

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет

(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім Ю.М. Потебні

(назва факультету)

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Пояснювальна записка

до кваліфікаційної магістерської роботи

рівень вищої освіти другий магістерський рівень

(другий (магістерський) рівень)

на тему Удосконалення технології отримання феросилікомарганцю з використанням карбонатних марганцевих концентратів

Виконав: студент 2 курсу, групи 8.1362-мчм

Макаренков О.М.

(ПІБ)

(підпис)

спеціальності

136 Металургія

(шифр і назва)

спеціалізація

(шифр і назва)

освітньо-професійна програма

Металургія чорних металів

(шифр і назва)

Керівник Куріс Ю.В.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Рецензент Белоконь Ю.О.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Запоріжжя – 2023 року

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ
ім Ю.М. ПОТЕБНІ

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

Рівень вищої освіти другий магістерський рівень
другий (магістерський) рівень

Спеціальність 136 металургія
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма металургія чорних металів
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри МТЕТБ
Ю.О. Бєлоконь

“ 07 ” 05 2023 року

ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЕКТ) СТУДЕНТУ

Макаренков Олег Миколайович
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи) Удосконалення технології отримання феросилікомарганцю
з використанням карбонатних марганцевих
концентратів

керівник роботи (проекту) Куріс Юрій Володимирович д.т.н, професор
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом вищого навчального закладу від “09” 10 2023 року № 1580-
с

2. Строк подання студентом роботи (проекта) 01.12.2023

3. Вихідні дані до роботи (проекта) Вдосконалення феросплавного
виробництва

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно
розробити) Реферат. Вступ. Загальна частина. Дослідницька частина, Охорона праці
та техногенна безпека, Висновки. Перелік посилань.

РЕФЕРАТ

На пояснювальну записку дипломної роботи на тему «Удосконалення технології отримання феросилікомарганцю з використанням карбонатних марганцевих концентратів», яка включає 92 стор. машинописного тексту, 8 рис., 28 табл., 17 найменувань переліку посилань.

Мета роботи - розробка технології виробництва феросилікомарганцю з використанням карбонатних марганцевих концентратів.

У розділі 1 проведений аналіз сучасного стану феросплавного виробництва, розглянуті технологічні особливості виплавки феросилікомарганцю.

У розділі 2 описані матеріали і методи досліджень, вибрана технологія виплавки феросилікомарганцю з використанням карбонатних марганцевих концентратів. Проведено аналіз і узагальненні результатів досліджень.

У розділі 3 дається характеристика шкідливих умов виробництва, санітарно-гігієнічних умов праці, описуються заходи, які забезпечують комфортні умови праці.

ЗМІСТ

| | |
|---|----|
| Вступ | 7 |
| Розділ 1 Аналіз технологічних можливостей виробництва товарного феросилікомарганцю | 10 |
| 1.1. Актуальність сучасної технології виробництва товарного силікомарганцю | 10 |
| 1.2. Оцінка марганцеворудної сировини для виплавки конкурсових феросплавів | 11 |
| 1.3. Вимоги до товарного силікомарганцю | 16 |
| 1.4. Фізико-хімічні основи виробництва силікомарганцю | 17 |
| 1.5. Характеристика шихтових матеріалів | 20 |
| 1.5.1. Марганцева руда і концентрати | 20 |
| 1.5.2. Відновники | 24 |
| 1.5.3. Кварцит | 29 |
| 1.6. Технологічні особливості виробництва товарного силікомарганцю | 31 |
| 1.7. Висновки | 36 |
| Розділ 2 Дослідження технології виплавки товарного феросилікомарганцю з використанням карбонатних руд | 37 |
| 2.1. Методика дослідження | 37 |
| 2.2. Підвищення якості карбонатних марганцевих концентратів | 38 |
| 2.3. Глибоке збагачення карбонатних марганцевих руд Нікопольського родовища | 45 |
| 2.4. Термічна підготовка карбонатних марганцевих концентратів перед електроплавкою | 49 |
| 2.5. Розрахунок шихти і матеріального балансу виплавки товарного силікомарганцю марки MnC17P35 | 58 |
| 2.6. Виплавка товарного силікомарганцю з використанням агломерату з | 71 |

| | |
|---|----|
| карбонатних концентратів | |
| 2.7. Економічна ефективність роботи | 74 |
| 2.8. Висновки | 76 |
| Розділ 3 Охорона праці та техногенна безпека | 77 |
| 3.1. Аналіз потенційно шкідливих та небезпечних чинників виробничого середовища феросплавного цеху | 77 |
| 3.2. Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища феросплавного цеху | 80 |
| 3.3. Заходи з електробезпеки | 82 |
| 3.4. Заходи з пожежної та техногенної безпеки | 82 |
| 3.5. Розрахунок звукоізольованої кабіни посту управління | 84 |
| 3.6. Висновки | 87 |
| Висновки | 89 |
| Перелік джерел посилань | 91 |

ВСТУП

Традиційно провідні позиції у виробництві феросплавів в Україні займають марганцеві сплави.

В даний час феросплавне виробництво в Україні зосереджене на трьох заводах: ПАТ «Нікопольський феросплавний завод» (НФЗ), ПАТ «Запорізький завод феросплавів» (ЗФЗ), ВАТ «Нікопільський завод феросплавів» (НЗФ). Загальна характеристика яких представлена в таблиці 1.

Таблиця 1 – Загальна характеристика феросплавних заводів України

| Завод | Встановлені виробничі потужності, МВА | Вигляд продукції | Об'єми виробництва, тис.т/рік |
|-----------|---------------------------------------|--|-------------------------------|
| ПАТ «НФЗ» | 1006 | Феромарганець високовуглецевий феросилікомарганцеві зварювальні флюси | 1500 60 |
| ПАТ «ЗФЗ» | 440 | Феросилікомарганець Рафіновані марганцеві сплави Феросиліцій | 160 39 200 |
| ВАТ «СЗФ» | 220 | Феросиліцій | 300 |

Порівняльний аналіз динаміки постачань з України базових феросплавів за 2011р. і 2012р. представлений в таблиці 2[1].

Таблиця 2 – Рейтинг країн покупців українського феросилікомарганцю

| п/п | 2011 р. | | | 2012 р. | | |
|-----|--------------|----------|---------|--------------|----------|---------|
| | Країна | Об'єм, т | Доля, % | Країна | Об'єм, т | Доля, % |
| 1 | Росія | 198793 | 25,62 | Росія | 210072 | 28,58 |
| 2 | Туреччина | 122532 | 15,79 | Туреччина | 93662 | 12,74 |
| 3 | Пів. Корея | 86537 | 11,15 | Пів. Корея | 61524 | 8,37 |
| 4 | Японія | 69825 | 9,00 | Німеччина | 46022 | 6,26 |
| 5 | Сауд. Аравія | 34473 | 4,44 | Єгипет | 37927 | 5,16 |
| 6 | Китай | 32149 | 4,14 | Італія | 29570 | 4,02 |
| 7 | Італія | 31925 | 4,11 | Сауд. Аравія | 29020 | 3,95 |
| 8 | Польща | 28814 | 3,71 | Австрія | 28980 | 3,94 |
| 9 | Єгипет | 27126 | 3,50 | Польща | 28794 | 3,92 |
| 10 | Німеччина | 24295 | 3,13 | Японія | 25433 | 3,46 |
| | Всього | 656469 | 84,59 | Всього | 591004 | 80,40 |

Україна володіє чималими запасами марганцевих руд, зосереджених в Нікопольському і Більше-Токмацькому басейнах і представлених окисно-карбонатними і карбонатними типами руд. Відмітною особливістю марганцевих руд вітчизняних родовищ є відносно невисокий вміст марганцю і підвищена концентрація фосфору і кремнезему, що не дозволяє, на відміну від більшості зарубіжних родовищ, використовувати сировину без попереднього збагачення і кускування.

В даний час традиційно вважається, що металургійні властивості шихтових матеріалів феросплавного виробництва визначаються в основному показником наявності дрібниці (фракції менше 5 мм) і механічною міцністю по ДСТУ 3200-95. Проте така металургійна оцінка зовсім не відображає глибину і швидкість розвитку процесів дисоціації, дегідратації і декарбонізації в реакційній зоні феросплавної печі, коли шихтові матеріали можуть інтенсивно руйнуватися.

При обмежених можливостях використання шихтових матеріалів феросплавної плавки з вітчизняних марганцевих концентратів необхідне науково обґрунтовано і раціонально підшихтовувати марганцеві руди і концентрати, що імпортуються.

Враховуючи особливості марганцевих руд і концентратів, що імпортуються, по хімічному складу і фізичним властивостям назріла необхідність в проведенні комплексних досліджень їх металургійної цінності.

Мета дипломної роботи - розробка технології виробництва товарного феросилікомарганцю з використанням карбонатних марганцевих концентратів.

Для вирішення поставленої мети треба вирішити наступні завдання:

1. Проаналізувати сучасний стан виробництва товарного феросилікомарганцю, встановити напрям вдосконалення технології його виплавки з використанням карбонатних руд.

2. Розробити схему отримання мало кремнеземистого карбонатного концентрату.

3. Дослідити мікроструктуру та механічні властивості карбонатного концентрату.

РОЗДІЛ 1

АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЧНИХ МОЖЛИВОСТЕЙ ВИРОБНИЦТВА ТОВАРНОГО ФЕРОСИЛІКОМАРГАНЦЮ

1.1. Актуальність сучасної технології виробництва товарного силікомарганцю

Феросилікомарганець можна отримати наступними способами:

- сплавом феросиліцію і вуглецевого феромарганцю;
- відновленням оксиду кремнію, коксом з додаванням вуглецевого феромарганцю;
- відновленням оксидів кремнію і марганцю кремнієм.

В Україні є значні запаси карбонатних марганцевих руд, тоді як запаси легко збагачених окисних руд вкрай обмежені. Карбонатними рудами в основному представлене Більше-Токмацьке родовище. На Нікопольському і Чіатурському родовищах окисні руди майже вироблені, тоді як запаси карбонатних руд достатньо великі. Більш ніж на 90% карбонатними рудами представлено четверте по запасах руд родовище країни - Усинське.

По хімічному складу карбонатні руди можна віднести до бідних фосфористих. Так, концентрати з Нікопольських руд містять 27-30% Mn і 13,5-17,5% SiO₂. Відношення (Mn) р/ (SiO₂) р в них в основному складає 1,5-2,0, тоді як для концентратів з багатих окисних руд вказане відношення складає 4-6, а для концентратів, що поставляються Габонем і Австралією, доходить до 15-25. Вміст фосфору в карбонатних рудах також високе - 0,24-0,30%.

Прямою плавкою за звичайною технологією з цих руд стандартні по усіх компонентах сплави отримати неможливо.

Карбонатні руди Усинського і Чіатурського родовищ менш фосфористі. Наприклад, в Усинській родохрозитовій руді вміст фосфору коливається в

межах 0,14-0,18% при вмісті марганцю 25,5-26% у валовій пробі і 29-31% в руді I сорту. Нижче в цих рудах і вміст кремнезему. Відношення $(Mn) p / (SiO_2) p$ в них зазвичай вище 2. Проте прямою плавкою з цих руд можна отримувати силікомарганець з вмістом 0,3-0,4% фосфору.

У зв'язку з викладеним необхідно виконати комплекс досліджень з питань плавки стандартних сплавів з карбонатних руд. У зв'язку з тим що карбонатні руди по хімічному складу типові для усіх карбонатних руд різних родовищ країни, вони можуть бути використані і для оцінки шляхів використання в чорній металургії бідних окисних і карбонатних руд взагалі і для розробки раціональної схеми їх переробки.

В результаті обираємо два напрями рішення проблеми використання карбонатних руд:

- розробка заходів, які забезпечать помітне підвищення витягання марганцю при плавці традиційними способами;
- розробка нових, нетрадиційних методів використання карбонатних руд і способів отримання з них якісних концентратів, що істотно полегшують використання карбонатних руд в металургії.

1.2. Оцінка марганцеворудної сировини для виплавки конкуривних феросплавів

Стратегічним завданням вітчизняних виробників марганцевих феросплавів є придбання положення незалежного і стабільного постачальника високоякісних марганцевих сплавів, що відповідають жорстким вимогам споживачів.

Вимоги, що посилюються, до підвищення чистоти сталі і зростання обсягів її виробництва, які по прогнозах на найближче десятиліття складуть 1,5-3,0% в рік, викликають відповідну необхідність у використанні

високоякісних марганцевих сплавів. В той же час, останніми роками усе більш активізується робота металургів далекого і ближнього зарубіжжя по освоєнню і нарощуванню електротермії марганцевих феросплавів, як на вітчизняній, так і на імпортованій марганцевій сировині.

Для забезпечення конкурентоспроможності вітчизняних сплавів за рахунок поліпшення якості і зниження собівартості, при одночасовому вирішенні екологічних питань, ресурсо- і енергозбереження потрібне рішення питання раціонального використання вітчизняної і зарубіжної марганцевої сировини. В зв'язку з цим необхідне проведення глибокого аналізу сучасного стану марганцеворудної бази, всебічної оцінки металургійних властивостей сировини феросплавного виробництва.

Україна володіє чималими запасами марганцевих руд, зосереджених в Нікопольському і Більше-Токмацькому басейнах і представлених окисно-карбонатними і карбонатними типами руд. Відмітною особливістю марганцевих руд вітчизняних родовищ є відносно невисокий вміст марганцю і підвищена концентрація фосфору і кремнезему, що не дозволяє, на відміну від більшості зарубіжних родовищ, використовувати сировина без попереднього збагачення і кускування.

В даний час видобуток марганцевої руди здійснюється в основному на Нікопольському родовищі відкритим і шахтним способом. На базі цього родовища діють два найбільших горнозбагачувальних комбінатів: Орджоникідзевський і Марганецький, до складу яких входять кар'єри, шахти, збагачувальні і агломераційні фабрики. Проектні схеми збагачення марганцевих руд передбачають операції: дроблення вихідної руди до 50 мм, промивку, дроблення митої руди до 12 мм, гравітаційно-магнітне збагачення митої руди і промпродуктів відсадження, подрібнених до 3 мм, магнітна сепарація або флотація шламів промивання.

Спрощення схем збагачення викликане економічними вимогами, оскільки збагачувальні переділи з використанням флотації пінної сепарації значно дорожче високо інтенсивної магнітної сепарації.

Не дивлячись на високу забезпеченість країни запасами руд, структура їх по мінералогічному складу є вельми несприятливою.

Постійна тенденція погіршення якості марганцевих концентратів супроводжується погіршенням техніко-економічних показників виплавки марганцевих сплавів і, зокрема, феромарганцю і силікомарганцю. Заміна окисних концентратів карбонатними до 20%, з вищим питомим вмістом фосфору в ньому, викликає непереборні труднощі в здобутті сплаву стандартного по фосфору.

Оскільки технічний рівень виробництва марганцевих феросплавів визначається, перш за все, якістю використовуваної сировини, то для адекватності його оцінки необхідно зіставити показники якості марганцевих концентратів вироблених в Україні і за кордоном.

Таблиця 1.1 – Технічні вимоги, що пред'являються до якості марганцевих концентратів

| Компонент | Масова доля, % | | | | | | | |
|------------------------------|----------------|-------------------|------|--------------|-----------------|-------------------|------|--------------|
| | Феромарганець | | | | Силікомарганець | | | |
| | Україна I с | Західна Європа | | США «А» с | Україна II с | Західна Європа | | США «Б» с |
| | | I с | II с | | | III с | IV с | |
| Mn, не менше | 43,0 | 48,0 | 46,0 | 46,0 | 34,0 | 44,0 | 40,0 | 40,0 |
| Fe, не більше | - | - | 7,5 | 8,0 | - | 9,0 | 12,0 | 16,0 |
| SiO ₂ , не більше | - | 7,0 | 9,0 | 12,0 | - | 10,0 | 12,0 | 15,0 |
| P, не більше | - | 0,12 | 0,15 | 0,18 | - | 0,15 | 0,15 | 0,30 |

Примітка: вказані вимоги до Нікопольських окисних концентратів і концентратам зарубіжних країн.

Як видно з приведених даних таблиці 1.2, якість вітчизняних концентратів істотно поступається зарубіжній: за відношенням фосфору до марганцю - в два рази, по відношенню диоксиду кремнію - в чотири рази. Це зумовлює високу енергоємність і матеріаломісткість виробництва феросплавів на заводах України в порівнянні з кращими показниками,

досягнутими за кордоном, виключає можливість здобуття марганцевих феросплавів ефективними технологічними процесами.

Таблиця 1.2 – Порівняння фактичних показників якості марганцевих концентратів

| Компонент, % | Україна | | Австралія | Габон | Бразилія | ПАР |
|------------------|---------|------|-----------|-------|----------|------|
| | I с | II с | | | | |
| Mn | 43,7 | 36,1 | 48,5 | 51,0 | 49,0 | 51,0 |
| P | 0,19 | 0,17 | 0,09 | 0,10 | 0,09 | 0,04 |
| SiO ₂ | 13,1 | 26,1 | 6,8 | 2,6 | 2,5 | 4,8 |

Примітка: Приведені середні значення масової долі Mn в концентратах, які використовуються при виплавці сплавів вітчизняними виробниками.

Так, при виплавці силікомарганцю зниження вмісту марганцю в концентраті на 1 % призводить до зниження продуктивності печі на 3,2-3,7 т/добу, витягання марганцю падає на 1,0-1,3%, питома витрата електроенергії зростає на 45-70 кВт·год/т сплаву. При виплавці високовуглецевого феромарганцю зниження вмісту марганцю на 1% знижує витягання марганцю на 0,54-1,0%, продуктивність печі - на 2,5-2,6 т/добу; питома витрата електроенергії збільшується на 50-54 кВт·год/т сплаву. Високий вміст фосфору у вітчизняних рудах спричиняє за собою потребу виробництва малофосфористого шлаку, на виплавку 1 т якого витрачається близько 1000 кВт·год/т електроенергії і втрачається близько 20% марганцю [2].

Підвищення конкурентоспроможності вітчизняних марганцевих феросплавів можливе за рахунок збільшення об'єму використання передільного малофосфористого шлаку, залучення до виробництва марганцевих високоякісних низькофосфористих концентратів з-за кордону і розробки технології збагачення по зниженню питомого вмісту фосфору в концентратах до менше 0,0035 %.

Перше і друге рішення знаходяться в компетенції феросплавних заводів; третє - підвищення металургійної цінності концентратів, можливо за рахунок дозбагачення концентратів II сорту, що призведе до підвищення виходу концентратів вищого сорту, а також за рахунок використання гідрометалургійних і хімічних методів збагачення для низькосортних і дрібних концентратів.

Необхідно відзначити, що концентрати і марганцева руда, що імпортується, разом з високою якістю (високий вміст Mn, низький вміст P і SiO₂), має деякі негативні особливості. До них слід віднести підвищений вміст оксидів лужних металів (NaO і K₂O), які входять до складу розчинних і нерозчинних у водному середовищі мінералів.

