovcharuk, A.N. (2005) Examination of chemical, mineralogical and phase composition of nickel ore for ferronickel melting. *Metallurgicheskaya i Gornorudnaya Promyshlennost*, **5**, 19–22 [in Russian].
 6. Bespalov, O.L., Sokolov, K.D., Prikhodko, S.V. et al. (2017) State-of-the-art and prospects of improvement of ferronickel production technology. In: *Current problems of development of metallurgical science and education*, 204–211 [in Russian].
 7. Gasyk, M.I., Zaporozhets, B.O., Novykov, M.V. et al. (2011) *Method of melting of roughing ferronickel with optimal silicon content*. Pat. 62847, Ukraine, Int. Cl. C 22 B 23/00 [in Ukrainian].
 8. Gasyk, M.I., Zaporozhets, B.O., Kapran, I.I. et al. (2004) *Start section of self-sintering electrode*. Pat. 2852, Int. Cl. H05B7/09 C21B11/10 C01B31/02 [in Ukrainian].
 9. Gasyk, M.I., Kapran, I.I., Kashkul, V.V. et al. (2004) *Method of initial sintering of self-sintering electrode*. Pat. 2854, Ukraine, Int. Cl. C01B31/02 H05B7/09 [in Ukrainian].
 10. Bespalov, O.L., Prikhodko, S.V., Danov, O.V. et al. (2016) *Reducing mixture for electrothermal ferronickel production*. Pat. 109001, Ukraine, Int. Cl. C22 B 4/06 [in Ukrainian].
 11. Bespalov, O.L., Mashiyarov, V.G., Solokha, V.K. et al. (2018) *Unit for metal refining*. Pat. 120548, Ukraine, Int. Cl. B22D1/00 C21C7/072 C21C1/00 C21C7/00 C22B9/05 C22B9/20 [in Ukrainian].
 12. Bezuglii, A.V., Nikolenko, A.V., Shevchenko, D.V. et al. (2021) Improvement of the process of conducting arc-free ferronickel melting in a six-electrode furnace. In: *Proc. of the 16th Int. Ferro-Alloys Congress (INFACON XVI) 2021, 27–29 September 2021*. <https://ssrn.com/abstract=3929902> or <http://dx.doi.org/10.2139/ssrn.3929902>
 13. Novikov, N.V., Kapran, I.I., Sokolov, K.D. et al. (2006) Innovative technological processes of electric furnace refining by progressive industrial methods. Information 2. Thermodynamic investigations of processes and technology of ladle desulfuration of electric furnace ferronickel by sodium carbonate. *Advances in Electrometallurgy*, **2**, 36–39.
 14. Melnik, S., Akreev, V., Prikhodko, S. et al. (2023) Degree of solid-phase reducing of iron from nickel ore oxides in tubular rotary furnace using thermal grade-coal as reducing agents. *Modern Engineering and Innovative Technologies*, **1**(29-01), 87–95. DOI: <https://doi.org/10.30890/2567-5273.2023-29-01-069>
 15. Prikhodko, S., Shevchenko, D., Akreev, V. et al. (2023) Melting of complex laterite ores and selection of optimal reducing agents. *Modern Eng. and Innovative Technologies*, **1**(29-01), 61–70. DOI: <https://doi.org/10.30890/2567-5273.2023-29-01-067>
 16. Novikov, N.V., Kapran, I.I., Sokolov, K.D. et al. (2006) Innovation technological processes of electric furnace ferronickel refining by progressive industrial methods. Pt 1. Thermodynamic properties of nickel-base systems and binary compounds. *Advances in Electrometallurgy*, **1**, 36–40.
 17. Novikov, N.V., Kapran, I.I., Sokolov, K.D. et al. (2006) Innovative technological processes of electric furnace ferronickel refining by progressive industrial methods. Pt 3. Processes and technology for refining ferronickel in acid and basic oxygen converters. *Advances in Electrometallurgy*, **3**, 41–44.
 18. Shevchenko, D.V., Zamkovoy, O.V., Ovcharuk, A.N. et al. (2021) Thermodynamic model of the process of desulfurization of a black ferronickel in a ladle. In: *Proc. of the 16th Int. Ferro-Alloys Congress (INFACON XVI) 2021, 27–29 September 2021*. <https://ssrn.com/abstract=3930143> or DOI: <http://dx.doi.org/10.2139/ssrn.3930143>
 19. Ovcharuk, A., Akreev, V., Prikhodko, S., Melnyk, S. (2023) Blowing of converter bath in ferronickel refining using one-nozzle and three- nozzle tuyeres. *Modern Eng. and Innovative Technologies*, **1**(29-01), 71–86. DOI: <https://doi.org/10.30890/2567-5273.2023-29-01-068>.

DEVELOPMENT OF THE TECHNOLOGY OF FERRONICKEL PRODUCTION IN UKRAINE

D. Shevchenko¹, S. Prikhodko¹, A. Nadtochii², V. Shutov³, A. Ovcharuk²¹Pobuzky Ferronickel Plant. 12 Promyslova Str., Pobuzke village, Golovanivsky district, Kirovohrad region, 26555, Ukraine. E-mail: office@pfb.com.ua²Ukrainian State University of Science and Technology.4 Nauky Prosp., 49600, Dnipro, Ukraine. E-mail: tehnospavy.dnepr@gmail.com³National Technical University «Dnipro Polytechnic».

19 Dmytro Yavornytskyi Prosp., 49005, Dnipro, Ukraine

The paper summarizes the results of numerous works performed by the employees of the Pobuzky Ferronickel Plant, the Department of Electrometallurgy of the USU of Science and Technology (Dnipro), RPC «Technospavy» under the leadership of Mykhailo Hasyk, academician of NASU. A technology of low iron recovery has been implemented at the plant, which allows producing high-percentage black ferronickel, containing 30...50 % Ni, and almost hundredth fractions of carbon and silicon, directly in electric furnaces. The thermodynamic features of off-kiln ladle desulfurization of ferronickel with soda are considered. A complex technology has been developed and implemented, which involves mixing crude ferronickel produced in one furnace with a reduced silicon and carbon content (up to 0.01 %) and a high nickel content (over 50 %) with an alloy from another furnace with a low nickel concentration (10...17 %) and a high concentration of silicon and carbon, which are so necessary for desulfurization with soda in a ladle. The developed and proposed technological schemes for the enrichment of electric furnace slags using the «wet» technology and refining slags using the «dry» technology make it possible to recycle about 1,200 tons of nickel per year, or to extract 31.6 % and 94.65 % of nickel from the slags, respectively. 19 Ref., 4 Tabl., 3 Fig.

Keywords: Pobuzki Ferronickel Plant, cinder, black ferronickel, ladle desulfurization, refining, slag enrichment

Отримано 07.04.2024

Отримано у переглянутому вигляді 21.04.2024

Прийнято 03.06.2024