Досягши певної температури вони переганяються. На верхніх горизонтах феросплавної печі луги можуть осідати на шихті і досягши значних концентрацій (понад 30%) утворювати локальні зони рідкоплинних легкоплавких, шлакових розплавів, які негативно впливають на газодинамічний і електричний режим плавки, знижують стійкість футерування та вилучення марганцю.

Підвищений вміст заліза в марганцевих концентратах не дозволяє отримати феросилікомарганець з високим вмістом кремнію. Наявність шкідливих складових, таких як сірка, миш'як, свинець, бор і інших елементів, які переходять в марганцевий сплав, викликають обґрунтовану заклопотаність у виробників сталі. Марганцева руда, що імпортується, або концентрат повинні піддаватися детальному дослідженню їх фізико-хімічних властивостей і металургійній оцінці.

В даний час традиційно вважається, що металургійні властивості шихтових матеріалів феросплавного виробництва визначаються в основному показником наявності дрібниці (фракції менше 5 мм) і механічною міцністю по ДСТУ 3200-95. Проте така металургійна оцінка зовсім не відображає глибину і швидкість розвитку процесів дисоціації, дегідратації

і декарбонізації в реакційній зоні феросплавної печі, коли шихтові матеріали можуть інтенсивно руйнуватися.

При обмежених можливостях використання шихтових матеріалів феросплавної плавки з вітчизняних марганцевих концентратів необхідне науково обґрунтовано і раціонально підшихтовувати концентрати і марганцеві руди, що імпортуються.

Враховуючи особливості концентратів і марганцевих руд, що імпортуються, за хімічним складом і фізичним властивостям назріла необхідність в проведенні комплексних досліджень їх металургійної цінності.

1.3. Вимоги до товарного силікомарганцю

За хімічним складом силікомарганець повинен задовольняти вимогам ДСТУ 3548 – 97, що приведені в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Вимоги до хімічного складу силікомарганцю за ДСТУ 3548 - 97

| Марка | Вміст, % | | | | | S |
|-----------|-----------|-----------------|-----|------|------|------|
| | Si | Mn, не менше | C | P | | |
| | | | | A | Б | |
| не більше | | | | | | |
| МнС25 | 25,0-35,0 | 60,0 | 0,5 | 0,05 | 0,25 | 0,03 |
| МнС22 | 20,0-25,0 | 65,0 | 1,0 | 0,10 | 0,35 | |
| МнС17 | 15,0-20,0 | | 2,5 | 0,10 | 0,60 | |
| МнС12 | 10,0-15,0 | | 3,5 | 0,20 | 0,60 | |

Таблиця 1.4 – Вимоги до фракційного складу феросилікомарганцю

| Клас крупності | Розмір шматків феросилікомарганцю, мм | Масова доля шматків по розмірам в партії | | Максимальний розмір надрешітних шматків по усереднім вимірам в трьох напрямках, мм |
|----------------|---------------------------------------|--|--------------|--|
| | | у відсотках не більше | | |
| | | надрешітного | підрешітного | |
| 1 | 20 - 200 | 10 | 10 | 300 |
| 2 | 20 - 100 | 10 | 10 | 200 |
| 3 | 5 - 100 | 10 | 10 | 200 |
| 4 | 5 - 50 | 10 | 10 | 100 |
| 5 | 5 - 25 | 10 | 15 | 50 |
| 6 | <300 | 10 | - | 350 |

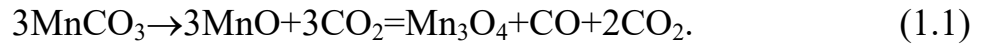
Силікомарганець широко використовують як комплексний розкислювач і легуючу добавку при виплавці сталі різних марок. Марганець підвищує розкислювальну здатність кремнію. У порівнянних умовах при роздільному розкислюванні сталі, угар марганцю складав 46 %, кремнію – 37 %, а при розкислюванні силікомарганцем 29 % для обох елементів. Середня витрата феросилікомарганцю в сталеплавильному виробництві складає 7-9кг на тонну сталі. Силікомарганець може використовуватися як відновник при виробництві середньовуглецевого і металевого марганцю. Проте головна перевага силікомарганця як розкислювача полягає в тому, що при розкислюванні сталі, утворюються крупніші частки ($2\text{MnO}\cdot\text{SiO}_2$), ніж при введенні феросиліцію і феромарганцю окремо. А це дає вищу швидкість спливання часток в шлак, що сильно відбивається на якості сталі.

Введення в сталь силікомарганцю підвищує ряд фізичних і хімічних властивостей [3].

1.4. Фізико-хімічні основи виробництва силікомарганцю

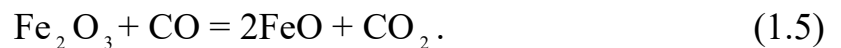
Виробництво силікомарганцю засноване на спільному відновленні оксидів кремнію і марганцю вуглецем коксу.

У зв'язку з тим, що в карбонатній руді марганець знаходиться у вигляді MnCO_3 при температурі вище 500° протікає реакція розкладання і окислення марганцю:



Реакція протікає з великим поглинанням тепла, що спричиняє за собою збільшення витрат на електроенергію.

У верхніх горизонтах печі відбувається сушка і непряме відновлення вищих оксидів:



Нижчі оксиди відновлюються за реакціями прямого відновлення:





Із-за збільшення навішування коксу міра відновлення марганцю складає 74-76 %. Із-за взаємодії SiO_2 з порожньою породою міра відновлення кремнію складає 39-41 %. Міра відновлення фосфору 90 %, а заліза 95 %. Оскільки реакція відновлення марганцю до карбіду (1225 К), а шлакоутворення (1205 К), йде процес об'єднання шлаку і марганцю і підвищення температури плавлення. У зоні електричних дуг температура підвищується до 1530 йде відновлення кремнію.

Оксиди, що не відновилися, взаємодіють між собою, утворюючи насичений силікатний розплав, в якому міститься 48-52 % SiO_2 , 14 % MnO . Кратність шлаку складає 1. Шлаку за об'ємом в два рази більш ніж метала.

На межі шлаку з коксом інколи виявляється вузька облямівка з дрібних включень відновленого металу. Шматочки матеріалів подекуди покриті нальотом різних відтінків. Це вказує на помітний розвиток відновлення в зонах початку шлакоутворення, сплав, що виходить, містить невелику кількість кремнію. На рівні шлакового шару вміст кремнію підвищується до 8-11 %. Потім відновлення кремнію походить з шлаку, тому склад сплаву знаходиться в тісному зв'язку із складом шлаку.

Марганцевий агломерат спочатку збагачується марганцем в процесі непрямого відновлення, а потім при 1200-1250 К розплавляється і утворює шлакову фазу. Металева фаза з'являється близько 1000 К на глибині близько 500 мм. З підвищенням температури відбувається коагуляція дрібних корольків сплаву і фільтрація їх через шлак в металевий розплав.

Схід шихтових матеріалів, завантажених в піч відбувається у вузьких зонах, що оточують електроди. На закритій печі щільність струму шихти значно вища, особливо на лініях найкоротших відстаней від електроду до вугільного футерування стін, де навіть на поверхні досягає

2000 А/м², а на глибині 800 мм вже 4500 А/м². Це наводить до надмірного перегріву шихти на поверхні колошника, що погіршує техніко – економічні показники виробництва.

При випуску сплаву з печі спостерігається підйом електродів, оскільки у цей момент рихла розігріта шихта, що має нижчий електричний опір, ніж ошлакована шихта, переміщується вниз, створюючи довкола електродів область з підвищеною провідністю і зменшуючи загальний опір печі [4].

1.5. Характеристика шихтових матеріалів

1.5.1. Марганцева руда і концентрати

Як і більшість металів, марганець розподілений по земній кулі нерівномірно. Деяка кількість марганцевих родовищ розташована на суші, але значно більше марганцю міститься в конкреціях Тихого океану.

Світові континентальні розвідані запаси марганцевих руд оцінюються на сьогоднішній день в 17,6-18,0 млрд. тонн при їх розподілі по регіонах планети таким чином: Африка (ПАР, Габон, Гана) - 80,6%, в т.ч. ПАР - 77,3%; Австралія - 2,4%; Америка (Бразилія, Мексика) - 2,9%; Україна - 12,6%; інші регіони - 1,5% [7].

Відмітною особливістю марганцевих руд вітчизняних родовищ є відносно невисокий вміст марганцю і підвищена концентрація фосфору і кремнезему (таблиця 1.5), що не дозволяє, на відміну від деяких зарубіжних родовищ, використовувати сировину без попередньої підготовки, званої збагаченням [8].

Основне завдання процесу збагачення полягає в максимальному відділенні від основних рудних мінералів так званих хвостів або порожньої породи. Всі методи збагачення ґрунтовані на різних механічних, фізичних, фізико-механічних і так далі властивостях мінералів руди, а вибір їх для кожного конкретного випадку визначається ефективністю і економічною доцільністю.

Таблиця 1.5 – Усереднені хімічні склади марганцевих руд основних родовищ України та імпортовані руди

| Руда ГЗК кар'єр | Масова доля, % | | | | | | | | | | | |
|---------------------------------|----------------|------|------------------|------|------------------|--------------------------------|------|------|-------|-------|------------------|-------|
| | Mn | Fe | MnO ₂ | MnO | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | CaO | MgO | P | S | K ₂ O | в.п.п |
| ОГЗК Олександрівський кар'єр | 16,9 | 2,54 | 2,88 | 19,5 | 35,4 | 4,96 | 6,86 | 2,30 | 0,147 | 0,052 | 1,61 | 19,8 |
| ОГЗК Шевченківський кар'єр | 25,0 | 2,74 | 33,0 | 5,29 | 36,4 | 4,86 | 2,70 | 1,92 | 0,170 | 0,044 | 2,39 | 11,3 |
| ОГЗК Північний кар'єр | 25,8 | 2,56 | 33,8 | 5,61 | 32,8 | 4,37 | 4,6 | 1,81 | 0,160 | 0,056 | 2,22 | 13,2 |
| ОГЗК Запорізький кар'єр | 24,7 | 2,95 | 33,1 | 4,90 | 35,3 | 4,78 | 2,74 | 2,26 | 0,166 | 0,055 | 2,49 | 12,0 |
| МГЗК Басанівський кар'єр | 26,8 | 2,55 | 34,4 | 6,54 | 35,5 | 3,09 | 1,24 | 1,54 | 0,144 | 0,022 | 2,19 | 9,4 |
| МГЗК Грушевський кар'єр | 20,3 | 2,72 | 8,27 | 19,6 | 38,6 | 4,10 | 6,26 | 2,14 | 0,153 | 0,059 | 1,75 | 19,6 |
| Габон | 52,0 | 3,0 | н.св | н.св | 4,0 | 6,0 | 0,3 | 0,2 | 0,13 | н.св | н.св | н.св |
| Австралія | 48,0 | 5,0 | н.св | н.св | 13,3 | 1,0 | 0,7 | 0,5 | 0,05 | 0,02 | н.св | 7,2 |

Марганцеві руди на вітчизняних збагачувальних фабриках перероблюються за єдиною схемою, що дозволяє отримувати готовий продукт у вигляді концентратів різної якості (таблиця 1.6).

Таблиця 1.6 – Повний хімічний склад марганцевих концентратів з руд основних родовищ України

| Найменування і сорт концентрату | Масова доля, % | | | | | | | | | | | | |
|---------------------------------|----------------|------------------|------|------------------|-----|-----|--------------------------------|--------------------------------|------|-------------------|------------------|-----|--------|
| | Mn | MnO ₂ | MnO | SiO ₂ | CaO | MgO | Al ₂ O ₃ | Fe ₂ O ₃ | P | Na ₂ O | K ₂ O | BaO | в.п.п. |
| Нікопольський | | | | | | | | | | | | | |
| Окисний I сорту | 44,0 | 48,3 | 17,4 | 13,7 | 3,2 | 1,3 | 1,5 | 1,9 | 0,19 | 0,4 | 1,0 | 0,4 | 14,2 |
| Окисний IB сорту | 42,0 | 46,0 | 16,7 | 15,4 | 3,3 | 1,4 | 1,7 | 2,2 | 0,19 | 0,4 | 1,2 | 0,1 | 14,5 |
| Окисний II сорту | 36,8 | 38,5 | 16,2 | 20,7 | 3,9 | 1,8 | 1,7 | 2,6 | 0,19 | 0,4 | 1,5 | 0,3 | 15,2 |
| Карбонатний I сорту | 31,0 | 19,3 | 24,3 | 19,2 | 7,3 | 1,5 | 2,5 | 2,5 | 0,18 | 0,9 | 0,9 | 0,4 | 22,5 |

Існує декілька способів збагачення. Найбільш поширеними є промивання, магнітна сепарація і флотація.

Промивання є найбільш простим і дешевим способом збагачення. Промиванню піддають головним чином такі руди, які містять твердий корисний мінерал, що не розмивається, а порожня порода складається з піску або глини. Спосіб заснований на принципі, коли водою несеться частина порожньої породи, яка легше по вазі, чим залізорудний (марганцевий) мінерал.

Магнітна сепарація полягає в тому, що руду, що володіє магнітними властивостями, пропускають через магнітне поле, внаслідок чого магнітні оксиди заліза відділяються від немагнітної порожньої породи. Для ефективного збагачення магнітним способом необхідне тонке подрібнення руд.

Флотація є порівняно новим методом збагачення. Методом флотації зазвичай збагачують кварцити, які містять залізо у вигляді Fe₂O₃. Цей спосіб заснований на принципі різної змочуваності окислів заліза і порожньої породи.

Відомо три методи кускування металургійної сировини: брикетування, агломерація і обдавання.

Перший з них не набув поширення із-за низької продуктивності і недостатньої міцності брикетів.

Агломерація і обдавання широко застосовуються в нашій країні і за кордоном.

Агломерацією називається процес кускування дрібнозернистих руд і концентратів шляхом спікання їх при спалюванні палива в шарі рудного матеріалу за допомогою просмоктуваного повітря.

По хімічному, гранулометричному складам і фізичним властивостям продукція повинна відповідати нормам, вказаним в таблиці 1.7 [9,10].

Таблиця 1.7 – Технічні вимоги до марганцевих концентратів

| Вигляд і тип продукції | Сорт | Гранулометричний склад | | | | Хімічний склад, фізичні властивості | |
|---|------|-----------------------------|--------------------|--------------------------------|---|-------------------------------------|---------------------------------|
| | | найменування типу продукції | клас крупності, мм | контрольний клас крупності, мм | масова доля контрольного класу крупності, % не більше | масова доля марганцю %, не менше | масова доля вологи %, не більше |
| Концентрат марганцевий оксидний (О) | I | некласифікований | <60 | +60 | 15 | 42,0 | 16,0 |
| | ІБ | некласифікований | | +60 | 15 | 41,0 | 16,0 |
| | II | некласифікований | | +60 | 15 | 34,0 | 22,0 |
| | III | некласифікований | | +60 | 15 | 25,0 | 23,0 |
| Концентрат марганцевий оксидно-карбонатний (ОК) | I | некласифікований | <100 | + 100 | 25 | 26,0 | 18,0 |
| | | | <50 | + 50 | 15 | | |
| | II | некласифікований | <100 | + 100 | 25 | 23,0 | 20,0 |
| | | | <50 | + 50 | 15 | | |
| | I | крупно-кусковий | 10-150 | -10 | 15 | 26,0 | 12,0 |
| | I | дрібно-кусковий | <10 | + 10 | 15 | 26,0 | 18,0 |
| Концентрат марганцевий високо-інтенсивної магнітної сепарації (ВМС) | - | крупно-зернистий | <1 | + 1 | - | 26,0 | 23,0 |

Агломерацію застосовують також для видалення сірки з руди. В цьому випадку навіть кускову руду піддають спочатку дрібному дробленню, а потім агломерації.

Кускування при агломерації відбувається в результаті спікання дрібних рудних часток і вапна під дією тепла, яке утворюється при горінні палива. При спіканні сірчистих руд значна частина тепла виходить від горіння сірки.

Горіння палива і сірки відбувається завдяки повітрю, що просмоктується через шар шихтових матеріалів зверху вниз.

Готовий агломерат дробиться за допомогою одновалкової дробарки і поступає на стаціонарні або вібраційні грохоти, на яких відсівається дрібниця, не придатна для доменної плавки, так зване повернення.

1.5.2. Відновники

Правильний вибір відновника і відповідна його підготовка в значній мірі визначають техніко-економічні показники виробництва. По хімічних властивостях як відновники оксидів руди при виплавці феросплавів можна застосовувати багато елементів. Проте економічно вигідно застосовувати вуглець, кремній і алюміній. Найширше використовують вуглець, а якщо необхідно запобігти вуглецюванню сплаву, що виплавляється, то застосовують дорожчі - кремній і алюміній.

Як вуглецевмісний відновник можуть бути використані різні матеріали: деревинне, буре й і кам'яне вугілля, нафтове, пековий або кам'яновугільний кокс, різні напівкокси, деревні відходи і ін. Вуглецеві відновники, вживані при виплавці феросплавів, повинні володіти хорошою, реакційною здатністю, високим питомим електричним опором, відповідним для кожного сплаву хімічним складом золи, достатньою міцністю, оптимальним

розміром шматків, хорошою газопроникністю і термостійкістю, невисокою вартістю [11].

Майже всі вуглецеві матеріали при нагріванні до високих температур (1800 - 2300 К) вирівнюють свою хімічну активність, наближаючись до так званої графітової межі, проте в процесі плавки різні вуглецеві матеріали проявляють свої специфічні властивості і властиву їм реакційну здатність, оскільки швидкості графітизації для різних матеріалів різні і проходять в печі ці процеси до різної степені повноти. На реакційну здатність коксу певний вплив роблять мінеральні включення, які містяться в золі вугілля, а також штучно внесені. Так, відмічено підвищення реакційної здатності при внесенні до вугільної шихти для виготовлення коксу або в готовий кокс солей лужних металів, залізняку і ін.

У реальних умовах феросплавного процесу (високі температури, низький стовп шихти у феросплавній печі, неминучий процес утворення карбідів металів і газоподібних нижчих оксидів металів і так далі) найбільш правильною характеристикою є відновна здатність вуглецевого матеріалу з врахуванням його електричного опору і інших параметрів. З цієї точки зору найбільш оптимальним вуглецевим відновником є деревне вугілля (таблиця 1.8). Останніми роками, у зв'язку з постійно зростаючим дефіцитом, всього більшого поширення набувають такі вуглецеві відновники як газове вугілля, нафтовий кокс і напівкокс [12,13].

Деревне вугілля, володіє високим питомим електричним опором і реакційною здатністю, чистотою. Деревне вугілля зменшує спікання шихти, що особливо важливе при виплавці високопроцентних сплавів кремнію. Деревне вугілля - пористий високовуглецевий продукт, що отримується з деревини в результаті її нагріву без доступу або з дуже обмеженим доступом повітря в ретортах або вуглевижимних печах різних систем. Состав деревного вугілля залежить від кінцевої температури перевугливання і від вигляду використаної деревини. Деревне вугілля має достатню міцність і малу стираємість,

кращим є вугілля з твердих порід дерева. Висока пористість деревного вугілля забезпечує його високу реакційну здатність.

Таблиця 1.8 – Характеристика вуглецевих відновників

| Показник | Металургійний кокс | Коксик | Напівкокс | Нафтовий кокс | Деревне вугілля |
|---|--------------------|-------------|-------------|-------------------|-------------------|
| Вміст за технічним аналізом, %: | | | | | |
| Зола A ^d | 10,65 | 10,80 | 27,00 | 0,71 | 1,45 |
| Летючі V ^{daf} | 1,44 | 1,20 | 5,60 | 8,08 | 14,54 |
| Волога W ^p | 0,44 | 1,30 | 1,90 | 0,80 | 2,10 |
| Сірка S _I ^d | 0,89 | 1,34 | 0,91 | 0,58 | 0,04 |
| Твердий вуглець C _{ТВ} | 87,02 | 86,66 | 71,49 | 86,98 | 83,97 |
| Реакційна здатність при 1323 К, мл/(г·с) | 0,69 | 0,92 | 8,00 | 0,42 | 11,1 |
| $\rho_{\text{пит}}$, Ом·м (фракція 3-6 мм) | 1,21 | 1,48 | 7500 | 3•10 ⁶ | 2•10 ⁶ |
| Структурна міцність, % | 83,0 | 85,0 | 63,7 | 64,3 | 39,0 |
| Щільність, г/см ³ | 1,82 | 1,95 | 1,58 | 1,41 | 1,40 |
| Пористість, % (см ³ /г) | 53,1 (0,49) | 49,7 (0,51) | 55,0 (0,67) | 20,1 (0,18) | 63,8 (1,1) |
| Склад золи, %: | | | | | |
| SiO ₂ | 35,4 | 36,5 | 75,7 | 46,3 | 1,90 |
| Al ₂ O ₃ | 23,3 | 22,2 | 11,2 | 24,3 | 3,40 |
| CaO+MgO | 3,8 | 3,9 | 3,0 | 10,5 | 41,1 |
| Fe ₂ O ₃ , | 33,8 | 33,7 | 7,6 | 14,2 | 0,85 |
| P ₂ O ₅ | 0,24 | 0,24 | 0,03 | 0,75 | 5,12 |
| K ₂ O + Na ₂ O | 2,13 | 2,64 | 1,18 | 0,13 | 0,29 |

Найширше використовують при виплавці феросплавів найбільш дешевий сорт відновника - «горішок» металургійного коксу («коксик»), що виходить як відсів при сортуванні доменного коксу. Залежно від якості використаного для виробництва вугілля і умов здобуття коксу на коксохімічному заводі властивості коксиків різні, але загальним його недоліком є невисокий електричний опір і реакційна здатність, відносно великий вміст золи, сірки і фосфору і високий, нестабільний вміст вологи. Коксик має губчасту структуру з великою кількістю тріщин, пористість його вагається в межах 35-55 %. Щільність коксу складає 800-1000 кг/м³. Теплоємність коксу зростає з підви-

щенням кінцевої температури коксування і зменшується із збільшенням зольності коксу, вагаючись в інтервалі 1,38-1,53 кДж/(кг·К) [14].

Залежно від сировинної бази, кокс умовно роздільний на марки: К1 - кокс з вугілля Донбасу або в суміші з вугіллям інших басейнів, відсіяних від доменного коксу; К2 - кокс з вугілля Донбасу або в суміші з вугіллям інших басейнів, відсіяний від ливарного коксу; К3 - кокс із суміші вугілля Кавказу і Донбасу, відсіяний від доменного коксу.

Якісні показники горішка коксового, використовуваного для виробництва сплавів, повинні відповідати вимогам ТУУ 322-00190443-120-97 для марок К01, К02, К03 (таблиця 1.9).

Таблиця 1.9 – Якісні показники горішка коксівного

| Найменування показників | Норма для класу і марки, % | | | |
|---|----------------------------|------|------|---------|
| | 10-25 мм | | | 8-25 мм |
| | К01 | К02 | К03 | К04 |
| Зольність А, не більше | 11,0 | 13,0 | 15,0 | 16,0 |
| Масова доля загальної вологи, не більше | 20,0 | 20,0 | 20,0 | 22,0 |
| Масова доля шматків розміром, не більше | | | | |
| >25 мм | 10,0 | 10,0 | 10,0 | 10,0 |
| <10 мм | 9,0 | 12,0 | 15,0 | - |
| <8 мм | - | - | - | 13,0 |

Якісні показники коксу доменного фракції 25-40 мм повинні відповідати вимогам ТУУ 322-00190443-085-96 «Кокс кам'яновугільний класу крупності 25 мм і більше (таблиця 1.9).

У феросплавному виробництві може бути також використаний відсів металургійного коксу фракції більше 10 мм (таблиця 1.10) і коксова дрібниця (таблиця 1.11) [15,16].

Таблиця 1.9 – Якісні показники кам'яновугільного доменного коксу класу крупності 25 мм і більше

| Найменування показника | Норма для марки, % | |
|---|--------------------|------|
| | КК1 | КК2 |
| Зольність А, не більше | 13,0 | 15,0 |
| Масова доля загальної сірки, не більше | 2,0 | 2,2 |
| Масова доля загальної вологи | 8,0 | 8,0 |
| Показник міцності | | |
| М25, не більше | 80,0 | 76,0 |
| М10, не більше | 9,0 | 10,0 |
| Масова доля шматків розміром менше 25 мм, не більше | 7,0 | 9,0 |

Таблиця 1.10 – Відсів металургійного коксу фракції більше 10 мм

| Показники | Норма |
|--|-------|
| Розмір шматків, мм | 10-35 |
| Масова доля шматків розміром менше 10 мм %, не більше | 15 |
| Масова доля шматків розміром більше 25 мм %, не більше | 32 |
| Зольність А, %, не більше | 13 |
| Масова доля загальної вологи %, середня | 18 |

Таблиця 1.11 – Дрібниця коксівна

| Найменування показника | Норма для марки | | |
|---|-----------------|-----------|------|
| | МК1 | МК2 | МК3 |
| Зольність Ас, % не більше | 13,0 | 16,0 | 18,0 |
| Масова доля загальної вологи, % не більше | 22,0 | 22,0 | 24,0 |
| Масова доля шматків розміром, % не більше | 9,0 | 8,0 | 6,0 |
| Розмір шматків, мм | 0-10, 0-8 | 0-10, 0-8 | 0-8 |

1.5.3. Кварцит

Відомо більше двохсот різновидів природного кремнезему: пісок, кварц, кварцит, гірський криштал, обпав і багато інших. Для виплавки кремнію і його сплавів використовують найбільш дешеві і в той же час багаті кремнеземом матеріали: кварцит, кварц і кварцовий піщаник. Головним мінералом кварцитів і більшої частини піщаників є кварц - широко поширений мінерал, який представляє собою більш менш чистий кремнезем SiO_2 .

Кварцитами називають крем'янисті піщаники, в яких цементована речовина і цемент представлені мінералами кремнезему. Кварцити зазвичай характеризуються високою щільністю і значним опором стискуванню (100-140 МПа), мають світле забарвлення з різними відтінками сірого, жовтого, рожевого і інших тонів. Із збільшенням вмісту SiO_2 в кварциті збільшується витягання кремнію і продуктивність печі, і знижується питома витрата електроенергії.

Корінні заклади кварциту зустрічаються у вигляді пластів, гнізд або лінз, що складаються з незцементованих кристалів різної крупності.

Перед виплавою кремнію кварцити дроблять, і частина домішок віддається з дрібницею. Дроблення необхідно поєднувати з промиванням для видалення глинистих промазок, пилоподібних наносів і крихких включень. Кварцити повинні володіти високою термостійкістю, при нагріві мало розтріскуватися, мати невелику пористість (<2%), низьке водо поглинання (0,1-0,5%). Температура початку інтенсивного руйнування має бути як можна вище [17].

Кварцити повинні відповідати вимогам ТУУ 001911879-011-97.

Стандарт передбачає дві марки кварциту - КФ і КШ. Кварцит КФ використовується в основному для виробництва феросплавів (феросиліцію, силікокальцію, кристалічного кремнію, силікомарганцю, феросилікохрому і ін.). Кварцит КШ призначений в першу чергу для здобуття шлаку певного складу.

В деяких випадках вимоги споживачів і заводів-виробників можуть змінюватися. В таблиці 1.12 приведений хімічний склад кварциту різних родовищ.

Таблиця 1.12 – Хімічний склад кварциту різних родовищ

| Родовище | Масовий вміст, % | | | | |
|---------------|------------------|--------------------------------|--------------------------------|---------|---------|
| | SiO ₂ | Fe ₂ O ₃ | Al ₂ O ₃ | CaO | MgO |
| Васильківське | 97-98 | 0,2-0,4 | 0,9-1,3 | 0,2-0,4 | 0,1-0,3 |
| Толкачевське | 96-98 | 0,4-0,9 | 0,2-1,0 | 0,7-0,3 | 0,1-0,3 |
| Овручське | 97-98 | 0,5-1,0 | 0,4-1,2 | 0,2-1,0 | 0,2-0,4 |

Силікомарганець є комплексним розкислювачем, широко використовуваним при виплавці сталі в кисневих конвертерах, електричних і мартенівських печах. Підвищення якості сталі, що досягається при використанні силікомарганця замість феросиліцію і феромарганцю, обумовлює і високі темпи нарощування обсягу виробництва силікомарганцю [18, 6].

Силікомарганець виплавляють у феросплавних печах наступних типів: рудовідновних круглих закритих (РКЗ), відкритих (РКВ) і прямокутних закритих (РПЗ). Встановлена потужність круглих відкритих і закритих печей досягає 16,5 МВА, а прямокутних - 48-63 МВА. Печі обладнані непереривними електродами, що само обпалюються. У круглих трифазних печах три електроди діаметром 1000-1200 мм розташовано по вершинах рівностороннього трикутника. У прямокутних печах шість плоских електродів розміром 2800x650 мм розташовані в лінію. Кожні два електроди підпитується від однофазного трансформатора, утворюючи в цілому трифазний електрометалургійний пічний агрегат. Закриті печі оснащені газоочисною системою, що дозволяє отримувати висококалорійний колошниковий газ високої чистоти.

Відмінність відкритої і закритої печей полягає у відсутності на відкритій печі водоохолоджуваного металевого зведення. Це визначило місце подачі шихти по трубопроводкам в піч: на закритій печі шихта подавалася в завантажувальні воронки електродів, а на відкритій - шихта поступала безпосередньо на колошник.

1.6. Технологічні особливості виробництва товарного силікомарганцю

Дозування шихтових матеріалів виробляється автоматичними дозаторами, порядок управління процесом повинен відповідати вимогам. Точність зважування шихтових матеріалів контролюється ваговимірними пристроями, відхилення яких не повинне перевищувати + 2,0%.

Зміна навішування коксикі, кварциту, дача добавок марганцевого концентрату і агломерату в цілях коректування аналізів виробляється по вказівці майстра виробничої ділянки.

Завантаження шихти в пічні бункери виробляється у міру її витрачання. Виплавка феросилікомарганцю ведеться в закритих трифазних печах електродуг безперервним процесом.

З пристроїв дозувань шихтові матеріали за системою транспортерів подаються в пічні бункери. Пічні бункери мають бути завжди заповнені шихтою не менше, чим на половину об'єму.

Завантаження шихти в піч виробляється по тічках через завантажувальні воронки. Тічки і завантажувальні воронки мають бути постійно заповнені шихтою, яка самоплив поступає в піч. Проплавлення шихти у воронках недопустимо, оскільки це розгерметизує робочий простір і приведе до зростання температури під зведенням, унаслідок підсосу повітря. Затвори пічних

кишень відкриті і обслуговуючий персонал, повинен стежити за постійністю наповнення труботечек і воронки шихтою.

Усунення зависання шихтових матеріалів в труботечках і пічних бункерах виробляється лише при відключеній печі і не менше чим двома робітниками.

У випадках виявлення проплавлення шихтових матеріалів в завантажувальних воронках, що свідчить про зависання шихтових матеріалів в труботечках або бункерах, необхідне проплавлене місце у воронках засипати шихтою.

Для запобігання попаданню феросплавного газу в труботечку або пічному бункері, де зависла шихта, на зведенні печі, в районі цієї труботечки мають бути розкриті два вибухові клапани.

Після виконання вищезгаданих операцій, зависання шихти в бункерах і труботечках усувається шляхом шуровки лозиною через шибер або спеціально вирізані отвори в труботечках і бункерах в місцях зависання. Після закінчення роботи вирізані отвори заварити.

Добавки коксиду і кварциту, подаються по труботечкам на плавильний майданчик і при необхідності завантажуються у воронки вручну.

Нормальна робота печі характеризується наступними ознаками:

- рівномірним сходом шихти в завантажувальних воронках;
- глибокою стійкою посадкою електродів при заданій потужності печі;
- оптимальна довжина робочого кінця електроду має бути в межах 2500-2800 мм;
- максимальним використанням потужності печі на даному рівні напруги;
- температура газу під зведенням має бути в межах 350-400 °С, вимірювана термопарами;
- постійною кількістю газів, що відходять: CO 75-80 %; H₂- не більше 8%; O₂ - не більше 1%;

- розрядкою на початку похилого газоходу не вище 40-80 мм вод.ст. вимірюється тягомірами (400 - 800 Па);

- перепадом розрядки на трубі Вентурі в межах 1500-2000 мм вод.ст. вимірюється тягомірами (14700-19600 Па);

- рівномірним виходом металу і шлаку відповідно до завантаженої шихти і витраченої електроенергії.

Порушеннями процесу є:

- висока посадка електродів;
- низька посадка електродів з втратою струмового навантаження;
- недолік відновника;
- зависання шихти в завантажувальних воронках, утворення настилів у воронках;

- нерівномірний вихід металу і відсутність виходу шлаку;

- зростання розрядки;

- просідання гарнісажу в льотки.

При високій посадці електродів необхідно:

- в разі стійкого підвищення напруги перемкнути піч на нижчий рівень;
- при надлишку відновника від коректувати його до норми і прийняти заходи для посадки електродів (різка безперервна посадка більш 330мм не допускається), як виняток допускається з дозволу майстра дача кварциту у вільному вигляді;

- при коротких електродах виробити позачергове їх перепускання;

- перевіряється правильність дозування шихтових матеріалів.

При низькій посадці електродів з втратою струмового навантаження необхідно:

- підняти рівень напруги;

- перевірити правильність дозування шихтових матеріалів;

- дати додаткові порції коксу і відкоригувати навішування відновника;

- за допомогою дерев'яних рейок просаджати шихту у воронках.

Ознаки недоліку відновника:

- падіння струмового навантаження;
- підвищення в'язкості шлаку;
- видування газів з випускного отвору під тиском;
- спікання шихти у воронках і на колошнику і поява "свищів";
- підвищення запиленості колошникового газу, підвищення перепаду тиску під зведенням;
- зниження вмісту кремнію в сплаві;
- підвищення водню в газах, що відходять.

При зростанні розрядки необхідно:

- перевірити розрядку в усіх точках газового тракту;
- виробити при необхідності чищення під склепінного простору і похилого газоходу.

Чищення під звідного простору виробляється на відключеній печі через вибухові клапани і кришку стакана. При виникненні обвалів шихти ст. плавильники і виробничий майстер аналізують причини: короткі електроди, висока вологість концентрату, недостатня кількість агломерату в шихті (шлаку передільного), велика кількість дрібної фракції в коксикі.

В цілях запобігання викидам шихти з печей до усунення вказаних причин по команді пр. майстра, нач. зміни трансформатори печі негайно перемикаються на нижчий рівень напруги.

Випуск сплаву виробляється 3-4 рази в зміну відповідно до графіка, затвердженого начальником цеху.

В цілях запобігання надмірному накопиченню розплаву в печі, що може привести до порушення електричного і газового режимів, аварії на горні і прогару ванни, з'їм електроенергії між двома випусками не допускається зверху 35тис. кВт/год. Вирішення про відключення печі, або зниження її потужності приймає майстер або начальник зміни.

Оброблення льотки ведеться залізною лозиною, а у разі потреби (шлакування льотки) пропалюється за допомогою електропропалення.

Випуск металу виробляється у футерований, а шлаку в сталеві ковші, встановлені каскадно.

Тривалість випуску для нормально-працюючої печі встановлюється 15-20 хв. Під час випуску необхідно стежити за рівнем металу в ковші, не допускаючи його переливу в сталевий ківш.

Для забезпечення нормального виходу металу і шлаку необхідно:

- підтримувати лютку весь час в нормальному робочому стані, тобто діаметр не повинен перевищувати 120 мм;
- в разі збільшення діаметру лютки більше 120 мм, її необхідно забити електродною масою, після цього через 2-3 випуски довести до нормального діаметру. Забивання лютки електродною масою виробляється по вказівці старшого плавильника;
- лютка має бути не ошлакувала. При ошлакуванні лютки перед її закладенням отвір лютки розпалюється електропропаленням. Закладення зашлакованої лютки не допускається;
- своєчасно встановлювати зведення з електродної маси. Установка зведення виробляється через 8-12 дні. Товщина зведення має бути не більше 250 мм.

Перед установкою зведення вічку має бути обов'язково забита масою і очищена від шлаку, залишки старого зведення також вибиваються.

Лютка закривається конусами, виготовленими з вогнетривкої глини, м'якої консистенції. У глину додаються 20-30 % дрібної електродної маси. Підготовлений конус має бути просушений до повного видалення вологи.

Нормально працююча лютка повинна закриватися 2-3 конусами, так аби зовнішня частина каналу лютки була вільною на 100-150мм.

При будь-якому стані лютки в горна печі завжди повинен знаходитися запасний ківш.

Після кожного випуску ківш має бути очищений від шлаку і металу і проконтрольований на справність футерування.

Перед розливанням наявний в ковші шлак зливається до появи металу в струмені, потім виробляється скачування шлаку гребком, до чистого дзеркала металу.

Феросилікомарганець розливається на розливних машинах згідно інструкції і складається на складі готової продукції в коробах на окремому майданчику. Наповнення коробів металом не повинне перевищувати їх вантажопідйомності і габаритів. Допускається складування однієї плавки в двох і більш коробах.

1.7. Висновки

1. Аналіз сучасного стану виробництва товарного феросилікомарганцю та фізико-хімічні основи його виробництва дозволили встановити один з напрямів вдосконалення технології його виплавки, шляхом використання агломерату з карбонатних руд.

2. Проведена оцінка марганцеворудної сировини.

3. Визначено оптимальний склад шихти для виплавки товарного феросилікомарганцю.

РОЗДІЛ 2

ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВИПЛАВКИ ТОВАРНОГО ФЕРОСИ- ЛІКОМАРГАНЦЮ З ВИКОРИСТАННЯМ КАРБОНАТНИХ РУД

2.1. Методика дослідження

Досліджувалися проби карбонатних руд різних родовищ. Замість традиційного методу промивання, дроблення і відсадки великих фракцій і флоатації шламів руди було застосовано само подрібнення руди в млині «Каскад» і високоградієнтне збагачення шламів.

За допомогою електронних обчислювальних машини були отримані сигнали пневматичним пристроям для виштовхування витягуваних шматків.

Була розроблена магнітно-гравітаційно-флоатаційна схема отримання малокремнеземного карбонатного концентрату.

Розроблена схема отримання малокремнеземного карбонатного концентрату перевірена в промислових і напівпромислових умовах. Проведені випробування магнітно-гравітаційної частини схеми.

За допомогою петрографічного і рентгеноструктурного аналізу встановлена послідовність перетворення мінералів карбонатного концентрату.

Для підвищення ступеню дефосфорації використовувався паротермічний спосіб видалення фосфору з марганцевих концентратів.

Процес випалення карбонатного марганцевого концентрату проводився в трубчастій печі опору в інтервалі температур 1073-1373 К.

Спікання агломерату проводилися на типовій агломераційній машині АКМ 3-100.

Напівпромислові плавки силікомарганцю проводили в печі потужністю 1200 кВА при використанні різних сортів і різновидів марганцевих концентратів встановлено.

2.2. Підвищення якості карбонатних марганцевих концентратів

Останніми роками марганцеворудна промисловість, маючи значні резерви, забезпечувала за об'ємом потреби металургійної промисловості. Проте при цьому мав місце обмежений збут низькосортних концентратів, в недостатньому об'ємі випускалися вищі сорти з низьким вмістом фосфору. При наміченому обсязі виробництва марганцевої руди питома вага видобутку карбонатних руд в 2000 р. зростає до 38,6% проти 10,8% на початку 90-х років. У зв'язку із залученням в експлуатацію карбонатних руд знижується середня якість концентратів (за вмістом марганцю) і доля концентратів вищих сортів.

Розрахунки потреби в товарній марганцевій руді показали, що незважаючи на значний приріст виробництва марганцевої сировини, планований баланс покриття цієї потреби на 2010 р. зводиться з напругою як для виплавки феросплавів, так і для передільного чавуну конвертерного виробництва. Доля першосортних малофосфористих концентратів ($P \sim 0,18\%$) Чиатурського басейну до загального виробництва концентратів вищих сортів знижується з одночасним збільшенням долі фосфористих концентратів Нікопольського басейну. Звідси витікає, що при використанні останніх не можна буде забезпечити стандартний вміст фосфору в марганцевих феросплавах. У зв'язку з цим ясна необхідність вдосконалення технології збагачення і дефосфорації карбонатних і змішаних руд.

Зараз розпочата промислова розробка нового Більше-Токмакського родовища карбонатних марганцевих руд. За гідрогеологічною і геологічною будові, а також за фізико-механічними властивостями руд і вміщуючихся порід Більше-Токмакського родовища відрізняється від Нікопольського родовища. Основна відмінність полягає у будові рудного пласта. Так, якщо в Нікопольському басейні міцна (суцільна) плитнякова руда зустрічається дуже рідко і потужність її не перевищує 0,2-0,3 м, то на Більше-Токмакському родовищі остання розподілена всюди з потужністю покладів до 1,5 м. За меха-

нічними властивостями плитнякова руда швидше нагадує вапняк, чим піщані і глинисті Нікопольські руди. Крім того, відмінність спостерігається в глибині залягання рудного пласта, гіпсометрії його ґрунту і покрівлі, складі і будові вміщуючих порід, обводнює руд і порідного масиву, а також в інших характеристиках родовища.

Досліджувалися проби карбонатних руд різних родовищ. Замість традиційного методу промивання, дроблення і відсадки великих фракцій і флоатації шламів руди було застосовано само подрібнення руди в млині «Каскад» і високоградієнтне збагачення шламів. Результати випробувань показують, що ця сировина ефективно самоподрібнюється і при цьому очищається шляхом обдирання примазувань.

Великі класи (більше 1 мм) являються кондиційними концентратами ($\gamma = 37,95\%$, $M = 31,9\%$, $\epsilon = 69,2\%$). Питомі втрати витягання марганцю при цьому менше, ніж при промиванні, і складають 1,87 проти 2,9% в промивальних машинах. Відносний вміст фосфору в концентраті складає 0,0045, в шламах - 0,0195. Гранулометрична характеристика шламів при новому способі підготовки рядових карбонатних руд значно відрізняється від гранулометричної характеристики шламів, що утворюються в схемах, раніше розроблених проектними організаціями. Вихід і втрати марганцю в шламах великістю менше 10 мкм в першому випадку складають 12,97 і 3,68%, в другому відповідно до 26 і 19,1%.

Дрібні класи дезінтегрованої руди (менше 1 мм) після гідравлічної класифікації в гідроциклонах великого діаметру (1000 мм) рекомендується сепарувати окремо: а) грубозернисті шлами (клас 0,18-1,0 мм) - на сепараторах 4ВК- 500 для отримання кондиційного карбонатного концентрату і відвальних хвостів; б) тонкозернисті шлами (клас 0,18-0 мм) - на високоградієнтних сепараторах для отримання кондиційного карбонатного концентрату, відвальних хвостів і промпродуктів (сировини для хімічного збагачення). Оскільки дрібний концентрат містить підвищену кількість кремнезему і фосфору, то додатково було випробувано високоградієнтне до збагачення його після до-

дроблення до 3; 1; 0,5 і 0,25 мкм. Результати дослідів, приведені нижче (склад початкової руди: 24,5% Mn; 0,32% P; 15,8% SiO₂), показують, що нерудна фаза добре розкривається тільки при такому подрібненні, що дозволяє в два рази понизити вміст і кремнезему і фосфору.

Доцільність цієї операції необхідно додатково перевірити на пробах різних типів Більше-Токмакської руди (таблиця 2.1).

Таблиця 2.1 – Показники дезінтегрування Більше-Токмакської руди

| Показники | Крупність подрібнення руди, мм | | | |
|-----------------------|--------------------------------|-------|-------|-------|
| | <3 | <1 | <0,5 | <0,25 |
| Ступінь розкриття, % | | | | |
| рудні мінерали | 70 | 76 | 76 | 85 |
| нерудні мінерали | 19 | 48 | 59 | 78 |
| Магнітна фракція | | | | |
| вихід, % | 97,7 | 92,5 | 89,6 | 87,0 |
| вміст, % | | | | |
| Mn | 25,02 | 25,3 | 27,0 | 27,7 |
| P | 0,320 | 0,320 | 0,345 | 0,290 |
| SiO ₂ | 14,15 | 10,38 | 7,03 | 6,29 |
| вилучення марганцю, % | 99,8 | 99,32 | 91,8 | 98,3 |
| Немагнітна фракція | | | | |
| вихід, % | 2,3 | 7,5 | 10,4 | 13,0 |
| вміст, % | | | | |
| Mn | 2,3 | 2,2 | 2,96 | 3,15 |
| P | 0,11 | 0,18 | 0,137 | 0,520 |
| SiO ₂ | 86,4 | 82,64 | 81,74 | 78,68 |
| вилучення марганцю, % | 0,20 | 0,68 | 1,20 | 1,67 |

З приведеного вище виходить, що застосування рудного самоподрібнення для дезінтеграції рядових карбонатних і змішаних марганцевих руд виключає з раніше розроблених технологічних схем малопродуктивні і мало-ефективні операції підготовчого дроблення, грохочення і промивання, скорочує багатоопераційність технологічних схем, значно спрощує ланцюг апаратів. На підставі результатів поопераційного випробування встановлена можливість отримання кондиційних марганцевих концентратів при витяганні більше 82% без застосування дорогих і екологічно небезпечних процесів

флотації і хімічного збагачення. У протилежність цьому традиційна технологія дає результати, що поступаються як за якістю концентрату, так і по вилученню. Вміст марганцю в концентраті в цьому випадку знизився з 29,4 до 27,2% і витягання - з 82,38 до 67,9%, відповідно до цього підвищилися втрати в хвостах і шламах [1].

Іншою перевагою схеми із застосуванням самоподрібнення, магнітної і високоградієнтної сепарації карбонатних руд являється можливість ефективного видалення включень кремнезему і апатиту. Ці шкідливі домішки викликають підвищенні витрати в металургійному процесі для їх видалення. У карбонатних флотоконцентратах вміст фосфору і кремнезему значно вищий, ніж у високоградієнтному концентраті.

Спроба поліпшити якість концентратів флотацій шляхом перечищення їх на високоградієнтному магнітному сепараторові виявилася успішною. Вміст кремнезему після перечищення знизився з 30 до 9%, а фосфору - з 0,308 до 0,165%. Таким чином, з нової сировини вдалося отримати високосортний концентрат, придатний для виплавки силікомарганцю без додаткової дефосфорації металургійним або хімічним способом.

Для того, щоб компенсувати втрати марганцю при до збагаченні I сорту, отримувані проміжні продукти з підвищеним вмістом кремнезему вигідно використовувати в шихті для виплавки силікомарганцю після їх брикетування з вугіллям. Таким чином, станеться доцільний перерозподіл кремнезему з шихти для феромарганцю, де він шкідливий, в шихту для силікомарганцю, де він потрібний.

Нині обидва сплави виготовляються з концентратів I сорту і тому при виплавці в шихту доводиться спеціально додавати кусковатий кварцит. Невідповідність існуючої технології очевидна: при збагаченні робиться витрата на видалення кремнезему, а потім він додається у вигляді кварциту, здобич якого обходиться досить дорого.

На підставі зарубіжного досвіду комплексна схема отримання кондиційних по фосфору марганцевих концентратів повинна включати: а) селектив-

вну виїмку, складування і усереднення однакових по формах прояву фосфору руд; б) розділове збагачення різних за формою прояву фосфору руд. Встановлено, що спільне збагачення руд, форми прояву фосфору в яких різні, включає отримання малофосфористих концентратів, і тому нижні пачки рудних пластів, що зазвичай дають малофосфористі концентрати, не можна змішувати з верхніми пачками, в яких фосфор пов'язаний з марганцевими мінералами. Завдяки вдосконаленню методів відкритого видобутку селективна виїмка різних типів руд цілком можлива.

Заслуговує на увагу також виділення в процесі збагачення різних за вмістом фосфору концентратів і шихтовка їх перед відвантаженням споживачеві з метою досягнення необхідного питомого вмісту фосфору, а також цикл відновного випалення з наступною магнітною сепарацією обпаленого продукту (фабрика грудкування в Сантана, Бразилія). Цей вузол в технологічному ланцюзі призначений, ймовірно, не лише для видалення залізовмісних мінералів, але і для дефосфорації концентратів гвинтових сепараторів перед грудкуванням [4].

Слід приділити належну увагу процесу Емдефос, який застосовується в Австралії для дефосфорації високофосфористого залізняку і рекомендованому для дефосфорації марганцевих руд. Відповідно до цього процесу передбачається вилуговування концентрату доцільно робити після його обжигу, в процесі якого внаслідок перекристалізації мінералів марганцю звільняється фосфор. Вилуговування робиться розчином їдкого натру. Лужне вилуговування фосфору давно розроблене вітчизняними дослідниками, але до теперішнього часу не знайшло застосування в промисловості [5, 6].

Для дефосфорації карбонатних концентратів розроблен кислотний спосіб вилуговування після окислювального випалення, яке доки також не знайшло промислового застосування. Широко використовується доки тільки метод металургійної дефосфорації шляхом розплавлення марганцевих концентратів і отримання малофосфористого шлаку. Проте усі ці методи значно дорожче за дефосфорацію при механічному збагаченні. З цієї причини, якщо

вдається понизити вміст фосфору при високоградієнтній сепарації руди навіть на незначну величину, то і в цьому випадку економія може бути суттєвою.

Для карбонатних руд дитіонатне збагачення, ймовірно, доведеться замінювати гаусманітовим, тобто випаленням при високій температурі і промиванням обпалених концентратів азотною кислотою, витрата якої менша, ніж сірчистої кислоти при дитіонатному збагаченні, але все таки дуже значний (більш 10 кг/т) [1]. У зв'язку з викладеним необхідно передбачити спорудження усередненого складу і ланцюжки апаратів, що дозволяють виготовляти і обпалювати вугільно-марганцеві брикети для того, щоб додатково видалити з концентратів частину фосфору (близько 20% від початкового значення) і завдяки цьому скоротити витрату реагентів і електроенергії на дефосфорацію.

Крім того, необхідно почати застосування збагачення змішаних руд шляхом фотометричного сортування і витягання окисних мінералів з митої карбонатної руди. У таблиці 2.2 приведені дані таких дослідів [7].

З приведених даних видно, що в результаті цієї операції знижується вміст кремнезему як в окисних, так і в карбонатних фракціях. Лазерні сепаратори «Сортекс», використовувані за кордоном, дозволяють робити ефективне сортування навіть на порівняно дрібній руді (10-30 мм). Промінь лазера ковзає по поверхні рудних шматків, розташованих на транспортері, що швидко рухається, і передає обчислювальній машині 800 тис. сигналів в секунду. Електронні обчислювальні машини, обробивши цю інформацію, дає відповідні сигнали пневматичним пристроям для виштовхування витягуваних шматків.

У зв'язку з необхідністю збільшення промислового використання карбонатних руд рекомендується випробувати технологію їх передзбагачення і збагачення із застосуванням роздільного усереднення, фотометричного сортування і високоградієнтної сепарації після розкриття фосфатів.

Таблиця 2.2 – Технологічні показники збагачення митої руди фотометричним методом

| Руда | Клас, мм | Вихід, % | | | Вміст, % | | | Вилучення Mn, % | | |
|------------|----------|--------------|--------------|----------------------|----------|------------------|------|-----------------|--------------|----------------------|
| | | Від операції | Від продукту | Від вихідної фракції | Mn | SiO ₂ | CaO | Від операції | Від продукту | Від вихідної фракції |
| Карбонатна | -100+50 | 77,5 | 44,1 | 10,9 | 28,6 | 7,7 | 12,1 | 63,8 | 35,3 | 12,8 |
| Окисна | | 22,5 | 12,8 | 3,2 | 56,0 | 4,2 | - | 36,2 | 20,0 | 7,3 |
| Вихідна | | 100 | 56,9 | 14,1 | 34,8 | 6,9 | - | 100 | 55,3 | 20,1 |
| Карбонатна | -50+35 | 66,7 | 15,1 | 3,7 | 29,2 | 7,5 | 11,9 | 50,9 | 12,4 | 4,5 |
| Окисна | | 33,3 | 7,6 | 1,9 | 56,5 | 4,4 | - | 49,1 | 11,9 | 4,3 |
| Вихідна | | 100 | 22,7 | 5,6 | 38,3 | 6,5 | - | 100 | 24,3 | 8,8 |
| Карбонатна | -35+25 | 66,7 | 13,6 | 3,4 | 30,2 | 7,3 | 9,5 | 56,1 | 11,5 | 4,2 |
| Окисна | | 33,3 | 6,8 | 1,7 | 47,3 | 5,7 | - | 43,9 | 8,9 | 3,3 |
| Вихідна | | 100 | 20,4 | 5,1 | 35,9 | 6,8 | - | 100 | 20,4 | 7,5 |
| Карбонатна | -100+25 | 72,8 | 72,8 | 18,0 | 29,0 | 7,6 | 11,6 | 59,2 | 59,2 | 21,5 |
| Окисна | | 27,2 | 27,2 | 6,8 | 54,0 | 4,6 | - | 40,8 | 40,8 | 14,9 |
| Вихідна | | 100 | 100 | 24,8 | 35,8 | 6,8 | - | 100 | 100 | 36,4 |

При селективній здобичі і високо градієнтному збагаченні руд з пластів і пачок, які містять вільні фосфати навіть при дуже тонкій вкрапленості, можна істотно збільшити вихід малофосфористих феромарганцевих концентратів і у декілька разів скоротити кількість руди, що направляється на металургійну дефосфорацію.

2.3. Глибоке збагачення карбонатних марганцевих руд Нікопольського родовища

Близько 70% розвіданих запасів вітчизняних марганцевих руд представлено карбонатними різновидами, тому передбачається збільшення об'єму переробки карбонатних марганцевих руд. Для карбонатних концентратів характерна відносно невисока масова доля марганцю, що обумовлено його мінеральною формою. Тому концентрати карбонатних руд мають обмежене застосування внаслідок підвищеного, порівняно з окисними, питомого вмісту кремнезему і фосфору і використовуються нині як компонент шихти при виробництві марганцевих феросплавів і чавуну [11].

Раніше виконані дослідження збагаченості карбонатних марганцевих руд Нікопольського родовища не вирішували задачу отримання концентратів підвищеної металургійної цінності. Майбутнє широке залучення до переробки карбонатних руд зумовило необхідність проведення додаткових досліджень. Можливість отримання концентрату із заданою масовою долею кремнезему визначається характером його взаємозв'язку з основним компонентом. Наявність зв'язку визначає можливість отримання концентратів із заданою масовою долею кремнезему.

Можливість обезкремнювання визначена методом гравітаційного розподілу по щільності від 2600 до 3200 кг/м³ з інтервалом 200 кг/м³ при послідовному зменшенні великості митої руди від 50,0 мм до 10,0; 3,0; 0,5 і 0,16 мм. Усі фракції гравітаційного розподілу аналізувалися на марганець і кремнезем. Проведені дослідження показали що при подрібненні до - 3 мм відбувається часткове розкриття рудних мінералів; у концентраційній фракції щільністю більше 3000 кг/м³, виділеною з подрібненої до великості менше 3 мм митої руди, масова доля кремнезему не перевищує 8%; при подрібненні промпродуктів до - 0,16 мм за рахунок подальшого розкриття мінералів за-

безпечується можливість додаткового виділення малокремнеземного концентрату.

Проведені лабораторні випробування підтвердили результати технологічного аналізу. Розроблена магнітно-гравітаційно-флотаційна схема отримання мало-кремнеземного карбонатного концентрату з наступними показниками: вихід 37,5%; масова доля марганцю в концентраті 30,3%; кремнезему - 7,0%; витягання марганцю в малокремнеземний концентрат - 60,3%; у сумарний - 77,3%.

Враховуючи погіршення речового складу карбонатної руди по простяганню пласта з півночі на південь, на Грушевському кар'єрі Марганецького ГЗК відібрали п'ять технологічних проб масою до 50 кг для дослідження по отриманню малокремнеземного концентрату. З усіх проб за магнітно-гравітаційною технологією отриманий карбонатний концентрат з масовою долею кремнезему менше 10%. Встановлений тісний зв'язок між кількістю рудних мінералів в початковій пробі і виходом мало-кремнеземного гравітаційного концентрату.

Розроблена схема отримання малокремнеземного карбонатного концентрату перевірена в промислових і напівпромислових умовах. На Грушевській збагачувальній фабриці проведені випробування магнітно-гравітаційної частини схеми, а магнітна для флотації частина випробувана на дослідному виробництві інституту. Підтверджена можливість отримання карбонатного концентрату з масовою долею кремнезему менше 10% з руд Грушевсько-Басанської ділянки Нікопольського родовища.

Карбонатна руда Олександрівського кар'єру Орджоникідзевського ГЗКу за своєю структурою відрізняється від руд Грушевсько-Басанської ділянки.

Карбонатні шматки олександрівської руди розміром більше 10 мм містять мало кварцевих включень, і частенько масова доля кремнезему в них не перевищує 10%. У класі 10-3 мм малокремнеземний концентрат отримують у фракції з щільністю більше 2800 кг/м^3 , і він може бути виділений відсаджен-

ням. У промислових умовах на Чкаловській збагачувальній фабриці перероблено 1795 т карбонатної руди Олександрівського кар'єру.

Схема випробувань включала наступні операції: дроблення початкової руди до 50 мм, промивання, класифікацію митої руди за великістю 3 мм, відсадження класу плюс 3 мм з отриманням малокремнеземного концентрату. Промпродукт великого відсадження об'єднували з класом - 3 мм митої руди і до збагачували на дослідному виробництві. У результаті збагачення карбонатної руди Олександрівського кар'єру отримано 30,0% по виходу малокремнеземного концентрату з масовою долею марганцю 29,1% і кремнезему 9,2%, витягання марганцю в малокремнеземистий концентрат склало 45,0%, а в сумарний концентрат - 75,0%.

Впродовж ряду років проводили дослідження кернових проб карбонатної руди Покровського і Більше-Токмакського ділянок Нікопольського родовища. Встановлена схожість їх речового складу і технологічних властивостей з карбонатною рудою Олександрівського кар'єру. У промислових умовах на Грушевській збагачувальній фабриці Марганецького ГЗК проведена оцінка збагачуваності руди Більше-Токмакської ділянки. Отриманий малокремнеземний карбонатний концентрат при виході 36,2% і витяганні марганцю 59,9%; масова доля марганцю в ньому склала 27,5% і кремнезему - 10,4%. З промпродукту на дослідному виробництві інституту за магнітно-гравітаційною схемою отриманий додатково малокремнеземний концентрат.

З урахуванням особливостей речового складу і збагачуваності руд розроблені технологічні схеми отримання малокремнеземних карбонатних концентратів. Схеми відрізняються завглибшки збагачення, що забезпечує отримання концентрату з масовою долею кремнезему менше 10%. Загальними для усіх схем вузлами є промивання і збагачення подрібненого до - 0,16 мм промпродукту. Витягання марганцю в малокремнеземний концентрат складає 61-65%, в сумарний - 75-77%. Технічні показники збагачення за рекомендованими схемами приведені в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Технологічні показники збагачення карбонатної марганцевої руди

| Продукт збагачення | Вихід, % | Масова доля, % | | Вилучення Mn, % |
|-----------------------------------|-------------|----------------|------------------|--------------------|
| | | Mn | SiO ₂ | |
| Грушевська збагачувальна фабрика | | | | |
| Малокремнеземистий концентрат | 37,7 | 31,5 | 8,8 | 64,0 |
| Карбонатний концентрат II сорту | 9,9 | 23,5 | 28,5 | 12,6 |
| Всього концентрату | 47,6 | 29,9 | 12,9 | 23,4 |
| Хвости та шлами | 52,4 | 8,3 | 47,8 | 23,4 |
| Вихідна руда | 100 | 18,5 | 31,2 | 100 |
| Покровська збагачувальна фабрика | | | | |
| Малокремнеземистий концентрат | 37,5 | 28,8 | 9,5 | 65,1 |
| Карбонатний концентрат II сорту | 7,4 | 26,5 | 20,5 | 11,8 |
| Всього концентрату | 44,9 | 28,4 | 11,3 | 76,9 |
| Хвости та шлами | 55,1 | 7,0 | 65,2 | 23,1 |
| Вихідна руда | 100 | 16,6 | 41,0 | 100 |
| Тавричеська збагачувальна фабрика | | | | |
| Малокремнеземистий концентрат | 50,0 | 28,7 | 9,3 | 62,2 |
| Карбонатний концентрат II сорту | 12,4 | 27,9 | 15,2 | 15,0 |
| Всього концентрату | 62,4 | 28,5 | 10,5 | 77,2 |
| Хвости та шлами | 37,6 | 14,0 | 31,0 | 22,8 |
| Вихідна руда | 100 | 23,1 | 18,1 | 100 |

Металургійна оцінка малокремнеземного карбонатного концентрату показала його придатність за величиною масової долі кремнезему для виплавки силікомарганцю. Проте внаслідок високого питомого вмісту фосфору доля мало кремнеземного концентрату в шихті не може перевищити 25%. Наступний етап підвищення металургійної цінності карбонатних марганцевих концентратів - зменшення масової долі фосфору.

2.4. Термічна підготовка карбонатних марганцевих концентратів перед електроплавкою

Балансові запаси марганцевих руд представлені в основному карбонатними і змішаними рудами (70,3%), оксидні (28,3%) і окислені (1,1%) руди складають 29,4%, є також незначні запаси силікатних і залізомарганцевих руд (0,3%) [1]. В той же час потреби вітчизняного виробництва марганцевих феросплавів, металургійною промисловістю і експорту в основному задовольняються оксидними рудами, що знаходиться в явному протиріччі з природними запасами цих типів руд.

Сучасний рівень видобутку оксидних марганцевих руд ведуть до швидкого скорочення їх запасів. Тому вже нині назріла необхідність широкого залучення в експлуатацію карбонатних марганцевих руд, використовуючи оксидні найекономічніше, тобто тільки в тих випадках, коли карбонатні руди не можуть забезпечити процес виробництва сплавів з прийнятними технологічними і техніко-економічними показниками.

У Нікопольському басейні передбачається значно розширити виробництво карбонатних марганцевих концентратів. Проте використання карбонатних концентратів безпосередньо в плавильних агрегатах виключається по наступним головним причинам:

- на розкладання карбонатів, що входять до складу концентрату, необхідно витратити дефіцитну електроенергію в кількості близько 240 кВт·год/т концентрату;

- в процесі розкладання вуглекислих солей кальцію і марганцю виділяється значна кількість газів, що утрудняє і без того важкий газовий режим роботи відновних печей і призводить до підвищеної витрати відновника і електроенергії на реалізацію реакції відновлення вуглекислоти за реакцією:



- в процесі нагріву карбонатних концентратів має місце утворення значної кількості дрібниці (від 20 до 50% залежно від режиму випалення), що призводить до зменшення газопроникності шару шихти в електропечі і в результаті до порушення технологічного процесу плавки (фонтануючий газовий режим, викиди розжареної шихти, підвищений відліт марганцю).

Марганець в карбонатних концентратах представлений переважно манганокальцитом (Ca, Mn) (CO₃)₂ і родохрозитом MnCO₃. Залежність зміни енергії Гіббса від температури для реакції розкладання MnCO₃ характеризується рівнянням:



$$\Delta G_2^0 = 133940 - 246,3T, \text{ Дж/моль}, \quad (2.2)$$

$$\lg p_{\text{CO}_2} = \frac{6983}{T} - 7,87 \text{ Па.}$$

температура початку розкладання MnCO₃ складає 541 К. Розлагання манганокальциту, подібно до доломіту, можна представити двоступінчатим процесом:



Зміна ΔG^0 і p_{CO_2} для реакції (2.4) мають вигляд:

$$\Delta G_4^0 = 170930 - 144,5T, \text{ Дж/моль};$$

$$\lg p_{CO_2} = \frac{8920}{T} - 2,54, \text{ Па.}$$

температура початку розкладання складає 1183 К. Зміна ентальпії утворення манганокальциту з карбонатів марганцю і кальцію, розраховане методом пропорціонування на основі хімічної подібності, $\Delta H = - 9370$ Дж/моль. Шляхом коректування величини теплового ефекту реакції утворення $MnCO_3$ на теплоту утворення манганокальциту з двох карбонатів отримуємо для реакції (2.3)

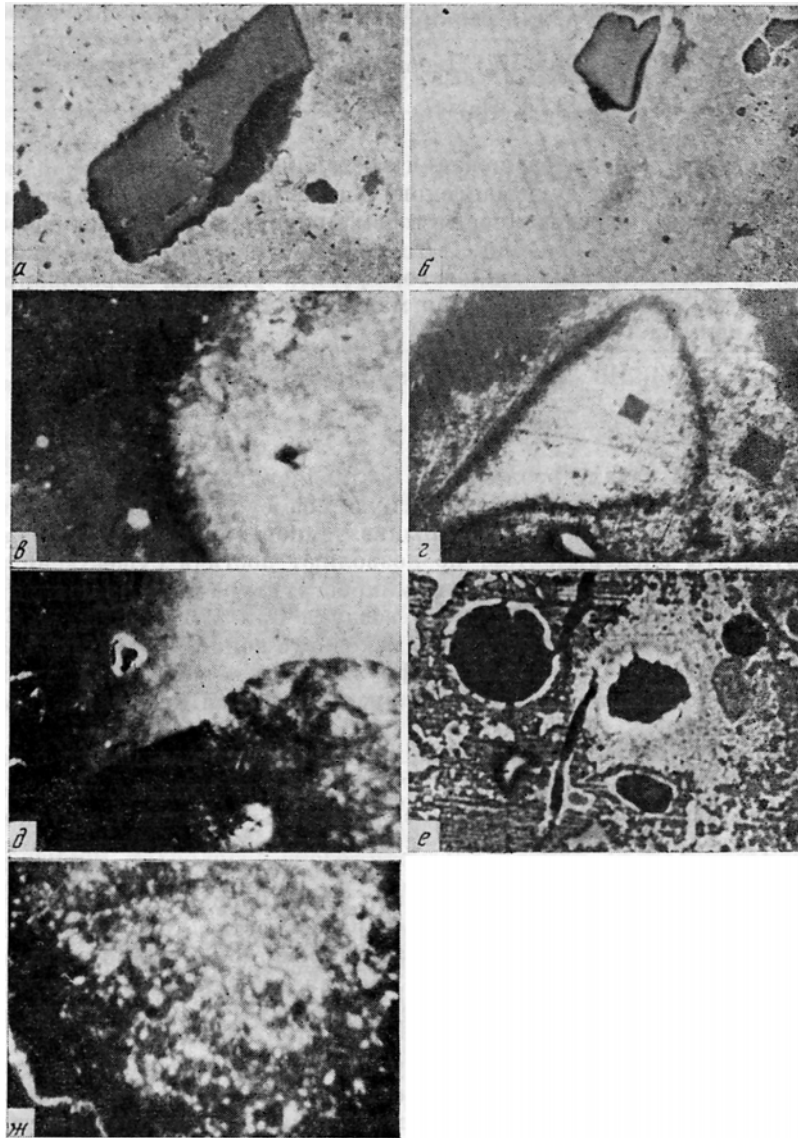
$$\Delta G_3^0 = 143310 + 246,3T, \text{ Дж/моль,}$$

$$\lg p_{CO_2} = \frac{7500}{T} - 7,87 \text{ Па}$$

температура початку розкладання складає 582 К.

Незважаючи на термодинамічну можливість перетворень в карбонатному концентраті, низькі температури, як показали результати експериментальних досліджень, не дозволяють досягти істотних змін в його структурі. Так, мікроструктура шліфів концентрату, обпаленого в атмосфері повітря при 573 К (рис. 2.1, б), не відрізняється від мікроструктури початкового концентрату (рис. 2.1, а) що пов'язане з утрудненнями дифузійного переміщення іонів, які гальмують перебудову кристалічної решітки карбонатів.

При 773 К процес дисоціації карбонатів починається з поверхні, де угруповання CO_3^{2-} випробовують односторонню деформуючу дію катіонів. Центральна частина зерен концентрату є складом, близьким до початкового, а у міру наближення до периферії спостерігається зональність, хоча і не ясно виражена. Наявність зон і неоднорідність їх складу підтверджуються різною їх мікротвердістю (рис. 2.1, б).



а – 541 К; б – 573 К; в, г – 773 К; д – 973 К; е – 1273 К; ж – 873 К.

Рисунок 2.1 - Мікроструктура зразків карбонатного концентрату, обпаленого при різній температурі, x200.

Область температур 873-1073 К характеризується великими швидкостями перетворення концентрату, що пов'язано зі зменшенням дифузійного утруднення, яке сприяє збільшенню швидкості розкладання родохрозиту.

При 1073-1273 К створюються умови для спільного перетворення усіх солей вугільної кислоти, що містяться в концентраті, що забезпечує високі сумарні швидкості процесу і глибоку міру кристалохімічних перетворень в концентраті. Центральна частина зерен концентрату є складом, близьким до початкового зразка. Петрографічний аналіз зразків карбонатного концентрата-

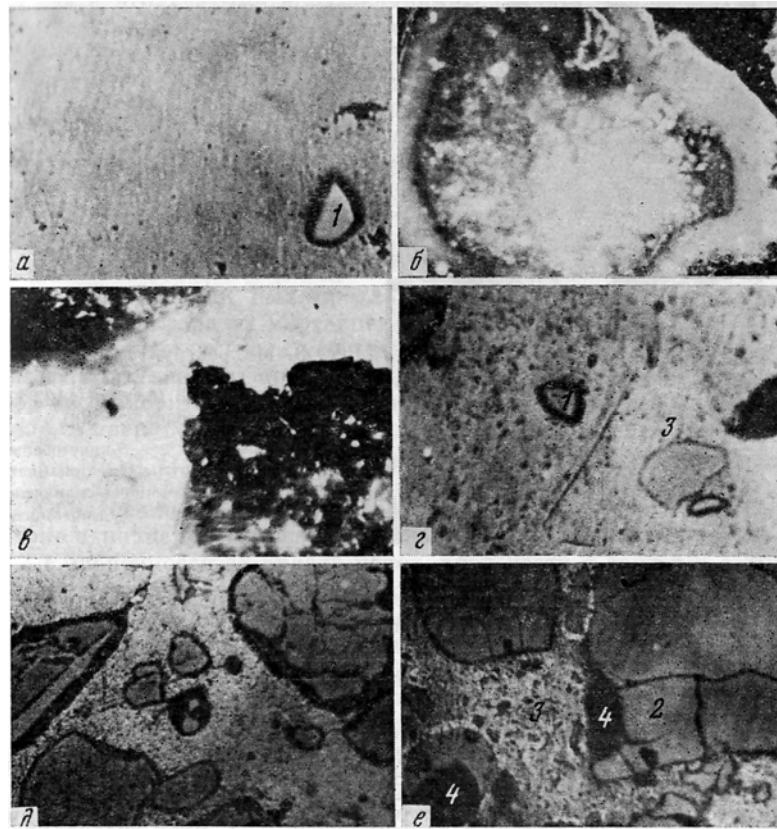
ту, обпаленого при цих температурах, показав, що піддалася розкладанню частина зразка в темному полі (рис. 2.1, г, д) має темно-буре до червонувато-бурої забарвлення, яке відповідає гаусманіту, який утворився в результаті окислення закису марганцю. Чітко ідентифікувати фазу закису марганцю вдалося лише при температурі вище 1173 К, що, ймовірно, пов'язано з нестабільністю стану цієї фази в ділянці нижчих температур. Приведена на рис. 2.1, е мікроструктура показує, що карбонатний концентрат, обпалений при 1273 К, складається з дрібнодисперсної проміжної фази між гаусманітом і манганозитом, марганцевосилікатного скла і манганозиту.

Особливий інтерес представляють дослідження по випаленню карбонатних марганцевих концентратів природним газом в присутності твердого вуглецевого відновника. Петрографічним і рентгеноструктурним аналізом встановлена наступна послідовність перетворення мінералів карбонатного концентрату. При 573-673 К відбувається початок руйнування ґрат первинних марганцевих мінералів з утворенням тонкодисперсної, не діючої на поляризоване світло маси (рис. 2.2, а), що має у відбитому світлі світло-сіре забарвлення. Зразки концентрату, обпалені при 773 К, виявляють повну ідентичність структури і фазового складу із зразками, обпаленими при 573-673 К. Проте в темному полі зору (рис. 2.2, б) з'являється зональність, викликана глибшим розвитком кристалохімічних перетворень. На рентгенограмах виявляються лінії гаусманіту, часто розмиті, внаслідок тонкодисперсного стану закису-окислу марганцю.

При підвищенні температури до 1073 К збільшується зональність і укрупнена фаза гаусманіту (рис. 2.2, г).

У зразках, обпалених при 1173 К (рис. 2.2, д), гаусманіт представлений у вигляді дрібних утворень, а при 1273 К спостерігається поява (β -кристобаліту (рис. 2.2, е) і утворення дрібних зерен гаусманіту, але вже виразно кристалізованих. На рентгенограмі ясно простежуються лінії цього мінералу. Істотно змінюється структура і фазовий склад концентрату при 1373 К. На поверхні карбонатний концентрат злегка оплавлений і має метале-

вий блиск. Зміна структури викликано початком процесу спікання, що характеризується скороченням пор і тіснішим зчепленням часток, деформацією кристалічних ґрат, утворенням нових мінеральних фаз і хімічних сполук.



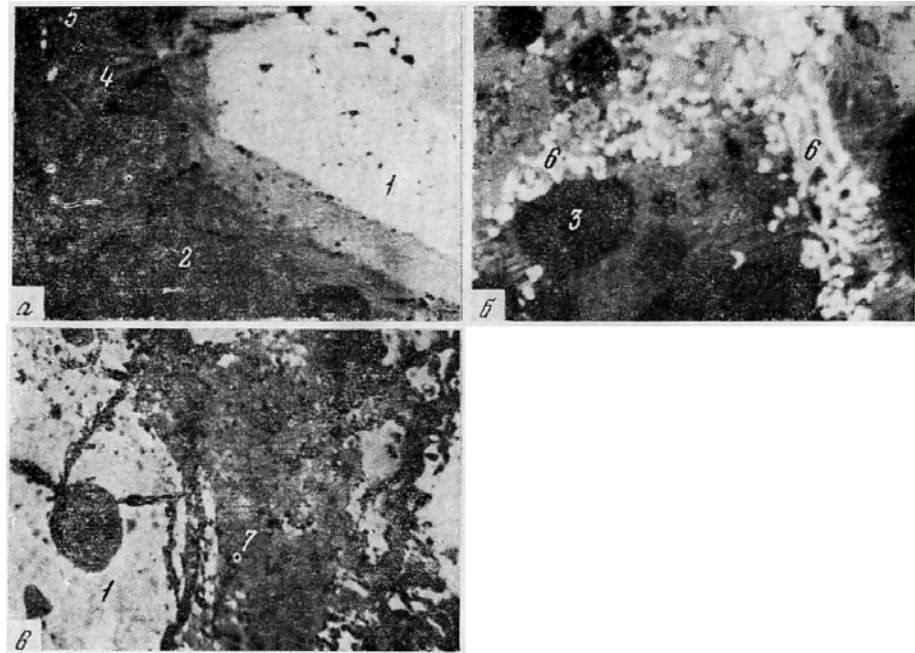
а – 623; б – 773 К; в – 973 К; г – 1073 К; д – 1173 К; е – 1273 К;

1 – кварц; 2 – кристаболіт; 3 – гуасманіт; 4 – пори.

Рисунок 2.2 - Мікроструктура зразків карбонатного концентрату, обпаленого в присутності твердого вуглецевого відновника при різній температурі, x200.

Аналізуючи термодинамічну можливість реакцій взаємодії між оксидами марганцю і кремнеземом, дійшли висновку про можливість взаємодії між MnO і SiO_2 в інтервалі температур 400 -1600 К. Встановлено також утворення силікатів при взаємодії Mn_3O_4 і SiO_2 близько 1273 К. Приведені вище положення добре узгоджуються з даними мінералогічних, петрографічних досліджень шліфів карбонатного концентрату, обпаленого при 1373 К

(рис. 2.3, а), де спостерігається утворення марганцевосилікатного скла з голчастими утвореннями силікату марганцю.



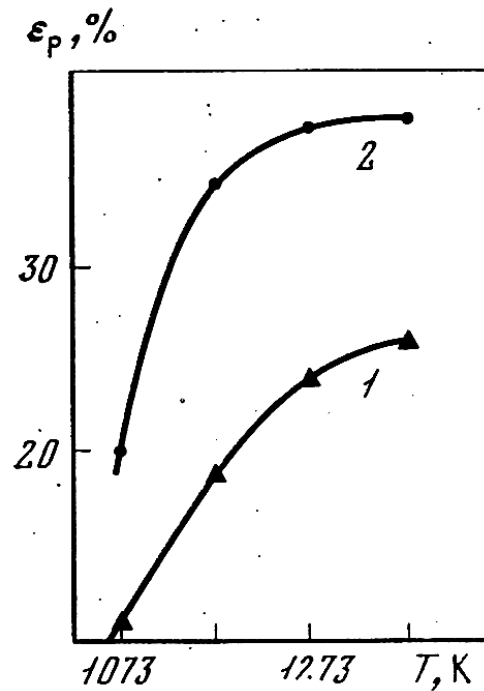
1 – манганозит; 2 – β -кристаболіт; 3 – пори; 4 – голчаті силікати марганцю; 5 – марганцево-силікатне скло; 6 – метал; 7 – марганцевокальцієвий силікат.

Рисунок 2.3 - Мікроструктура зразків карбонатного концентрату, обпаленого при 1373 К (а, б) і 1423 К (в), $\times 200$.

Показано також, що марганець в цих умовах представлений гаусманітом, дрібнодисперсним манганозитом, відзначається оплавлення порою кварциту. Зустрічаються вкраплення корольків металу. Мікрорентгеноспектральний аналіз корольків металу показав наявність в них металевого заліза.

В процесі термічної обробки карбонатних марганцевих концентратів у присутності твердого вуглецю фосфор, який знаходиться в концентраті, частково віддаляється в газову фазу. Ступінь дефосфорації з підвищенням температури росте і при 1273 К досягає 23-25% (рис. 2.4, крива 1).

Для підвищення ступеню дефосфорації був запропонований паротермічний спосіб видалення фосфору з марганцевих концентратів, суть котрого полягає в наступному.



1 – звичайне обпалення; 2 – обпалення з продувкою Н₂О_{пар}.

Рисунок 2.4 - Залежність ступеню дефосфорації ϵ_p карбонатного концентрату від температури.

Фосфор, що знаходиться в марганцевих концентратах, може бути частково видалений у вигляді фосфіну при відновному випаленні їх у присутності Н₂О_{пар} в інтервалі температур 950-1050 °С:



Утворення фосфіну пояснюється тим, що водень, маючи приблизно однакову електронегативність (2,2) з фосфором (2,1 - 2,2 залежно від вкладу неполярної частини α -зв'язків в загальну енергію зв'язків в молекулі фосфору), знижує енергію активації розриву зв'язків Р-О-Р в групі РО₄. За даними роботи [15], енергія активації розриву зв'язку Р-О-Р у присутності іонів Н⁺ і ОН⁻ знижується з 170 до 60 Дж/моль.

Приведені положення були підтверджені промисловою практикою виплавки товарного силікомарганцю. Експериментально встановлене, що ко-

лошниковий газ силікомарганцевої печі містить 0,3-0,4 утв. % PH_3 . Причому максимальний вміст PH_3 в колошниковому газі спостерігається після випуску розплаву з печі, тобто коли свіжа волога шихта інтенсивно поступає в піделектродні зони. У міру зменшення швидкості сходу шихти зменшується і кількість PH_3 в газах, що відходять.

Був вивчений процес випалення карбонатного марганцевого концентрату, що містить 28,8% Mn і 0,236% P. Досліди проводили в трубчастій печі опору в інтервалі температур 1073-1373 К. Після досягнення заданої температури в робочий простір печі вводили шість кварцевих трубок діаметром 10 мм, заповнених концентратом в суміші з коксиком. Шихту для дослідів застосовували фракції 1-3 мм. Після прогрівання трубок впродовж 2 хв. до трьох трубок з шести підключали паропровід від лабораторного парового котла і впродовж 30 хв. крізь товщу шару шихти продували водяну пару при тиску 0,1-0,2 атм. У інших трьох трубках концентрат піддавали звичайному відновленню випаленням. Отримані результати показали, що при відновному випаленні у присутності $\text{H}_2\text{O}_{\text{пар}}$ (рис. 2.4, крива 2) міра дефосфорації значно вища, ніж при звичайному відновлювальному випаленні. Найбільша міра дефосфорації досягнута в температурному інтервалі 1253-1293 К, подальше підвищення температури практично не чинить впливу на міра дефосфорації.

Існуюча технологія підготовки карбонатних концентратів до металургійного переділу передбачає дроблення усієї маси концентрату до фракції мінус 10 мм з наступною агломерацією подрібненого продукту. Так, в процесі додроблення концентрату до фракції мінус 10 мм втрати марганцю складають 3,3%, а при агломерації - 2,5 %.

Як вказувалося вище, в процесі випалення карбонатний концентрат в інтервалі температур 593-1183 К руйнується з утворенням шматків обпаленого продукту фракції <40 мм незалежно від початкової великості сирого концентрату, що виключає стадію дроблення в схемі. В залежності від режиму випалення вихід продукту класу <8 мм складає 20-40%.

Таким чином, ефективнішим і раціональнішим варіантом підготовки карбонатних марганцевих концентратів являється наступний. Миту карбонатну руду фракції <200 мм підвергають випаленню в трубчастих або шахтних печах газоподібним або рідким паливом при 1223-1323 К. В процесі випалення з митої руди видаляється гігроскопічна і гідрат волога, і відбувається термічна дисоціація карбонатів з перекладом марганцю в окисну форму (манганозит, гаусманіт). Отриманий обпалений продукт піддають розсіванню на клас плюс 8,0 мм і клас мінус 8,0 мм, який направляють на агломерацію.

2.5. Розрахунок шихти і матеріального балансу виплавки товарного силікомарганцю марки МнС17Р35

Приймаємо хімічний склад готового металу згідно таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Розрахунковий склад готового металу

| Марка сплаву | Масова доля, кг | | | | | |
|--------------|-----------------|------|-----|-----|------|------|
| | Mn | Si | Fe | C | P | S |
| МнС17Р35 | 71,0 | 18,0 | 7,0 | 1,7 | 0,35 | 0,03 |

Розподіл елементів між продуктами плавки приведен в таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 – Розподіл елементів між продуктами плавки

| Елемент | Переходить в, % | | |
|-------------------|-----------------|------|-------|
| | метал | шлак | ульот |
| Mn | 80,1 | 12,9 | 7 |
| Si | 44 | 47 | 9 |
| Fe | 90 | 5 | 5,0 |
| P | 95 | 2,0 | 3,0 |
| S | 1,1 | 88,7 | 10,2 |
| Na ₂ O | - | 50 | 50 |
| K ₂ O | - | 50 | 50 |
| BaO | - | 50 | 50 |

Хімічний склад шихтових матеріалів наведен в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 – Хімічний склад шихтових матеріалів

| Матеріал | Масова доля, % | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|----------------------------|----------------|-------------------|------------------|------|--------------------------------|------------------|--------------------------------|------|------|--------------------------------|------|-------------------------------|------|-------|--------|-------|-------------------|------------------|-------|
| | Mn | MnCO ₃ | MnO ₂ | MnO | Mn ₂ O ₃ | SiO ₂ | Fe ₂ O ₃ | CaO | MgO | Al ₂ O ₃ | C | P ₂ O ₅ | Зола | S | Легучі | ВПП | Na ₂ O | K ₂ O | BaO |
| Марганцевий концентрат Пс. | 36,8 | | 38,5 | 16,2 | - | 20,7 | 2,56 | 3,92 | 1,43 | 1,68 | 2,0 | 0,44 | - | 00,34 | - | 10,29 | 0,44 | 1,51 | 0,31 |
| Агломерат АМН-2 | 43,4 | | - | - | 62,34 | 23,5 | 3,4 | 3,7 | 2,0 | 2,6 | - | 0,46 | - | 0,20 | | 0,7 | 0,32 | 0,56 | 0,245 |
| Карбонатна руда | 38,8 | 48,68 | 24,54 | - | - | 4,8 | (FeO) 5,6 | 12,0 | 2,1 | 0,7 | 0,3 | 0,066 | - | 0,026 | - | - | | 0,7 | 0,3 |
| Кварцит | - | | - | - | - | 97,0 | 1,4 | 0,6 | - | 1,0 | - | - | - | - | - | - | | | |
| Коксик | - | | - | - | - | - | - | - | - | - | 79,0 | - | 16,0 | 2,0 | 3,0 | - | | | |
| Зола коксика | - | | - | - | - | 38,1 | 25,4 | 4,5 | 2,7 | 28,7 | - | 0,6 | - | - | - | - | | | |
| Електродна масса | - | | - | - | - | - | - | - | - | - | 82,0 | - | 12,0 | - | 6,0 | - | | | |

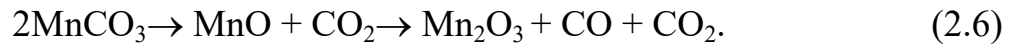
Утвориться Mn₂O₃:

$$25,62 \cdot 158 / 174 = 23,264 \text{ кг.}$$

Утвориться кисню:

$$25,62 \cdot 16 / 174 = 2,355 \text{ кг.}$$

Враховуємо, що карбонат марганцю розкладається і окислюється по реакціям:



Утворюється Mn_2O_3 : $18,01 \cdot (158/2 \cdot 115) = 12,372 \text{ кг.}$

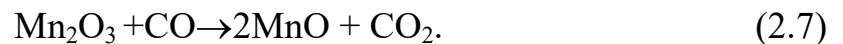
Утворюється CO : $18,01 \cdot (28/2 \cdot 115) = 2,19 \text{ кг.}$

Утворюється CO_2 : $18,01 \cdot 44/230 = 3,44 \text{ кг.}$

Всього утворюється Mn_2O_3 :

$$12,372 + 23,264 + 12,46 = 48,096.$$

Враховуємо, що вищі оксиди марганцю відновлюються до MnO в верхніх горизонтах печі по реакціям косвенного відновлення:



Витрачається CO : $48,096 \cdot 28/158 = 8,523 \text{ кг.}$

Утворюється CO_2 : $48,096 \cdot 44/158 = 13,39 \text{ кг.}$

Утворюється MnO : $48,096 \cdot 142/158 = 43,225 \text{ кг.}$

Всього утвориться MnO : $6,98 + 43,225 = 50,205 \text{ кг.}$

Вихід силікомарганцю складе:

$$\frac{38,88 \cdot 0,801}{0,71} = 43,863 \text{ кг.}$$

Розрахунок потрібної кількості кварциту.

При вмісті кремнію в металі 18,0% в шихті необхідно мати кремнезему:

$$\frac{43,863 \cdot 0,18}{0,44} \cdot \frac{60}{28} = 38,45 \text{ кг.}$$

Поступить кремнезему і шихтових матеріалів 15,37 кг.

Вноситься шихтою MnO: 50,205 кг.

Витрачається вуглецю на навуглецювання металу:

$$\frac{43,863 \cdot 1,7}{100} = 0,74 \text{ кг,}$$

$$16,155 + 0,74 = 16,895 \text{ кг.}$$

За даним роботи Запорізького феросплавного заводу витрата електродної маси 38 кг/т сплаву або на 100 кг суміші:

$$38 \cdot 43,863 / 1000 = 1,666 \text{ кг.}$$

Таблиця 2.7 – Розрахунок потрібної кількості вуглецю на відновлення оксидів суміші

| Оксид | Реакція | Необхідно С на відновлення, кг |
|-------------------------------|---|---|
| MnO | $\text{MnO} + \text{C} = \text{Mn} + \text{CO}$ | $50,205 \cdot 0,871 \cdot 12 / 71 = 7,39$ |
| SiO ₂ | $\text{SiO}_2 + 2\text{C} = \text{Si} + 2\text{CO}$ | $38,45 \cdot 0,53 \cdot 24 / 60 = 8,039$ |
| FeO | $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$ | $3,85 \cdot 0,95 \cdot 12 / 7 = 0,60$ |
| P ₂ O ₅ | $\text{P}_2\text{O}_5 + 5\text{C} = 2\text{P} + 5\text{CO}$ | $0,305 \cdot 0,98 \cdot 60 / 142 = 0,126$ |
| Разом | | 16,155 |

Вноситься вуглецю електродами:

$$1,666 \cdot 0,82 = 1,366 \text{ кг.}$$

Вноситься золою електродної маси:

$$1,666 \cdot 0,12 = 0,199 \text{ кг.}$$

Всього вноситься вуглецю електродами 1,366 кг.

Потрібно внести вуглецю коксом:

$$16,895 - 1,366 = 15,529 \text{ кг.}$$

Таблиця 2.8 – Розрахунок активного вуглецю коксу

| Реакція | з 100 кг коксиду відновлюється, кг | Потрібно вуглецю, кг |
|-------------------------------------|---------------------------------------|--------------------------------|
| $\text{SiO}_2 = \text{Si}$ | $16 \cdot 0,38 \cdot 10,44 = 2,682$ | $2,682 \cdot 24 / 60 = 1,072$ |
| $\text{SiO}_2 = \text{SiO}$ | $16 \cdot 0,381 \cdot 0,09 = 0,548$ | $0,548 \cdot 12 / 60 = 0,109$ |
| $\text{Fe}_2\text{O}_3 = \text{Fe}$ | $16 \cdot 0,254 \cdot 0,95 = 3,860$ | $3,860 \cdot 36 / 160 = 0,868$ |
| $\text{P}_2\text{O}_5 = \text{P}$ | $16 \cdot 0,006 \cdot 0,98 = 0,094$ | $0,094 \cdot 60 / 142 = 0,039$ |
| Разом | | 2,088 |

Залишається активного вуглецю в коксі:

$$79 - 2,088 = 76,912 \text{ кг.}$$

З урахуванням корисного використання вуглецю 95% необхідно внести коксиду:

$$15,529 / (0,76912 \cdot 0,95) = 21,25 \text{ кг.}$$

Вигорить вуглецю коксу на колошнику:

$$21,25 \cdot 0,79 \cdot 0,05 = 0,83 \text{ кг.}$$

Всього поступить кремнезему з урахуванням золи коксифікату:

$$15,37 + (21,25 \cdot 0,16 \cdot 0,381) = 16,665 \text{ кг.}$$

Необхідно додатково внести кремнезему:

$$38,45 - 16,665 = 21,785 \text{ кг.}$$

Навішування кварциту складе:

$$21,785 / 0,97 = 22,45 \text{ кг.}$$

Склад і кількість шлаку наведено в таблиці 2.9.

Таблиця 2.9 – Склад і кількість шлаку

| Оксид | Вноситься, кг | | | Всього | |
|--------------------------------|--|--|--|--------|-------|
| | Мп сумішшю | кварцитом | золой кокса | кг | % |
| MnO | $50,205 \cdot 0,129 = 6,47$ | - | - | 6,47 | 15,87 |
| Al ₂ O ₃ | 1,492 | $22,45 \cdot 0,01 = 0,2245$ | $21,25 \cdot 0,16 \cdot 0,287 = 0,975$ | 2,69 | 6,59 |
| MgO | 1,78 | | $21,25 \cdot 0,16 \cdot 0,027 = 0,091$ | 1,871 | 4,59 |
| CaO | 6,68 | $22,45 \cdot 0,006 = 0,134$ | $21,25 \cdot 0,16 \cdot 0,045 = 0,153$ | 6,967 | 17,0 |
| FeO | $3,85 \cdot 0,05 \cdot 144 / 160 = 0,17$ | $22,45 \cdot 0,014 \cdot 0,05 \cdot 144 / 160 = 0,014$ | $21,25 \cdot 0,16 \cdot 0,254 \cdot 144 / 160 = 0,777$ | 0,961 | 2,35 |
| SiO ₂ | $15,37 \cdot 0,47 = 7,72$ | $22,45 \cdot 0,97 \cdot 0,5 = 10,88$ | $21,25 \cdot 0,16 \cdot 0,381 = 2,53$ | 21,13 | 50,6 |
| P ₂ O ₅ | $0,305 \cdot 0,02 = 0,006$ | - | $21,25 \cdot 0,16 \cdot 0,006 = 0,0204$ | 0,026 | 0,06 |
| S | $0,144 \cdot 0,887 = 0,127$ | - | $21,25 \cdot 0,02 \cdot 0,5 = 0,212$ | 0,339 | 0,83 |
| Na ₂ O | $0,32 \cdot 0,5 = 0,16$ | - | - | 0,16 | 0,39 |
| K ₂ O | $1,12 \cdot 0,5 = 0,56$ | - | - | 0,56 | 1,37 |
| BaO | $0,3 \cdot 0,5 = 0,085$ | - | - | 0,085 | 0,20 |
| Всього шлаку | | | | 41,259 | 100 |

Основність шлаку:

$$B=(CaO+MgO)/SiO_2, \quad (2.7)$$

$$B=(17,09+4,59)/50,61 = 0,42.$$

Кратність шлаку:

$$G_{\text{шл}}/G_{\text{ме}}=41,259/43,877=0,94.$$

Матеріальний баланс плавки наведен в таблиці 2.10.

Таблиця 2.10 – Матеріальний баланс плавки товарного силікомарганца марки МнС17Р35.

| Задано | кг | Отримано | кг |
|------------------|---------|---|---------|
| Концентрат ІІ с. | 43,000 | Металу | 43,877 |
| Агломерат АМН-2 | 20,000 | Шлаку | 41.259 |
| RVHJ | 37,000 | Газу в ульот | 66,073 |
| Кварцит | 22,45 | Всього | 151,209 |
| Коксик | 21,25 | Нев'язка:(151,316-151,309)·100/ 151,316 =0,07% | 0,107 |
| Електродна маса | 1,666 | | |
| Повітря | 5,73 | | |
| Арматура Fe | 0,220 | | |
| Всього отримано | 151,316 | Всього задано | 151,316 |

Базова вага металу:

$$43,877 \cdot (70,97+18,57)/82 = 47,884 \text{ кг.}$$

Перерахунковий коефіцієнт:

$$K = 1000/47,884 = 20,88.$$

Витрата шихтових матеріалів на 1 базову тонну:

| | |
|-----------------------|--|
| Агломерату: | $20 \cdot 20,88 \cdot 43,4 / 48 = 377$ кг. |
| Концентрату II сорту: | $43 \cdot 20,88 \cdot 36,8 / 48 = 688$ кг. |
| RVHJ: | $37 \cdot 20,88 \cdot 38,8 / 48 = 624$ кг. |
| Кварциту: | $7,816 \cdot 20,88 = 468$ кг. |
| Коксику: | $19,360 \cdot 20,88 = 444$ кг. |
| Електродної маси: | $1,455 \cdot 20,88 = 35$ кг. |
| Арматури | $0,220 \cdot 20,88 = 5,09$ кг. |

При розрахунку теплового балансу приймаємо теплові ефекти реакцій, які наведені в таблиці 2.12.

Таблиця 2.12 – Теплові ефекти реакцій

| № п/п | Реакція | ΔG , кДж/моль | Перерахунок на 1 кг | Q, кДж/кг |
|-------|---|--------------------------|------------------------|-----------|
| 1 | $C + \frac{1}{2} O_2 = CO$ | 110500 | CO | 3946 |
| 2 | $C + O_2 = CO_2$ | 394000 | CO ₂ | 8954 |
| 3 | $Mn + Si = MnSi$ | 119280 | Si | 4260 |
| 4 | $MnO + SiO_2 = MnO \times SiO_2$ | 49700 | MnO | 700 |
| 5 | $CaO + SiO_2 = CaO \times SiO_2$ | 91255 | CaO | 852 |
| 6 | $MgO + SiO_2 = MgO \times SiO_2$ | 36720 | MgO | 918 |
| 7 | $S + \frac{3}{2} O_2 = SO_3$ | 352000 | S | 11000 |
| 8 | $MnCO_3 \rightarrow MnO + CO_2$ | -118294 | MnCO ₃ | -1028.6 |
| 9 | $MnO_2 \rightarrow MnO + \frac{1}{2} O_2$ | -209064 | MnO | -2944 |
| 10 | $SiO_2 \rightarrow Si + O_2$ | -907200 | Si | -32400 |
| 11 | $Fe_2O_3 \rightarrow 2Fe + \frac{3}{2} O_2$ | -820400 | Fe | -7338 |
| 12 | $P_2O_5 \rightarrow 2P + \frac{5}{2} O_2$ | -619600 | P | -15989 |
| 13 | $Mn_{TB} \rightarrow Mn_{\Gamma}$ | -284625 | Mn | -5175 |
| 14 | $Si_{TB} \rightarrow Si_{\Gamma}$ | -354200 | Si | -12650 |
| 15 | $P_{TB} \rightarrow P_{\Gamma}$ | -553660 | P | -17860 |

Прихід тепла.

Тепло яке вноситься шихтовими матеріалами:

Агломерат – $48/43,4 \cdot 377 \cdot 0,418 \cdot 25 = 4357 \text{кДж}$;
 Mn-концентратом - $48/36,8 \cdot 688 \cdot 0,418 \cdot 25 = 9378 \text{кДж}$;
 RVHJ - $48/38,8 \cdot 624 \cdot 0,418 \cdot 25 = 8067 \text{кДж}$;
 Кварцитом – $468 \cdot 0,800 \cdot 25 = 9360 \text{кДж}$;
 Коксом – $444 \cdot 0,835 \cdot 25 = 9268 \text{кДж}$;
 Всього вноситься шихтою: 40430кДж .

Тепло окислення вуглецю до CO за реакцією:



$$Q_{1.2} = (29,172 + 1,93) \cdot 20,88 \cdot 3946 = 2562571 \text{кДж}.$$

Тепло окислення вуглецю до CO₂ за реакцією:



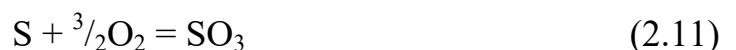
$$Q_{1.3} = 16,83 \cdot 20,88 \cdot 8954 = 3146528 \text{кДж}.$$

Тепло утворення силікомарганцю за реакцією:



$$Q_{1.4} = 1000 \cdot 0,1857 \cdot 4260 = 791082 \text{кДж}.$$

Тепло окислення сірки за реакцією:



$$Q_{1.6} = 21,25 \cdot 0,02 \cdot 0,14 \cdot 20,88 \cdot 11000 = 13666 \text{ кДж.}$$

Всього прихід тепла складе:

$$Q_{\text{гр}} = Q_{1.1.} + Q_{1.2.} + Q_{1.3.} + Q_{1.4.} + Q_{1.5.} = 6554277, \text{ кДж.}$$

Витрата тепла.

Тепло дисоціації оксидів.

Дисоціація MnO_2 за реакцією:



$$Q_{2.1.1} = 25,62 \cdot 20,88 \cdot 71/87 \cdot 2944 = 1285245 \text{ кДж.}$$

Дисоціація MnO за реакцією:



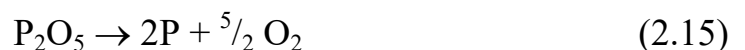
$$Q_{2.1.2} = (1000 \cdot 0,7097 + 2,716 \cdot 20,88) \cdot 7080 = 5426183 \text{ кДж.}$$

Дисоціація SiO_2 за реакцією:



$$Q_{2.1.3} = (1000 \cdot 0,1857 + 1,764 \cdot 20,88) \cdot 32400 = 7210047 \text{ кДж.}$$

Дисоціація P_2O_5 за реакцією:



$$Q_{2.1.4} = (1000 \cdot 0,0031 + 0,009 \cdot 20,88) \cdot 15989 = 52570 \text{ кДж.}$$

Дисоціація Fe_2O_3 за реакцією:



$$Q_{2.1.5} = 1000 \cdot 0,084 \cdot 56/72 \cdot 7338 = 479416 \text{ кДж.}$$

Тепло дисоціації карбоната марганцю за реакцією:



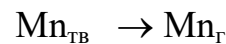
$$Q_{2.1.6} = 18,01 \cdot 20,88 \cdot 1028,6 = 386804 \text{ кДж.}$$

Всього витрачається тепла на дисоціацію оксидів:

$$Q_{2.1} = Q_{2.1.1} + Q_{2.1.2} + Q_{2.1.3} + Q_{2.1.4} + Q_{2.1.5} + Q_{2.1.6} = 14840265 \text{ кДж.}$$

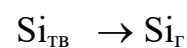
Втрати тепла на ульот.

Тепло ульоту марганцю за реакцією:



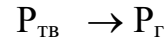
$$Q_{2.2.1} = 2,716 \cdot 20,88 \cdot 5175 = 293474 \text{ кДж.}$$

Тепло ульоту кремнію за реакцією:



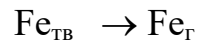
$$Q_{2.2.2} = 1,764 \cdot 20,88 \cdot 12650 = 465929 \text{ кДж.}$$

Тепло ульоту фосфору за реакцією:



$$Q_{2.2.3} = 0,009 \cdot 20,88 \times 17860 = 3356 \text{ кДж.}$$

Тепло ульоту заліза за реакцією:



$$0,15 \cdot 20,88 \cdot 7338 = 20363 \text{ кДж.}$$

Всього втрати тепла от ульот елементів:

$$Q_{2.2} = Q_{2.2.1} + Q_{2.2.2} + Q_{2.2.3} = 783122 \text{ кДж.}$$

Втрата фізичного тепла.

Тепло яке уноситься металом при 1600°C.

$$Q_{2.3.1} = (31,14 \cdot 1595 + 8,148 \cdot 2910 + 3,492 \cdot 1630) \cdot 20,88 = 1650960 \text{ кДж.}$$

Тепло яке уноситься шлаком при 1600°C.

$$Q_{2.3.2} = 20,88 \cdot 41,259 \cdot 2470 = 2127875 \text{ кДж.}$$

Втрати тепла з газами, що відходять.

$$Q_{2.3.3} = (66,073 \cdot 20,88) / 28 \cdot 20,88 \cdot (566 - 32,6) = 548739 \text{ кДж},$$

де 566 и 32,6 кДж /м³ тепло, що вміщує 1 нм³ газу при 425° и 250°С.

Всього втрачається фізичного тепла:

$$Q_{2.3} = Q_{2.3.1} + Q_{2.3.2} + Q_{2.3.3} = 4327574 \text{ кДж}.$$

Враховуючи, що електричний ККД печі = 89% питома витрата електроенергії буде складати:

$$3925 / 0,89 = 4410 \text{ кВт} \times \text{год} / \text{т сплаву}.$$

Тепловий баланс виплавки товарного силікомарганцю наведено в таблиці 2.13.

Таблиця 2.13 – Тепловий баланс виплавки товарного силікомарганцю марки МнС17Р35

| Статті приходу | Од. вим. | | Статті витрат | Од. вим. | |
|--------------------------------|----------|-------|-------------------------|----------|-------|
| | кг | % | | кг | % |
| Електроенергія | 16071743 | 71,03 | Дисоціація оксидів | 16720760 | 73,9 |
| Окислення С до СО | 2562571 | 11,3 | Втрати на ульот | 783122 | 3,47 |
| Окислення С до СО ₂ | 3146528 | 13,9 | Фізичні втрати | 4327574 | 19,11 |
| Тепловміст шихти | 40430 | 0,17 | Втрати футеровкою | 136147 | 0,61 |
| Утворення MnSi | 791082 | 3,49 | Втрати з охолодж. водою | 658417 | 2,91 |
| Окислення S до SO | 13666 | 0,065 | | | |
| Всього приходить тепла | 22626020 | 100 | Всього витрата тепла | 22626020 | 100 |

2.6. Виплавка товарного силікомарганцю з використанням агломерату з карбонатних концентратів

За існуючими технічними умовами якість марганцевих концентратів Нікопольського басейну визначається тільки вмістом марганцю. Проте ці концентрати істотно відрізняються по хімічному складу навіть при незначних відхиленнях вмісту марганцю в одних і тих же сортах. Це обумовлено різними співвідношеннями мінералів. Тому техніко-економічні показники виробництва марганцевих феросплавів при використанні одних і тих же сортів марганцевих концентратів виходять різними.

На підставі результатів напівпромислових плавок силікомарганцю в печі потужністю 1200 кВА при використанні різних сортів і різновидів марганцевих концентратів встановлено, що без урахування їх гранулометричного складу показники плавки (витягання марганцю в сплав, питома витрата електроенергії, кратність шлаку, необхідна кількість $\text{CaO} + \text{MgO}$ в шихті і кількість кварциту - для силікомарганцю) залежать в основному від відношення SiO_2/Mn в марганецьвмісних матеріалах і від співвідношення самих матеріалів.

У цих дослідженнях вивчалася ефективність використання окисно-карбонатних концентратів II сорти, в яких відношення SiO_2/Mn менше, ніж в окисних концентратах у разі однакового вмісту марганцю, при виробництві агломерату і виплавці силікомарганцю. Для цього замість агломерату з суміші концентратів II сорту різних збагачувальних фабрик використовувався дослідний агломерат з окисно-карбонатного концентрату II сорту, отриманого на Центральній збагачувальній фабриці (ЦЗФ). Середній хімічний склад концентрату складав: Mn -36,9%; Fe_2O_3 - 2,91%; SiO_2 -15,44%; Al_2O_3 -2,69%; CaO -5,28%; MgO - 2,24%; P - 0,203% і в.п.п-16,58%. Середній гранулометричний склад цього концентрату характеризувався наступними даними: >10 мм - 17,42% ; 10-3 мм - 39,62% ; <3- 42,96% .

Спекався агломерат на типовій агломераційній машині АКМ 3-100. Процес спікання протікав нормально. Шихта ущільнювалася до 10%, оскільки інакше структура агломерату виходила великопористою і механічна міцність його була заниженою. З 6186, 5т концентрату II сорту було отримано 4726,5 т дослідного агломерату. Показники процесу агломерації концентратів дослідно-карбонатного і звичайного окисного II сорту приведені в таблиці 2.14. З приведених даних видно, що в агломераті з окисно-карбонатного концентрату міститься марганцю більше на 1,85%, дрібниці (<5 мм) менше на 3,22% і продуктивність агломашини при його виробництві вище на 9,7%. Підвищення міцності і продуктивності пояснюється більшою мірою офлюсовання агломерату.

Таблиця 2.14 – Показники процесу агломерації концентратів дослідно-карбонатного і звичайного окисного II сорту

| Показники | Концентрат II сорту | |
|--|---------------------|---------|
| | окисно-карбонатний | окисний |
| Витрата коксової дрібниці на 1т агломерату, кг | 122 | 138 |
| Висота слоя шихти, м | 0,4 | 0,4 |
| Ступінь ущільнення шихти, % | 10 | 7 |
| Температура запалювання, К | 1473 | 1473 |
| Продуктивність, кг/м ² ·с | 18,25 | 16,63 |
| Хімічний склад агломерату, % | | |
| Mn | 43,95 | 42,10 |
| SiO ₂ | 18,40 | 25,06 |
| CaO | 6,34 | 4,51 |
| MgO | 2,72 | 1,12 |
| P | 0,24 | 0,22 |
| Вміст фракції – 5 мм, % | 2,56 | 5,78 |

За досліджуваний період істотних змін в роботі печі, де виплавлявся силікомарганець з дослідного агломерату, не було. Технологічний процес протікав нормально, посадка електродів в основному була глибокою. Показники виплавки силікомарганцю при використанні звичайного і дослідного агломератів приведені в таблиці 2.15.

Таблиця 2.15 - Технологічні показники виплавки товарного силікомарганцю

| Показники | Шихта | |
|--|----------|----------|
| | звичайна | дослідна |
| Виплавлено силікомарганцю, т | | |
| натуральних | 3648,4 | 4098,3 |
| базових | 4098,5 | 4613,1 |
| Середній хімічний склад силікомарганцю, % | | |
| Mn | 74,33 | 74,30 |
| Si | 17,80 | 18,0 |
| P | 0,38 | 0,38 |
| Основність $\frac{CaO + MgO}{SiO_2}$ | 0,36 | 0,38 |
| Витрата шихтових матеріалів на 1 баз.т., кг | | |
| агломерат | 714,7 | 716,7 |
| концентрат I сорту | 1053,7 | 980,0 |
| кварцит | 387,5 | 417,5 |
| доломіт | 37,4 | - |
| відходи власного виробництва | 193,3 | 223,9 |
| коксик | 435,5 | 442,1 |
| Питома витрата електроенергії на 1 кг (базовий), МДж | 15 | 14,62 |
| Потужність печі, кВт | 55577 | 56326 |
| Продуктивність печі, кг (базові) за добу (факт.) | 3,66 | 3,85 |
| Вилучення, % | | |
| Mn | 79,24 | 81,03 |
| Si | 44,6 | 47,1 |
| P | 82,7 | 82,0 |

При використанні дослідного агломерату витягання марганцю збільшилося на 1,79%, кремнію - на 2,5%, питома витрата електроенергії зменшилася на 2,53%, а продуктивність печі підвищилася на 5,25%. Відношення

SiO_2/Mn в суміші концентрату і агломерату в дослідний період складало 0,36, а в порівнюваному (на звичайному агломераті) - 0,45.

Використання окисно-карбонатних концентратів дозволило виключити доломіт із складу шихти за рахунок природного підвищеного вмісту основаній в карбонатах, при цьому основність шлаку була на 0,02 вище, ніж у разі використання звичайного агломерату і доломіту.

2.7. Економічна ефективність роботи

Економічну ефективність визначаємо по методу чистого сучасного значення і дисконтованого періоду окупності. Для цього необхідно порівняти значення грошового потоку, що входить, зі значенням того, що виходить, обумовленого капіталовкладеннями.

Розрахунок дисконтного періоду окупності приведений в таблиці 2.20. Множник дисконту приймається за роками: 0,862; 0,743; 0,641; 0,551.

Таблиця 2.20 - Визначення ДРВ

| Показники | Роки | | | | |
|--|--------|--------|-------|--------|--------|
| | 0 | 1 | 2 | 3 | 4 |
| Чистий грошовий потік, млн. грн. | -6,267 | 7,555 | 7,555 | 7,555 | 7,555 |
| Дисконтований чистий грошовий потік, млн. грн. | -6,267 | 6,512 | 5,613 | 4,843 | 4,163 |
| Накопичений дисконтований чистий грошовий потік, млн. грн. | -6,267 | -0,245 | 5,368 | 10,211 | 14,374 |
| ДРВ = - 6,267 / 6,512 = 0,96 року \approx 1 рік | | | | | |

Таблиця 2.21 - Техніко-економічні показники по виробництву товарного феросилікомарганцю

| Показники | Од. вим. | Варіанти | | Відхилення (±) | |
|--|------------|-------------------|-------------------|-------------------|----------------|
| | | базовий | проектний | абс. | % |
| Річний випуск продукції | т | 44476 | 51714 | +7238 | +16,28 |
| Фактичний час роботи | година | 8400 | 8400 | 0 | 0 |
| Продуктивність | т/година | 5,29 | 6,16 | +0,87 | +16,0 |
| Всього робочих | люд. | 130 | 118 | -12 | -9,23 |
| Продуктивність праці | т/люд. | 342,1 | 438,3 | +96,2 | +28,12 |
| Питома витрата Марганцевий концентрат І б сорт(б.кг) | кг/б.т | 3213 | 3045 | -168 | -5,23 |
| Коксик | | 560 | 601 | +41 | +7,32 |
| Залізна стружка | | 87 | 98 | +11 | +12,64 |
| Електроенергія | кВт·год | 3910 | 3653 | -257 | -6,57 |
| Інвестиції | тис. грн. | - | 6267 | | |
| Вартість основних фондів | тис. грн. | 6655 | 11635 | +4980 | +74,83 |
| Фондовіддача | т/тис.грн. | 3,735 | 2,962 | -0,773 | -20,7 |
| Собівартість 1б.т в т.ч. по переділу | грн./т | 1824,32 821,90 | 1694,94 765,12 | -129,38 -56,78 | -7,09 +6,90 |
| Прибуток на 1 би. т | грн./т | 248,68 | 378,06 | +129,17 | +51,32 |
| Рентабельність | % | 13,63 | 22,31 | +8,68 | - |
| Термін окупності | років | | 0,96 | | |
| Чиста теперішня вартість | млн. грн. | | 14,856 | | |

Результати техніко-економічних показників підтверджують ефективність запропонованої технології виробництва товарного феросилікомарганцю. Термін окупності вкладених інвестицій складає 0,96 року. Чиста теперішня вартість складає 14,856 млн. грн.

2.8. Висновки

1. Застосування рудного самоподрібнення для дезінтеграції рядових карбонатних і змішаних марганцевих руд виключає з раніше розроблених технологічних схем малопродуктивні і малоефективні операції підготовчого дроблення, грохочення і промивання, скорочує багатоопераційність технологічних схем, значно спрощує ланцюг апаратів.

2. Металургійна оцінка малокремнеземного карбонатного концентрату показала його придатність за величиною масової долі кремнезему для виплавки силікомарганцю.

3. В агломераті з окисно-карбонатного концентрату міститься марганцю більше на 1,85%, дрібниці (<5 мм) менше на 3,22% і продуктивність агломашини при його виробництві вище на 9,7%. Підвищення міцності і продуктивності пояснюється більшою мірою офлюсування агломерату.

4. При використанні дослідного агломерату витягання марганцю збільшилося на 1,79%, кремнію - на 2,5%, питома витрата електроенергії зменшилася на 2,53%, а продуктивність печі підвищилася на 5,25%. Відношення SiO_2/Mn в суміші концентрату і агломерату в дослідний період складало 0,36, а в порівнюваному (на звичайному агломераті) - 0,45.

5. Використання окисно-карбонатних концентратів дозволило виключити доломіт із складу шихти, при цьому основність шлаку була на 0,02 вище, ніж у разі використання звичайного агломерату і доломіту.

6. Результати техніко-економічних показників роботи підтверджують ефективність запропонованої технології виробництва товарного феросилікомарганцю.

РОЗДІЛ 3

ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

3.1. Аналіз потенційно шкідливих та небезпечних чинників виробничого середовища феросплавного цеху

Основними шкідливими чинниками в цеху є тепло-, газо-, пиловиділення, а також шум і вібрація. Окремі роботи пов'язані з фізичними навантаженнями. Найбільша кількість тепла виділяється при виплавці і розливанні сплаву і шлаку, менше тепловиділень при сушці ковшів, пропалені льотки, твердінні зливків.

Джерелом інтенсивних тепловиділень є колошник руднотермічної печі (РТП). Маючи температуру від 400°C (на периферії) до 700-800°C (у центрі між електродами) колошник завдяки випромінюванню тепла створює несприятливі умови праці, особливо влітку. Інтенсивність випромінювання на робочих місцях у колошника, залежно від його стану і відстані до нього, коливається в широких межах, досягаючи 7000 Вт/м², що значно перевищує норму [25].

На верхньому майданчику робітник піддається найбільшому тепловому опроміненню під час взяття проби отриманого сплаву при підході на близьку відстань до льотки печі. Інтенсивність теплового випромінювання коливається від 4750 до 5250 Вт/м² залежно від ступеня наповнення ковша, температури і величини струменя розплаву, що випускається з печі.

Шуровка льоточного отвору здійснюється з відносно далекої відстані, тому і величина випромінювання при цій операції в межах 3667 Вт/м². При пропаленні льотки інтенсивність теплового випромінювання складає в середньому 3080 Вт/м².

У розливному прольоті джерелом теплової радіації є отримувані зливки. Так при відриві зливка сплаву від виливниці інтенсивність випроміню-

вання в середньому складає 4170 Вт/м^2 .

Другим за значимістю, але більш шкідливим чинником у виробництві феросплавів є виділення пилу і газу, основним джерелом яких є РТП. Кількість газів що виділяються з колошника печі, їх склад, температура і запиленість залежать від фізико-хімічних властивостей використовуваних шихтових матеріалів і якості феросплаву, що виплавляється. Вміст газів змінюється по ходу плавки, але зважаючи на їх високу температуру (близько 700°C) при виході реакційних газів на поверхню колошника РТП горючі компоненти (CO , H_2) повністю окислюються киснем підсмоктуваного під зонт печі повітря, у зв'язку з чим основним шкідливим компонентом буде пил, що містить переважно Mn_2O_3 и SiO_2 [25].

При неповному окисленні в повітрі робочої зони може бути присутнім оксид вуглецю (II). Значна кількість оксиду вуглецю (II) міститься у відхідних газах, що відбираються від зведення РТП.

Також шкідливими чинниками, що впливають на умови праці робітників, є шум, вібрація, висока яскравість електричних дуг і нагрітого матеріалу.

Джерелами шуму є корпус готової продукції (дробарка готового продукту), вузол переробки шлаку (валкова дробарка), крани, електричні дуги, вентилятори і ін. [26].

Вібрації, в основному середньо і низькочастотні, спостерігаються в кабінах машиністів кранів. Поширеними є локальні вібрації з рівнем 90 дБ, при допустимому рівні 92 дБА.

При обробці колошника і льотки можлива сліпуча дія променів видимого спектру, що поєднується з інфрачервоним, а інколи і з ультрафіолетовим випромінюванням.

У технологічних процесах цеху основними потенційними небезпеками є ураження електричним струмом, рухомі машини і механізми. Джерелами прихованої небезпеки дії електричного струму служать електроустановки. Робота електротермічного устаткування створює небезпеку теплового ура-

ження персоналу.

Для робочого місця плавильника феросплавів відповідно до гігієнічної класифікації дана характеристика трудового процесу і оцінка чинників виробничого середовища феросплавного цеху, яка представлена в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Оцінка факторів виробничого трудового процесу плавильника феросплавів

| № п/п | Фактори виробничого середовища та трудового процесу | Нормативне значення | Фактичне значення | 3 клас: шкідливі та небезпечні умови та характер праці | | | Тривалість дії фактора за зміну, % |
|--|--|--|-------------------|--|-------|-------|------------------------------------|
| | | | | 1 ст. | 2 ст. | 3 ст. | |
| 1 | Шкідливі хімічні речовини, мг/м ³ : 1 клас небезпеки Марганцю оксид | 0,03 | 0,07 | | 2,3 р | | 90 |
| | 3 клас небезпеки Вуглецю оксид | 20,0 | 4,0 | 0,2 р | | | |
| 2 | Пил, переважно фіброгенної дії, мг/м ³ | 2 | 9,46 | | 4,73 | | 90 |
| 3 | Шум, дБА | 80 | 96 | | 16 | | 90 |
| 4 | Вібрація (загальна),дБ | 92 | 96 | | 4 | | 90 |
| 5 | Мікроклімат у приміщенні (теплий період): | | | | | | |
| | - температура, °С; | 13-26 | 37 | | | 11 | |
| | - швидкість руху повітря, м/с; | 0,2-0,5 | 0,3 | | | | |
| | - відносна волога повітря, %; | 40-60 | 32 | | | | |
| - інфрачервоне випромінювання, Вт/м ² | 140 | 2550 | | | 2550 | | |
| 6 | Тяжкість та напруженість праці | категорія праці – тяжка, III напружена | | | | | |

Гігієнічна оцінка умов праці: умови праці відносяться до III класу 3 ступеня. Атестація робочого місця: робоче місце має в наявності 1 чинник I ступеню, 4 чинника II ступеню і 2 чинника III ступеню. За показниками ро-

боче місце слід вважати з особливо шкідливими і особливо важкими умовами праці.

3.2. Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища феросплавного цеху

Для поліпшення умов праці в цеху і захисту працюючих від теплової дії передбачаємо наступні заходи: теплоізоляцію поверхонь, випромінюючих тепло, за допомогою водоохолоджуваних екранів, щитів, завіс і ін.; теплоізоляцію і охолодження робочих місць (постів управління, кабін машиністів кранів і ін.); природну (аерація) і механічну вентиляцію; повітряне охолодження замкнутих просторів печей, що знаходяться в ремонті; водорозпилення на робочих місцях і в припливних віконних отворах; спецодяг і індивідуальні захисні пристосування – щитки, екрани, окуляри, світлофільтри; раціональну організацію режиму праці і відпочинку, регламентацію місця і тривалості роботи в умовах опромінення; облаштування спеціальних місць, кабін і кімнат відпочинку [26].

Шум є загальнобіологічним подразником і в певних умовах може впливати на всі органи і системи організму людини. При дуже великому звуковому тиску може відбутися розрив барабанної перетинки. Звукоізоляція є одним з найбільш ефективних і поширених методів зниження виробничого шуму.

За допомогою звукоізолюючих перешкод можна знизити рівень шуму на 30 – 40дБА. Ефективними звукоізолюючими матеріалами є метали, бетон, дерево та ін.

Засоби індивідуального захисту від шуму підрозділяються на протишумові навушники, що закривають вушну раковину, протишумові вкладиші, що перекривають зовнішній слуховий прохід, протишумові шоломи і каски,

протишумові костюми.

Для зниження рівня вібрації всі агрегати, що їх створюють (робочі машини, залізничний транспорт, двигуни, вентилятори), встановлюємо на самостійних фундаментах, віброізолюваних від підлоги і інших конструкцій будівель, або на спеціально розрахованих амортизаторах із сталевих пружин або пружних матеріалів. Для ослаблення передачі вібрації і шуму по повітропроводам і трубопроводам приєднуємо їх до вентиляторів і насосів за допомогою гнучкої вставки з гумової тканини або гумового патрубка. Інтенсивність вібрацій деталей агрегатів зменшуємо шляхом облицювання їхніх поверхонь або заповнення спеціально передбачених повітряних порожнин в них демпфуючими матеріалами.

Для захисту робітників від дії шкідливих хімічних речовин у феросплавному цеху передбачаємо наступні заходи: аспіраційні установки і витяжні зонти від джерел викидів шкідливих речовин.

Також, для безпеки робіт застосовуємо індивідуальні засоби захисту [26]. До таких засобів відносяться засоби захисту очей, органів дихання, органів слуху від шуму, захист від вібрації, захисні мазі і спеціальний одяг. Найбільш поширеним засобом захисту очей є запобіжні окуляри, які захищають око від шкідливого впливу і разом з тим якомога менше обмежують поле зору, не запітнівають, зберігають ясність бачення, допускають вентиляцію повітря, добре прилягають до обличчя і не роздратовують шкіру. Крім того, окуляри повинні бути міцні і легкі.

В даний час для захисту від пилу застосовують безклапанний респіратор «Пелюстка» і клапанні респіратори: з ватним, фетровим або паперовим фільтром. Ефективність респіратора «Пелюстка» досягає 100% за умов нормальної вологості повітря.

Фільтруючі протигази служать для захисту органів дихання від шкідливої пари і газів. Як поглиначі застосовують активоване вугілля, силікагель, хемосорбенти.

3.3. Заходи з електробезпеки

Плавильний корпус феросплавного цеху – характеризується наявністю різноманітного устаткування. До нього відносяться: трифазні рудовідновні і сталеплавильні електропечі, оснащені трансформаторами, механізовані мостові крани грейферів для подачі шихти і продуктів плавки, різні бункери для зберігання матеріалів, пристрої завалень, дробарки, живильники підземних бункерів, установки для сушки ковшів, розливні машини [27]. Крім того цех обладнаний різними допоміжними приміщеннями, такими як кабінки операторів, складські приміщення, побутові приміщення і ін.

Безпеку експлуатації електроустановок забезпечуємо наступними захисними заходами: недоступність струмоведучих частин, застосування ізоляції, блокування, застосування малої напруги, застосування трифазного струму з ізольованою нейтраллю, захисне заземлення, а для пересувних електроустановок – захисне відключення. Підлоги колошникового майданчика, робочого майданчика навпроти льотки печі, а також робочих майданчиків обслуговування електродів виконуємо неелектропровідними.

При обслуговуванні електроустановок застосовуємо основні і додаткові захисні засоби. До засобів індивідуального захисту відносяться: ізолююча штанга, ізолюючі кліщі, діелектричні боти, діелектричні рукавички, ізолюючі підставки.

3.4. Заходи з пожежної та техногенної безпеки

В цеху є дуже багато джерел виникнення пожежної небезпеки: відкритий колошник руднотермічної печі, високотемпературний продукт при виході з льотки печі при розливанні, потужне електроустаткування, велике кабе-

льне господарство і т.д. Причинами пожеж і вибухів в цеху можуть стати завалення в піч сирих матеріалів, зіткнення розплавленого металу і шлаку з водою, несправності електромереж і електроустаткування та ін. Будівлю феросплавного цеху (пічний проліт) по вибуховій і пожежній небезпеці можна віднести до приміщення категорії Г [26].

Виробничі приміщення цеху залежно від приналежності до певної категорії пожежної безпеки обладнуємо різними засобами пожежогасіння. Корпус готової продукції обладнуємо пожежними щитами з інвентарем, ящиками з піском, пожежними кранами з шлангом. Камери трансформаторів печей обладнуємо вуглекислотними вогнегасниками і ящиками з піском. Шихтове відділення електропічного корпусу обладнуємо пожежними кранами, вогнегасниками і ящиками з піском.

Для попередження пожеж, що виникають від коротких замикань, на лініях і відгалуженнях електричних мереж послідовно включають запобіжники. При проходженні надмірно великого струму плавкі запобіжники перегорають і тим самим розривають електричний ланцюг, запобігаючи небезпечному в пожежному відношенні нагріву дротів [26].

Для запобігання розповсюдженню пожежі дотримуємось протипожежних розривів між будівлями, установками; встановлюємо пристрої автоматичного пожежогасіння; здійснюємо систематичний нагляд за дотриманням заходів з пожежної безпеки, наявністю і справним станом протипожежного інвентарю і первинних засобів пожежогасіння.

У будівлі забезпечуємо можливість швидкої безпечної евакуації людей у разі виникнення пожежі. Допустима тривалість евакуації залежить від часу досягнення критичних для людини умов: критичної температури (60°C), зменшення концентрації кисню, втрати видимості внаслідок задимлення. Довжина шляхів евакуації (відстань від найбільш віддаленого робочого місця до найближчого евакуаційного виходу) в електропічному корпусі (категорія В, П-Па) не перевищує 100 м, що відповідає вимогам пожежної безпеки [28].

У феросплавному цеху відповідно до норм забезпечуємо наступні пер-

винні засоби пожежогасіння: вогнегасники (ВХП-10, ВВ-5 і ВВ-8, ВВ-25), пожежний інвентар (покривала з негорючого теплоізоляційного полотна, грубошерстної тканини або повсті, ящики з піском, совкові лопати).

Пропозиції по організації гасіння пожежі при виникненні надзвичайної ситуації:

- провести розвідку та оцінити обстановку на пожежі;
- встановити наявність людей, яким загрожує небезпека, встановити напрямки та способи евакуації;
- прийняти міри до відключення електромережі;
- при виклику підрозділів пожежної охорони вказати місце пожежі та місце розміщення пожежних гідрантів та пожежних водоймищ;
- допомогти працівникам пожежної охорони в діях по евакуації та захисту матеріальних цінностей.

3.5. Розрахунок звукоізолюваної kabіни посту управління

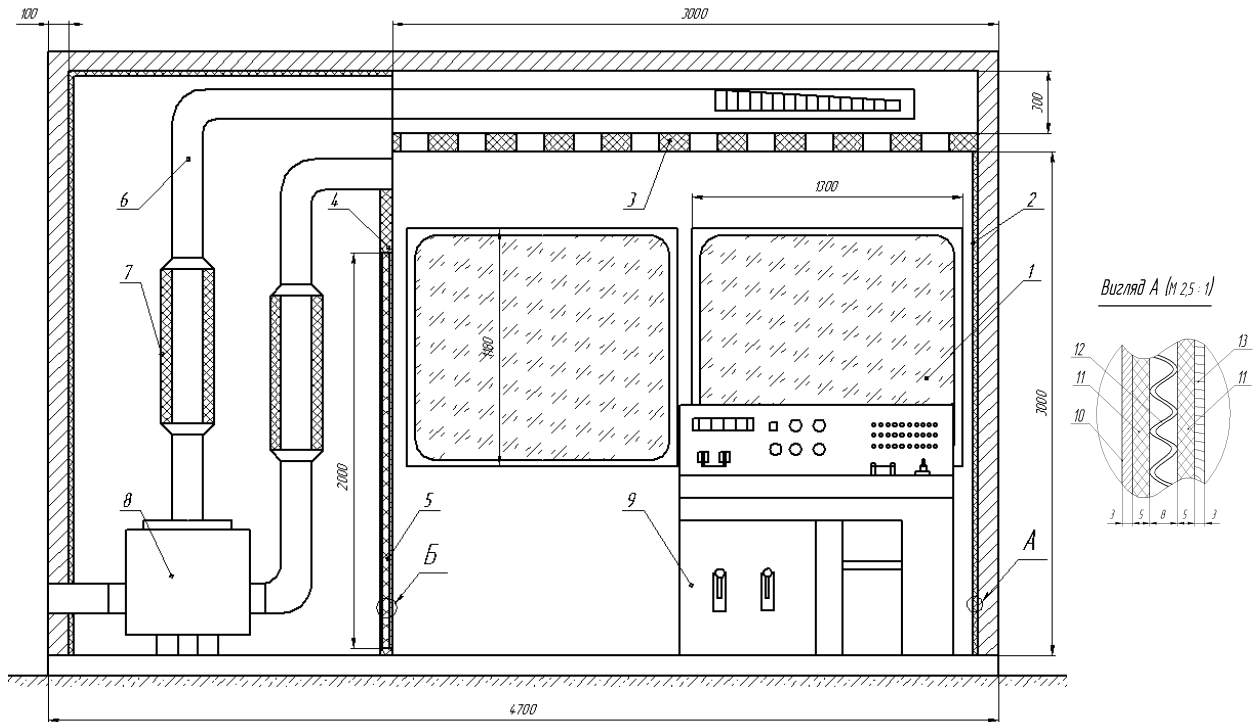
Пристрій звукоізолюючих kabін є ефективним і найбільш поширеним засобом захисту виробничого персоналу від шуму. Kabіна встановлюється на віброізоляторах ОВ-31. З метою забезпечення оптимальних умов в kabіні встановлюється кондиціонер. Стіни звукоізолюючого посту управління мають таку будову: алюмінієвий лист ($\delta = 3$ мм), суха штукатурка ($\delta = 5$ мм), листи азбошиферу ($\delta = 8$ мм), плита ДВП ($\delta = 3$ мм). Дах kabіни виконуємо із ДСП ($\delta = 18$ мм). Вибираємо вікно з подвійним склінням завтовшки 3 мм та повітряним проміжком 30 мм. Стекла по контуру ущільнені гумою (рис. 3.1).

Проведемо розрахунок звукоізолюючої kabіни для досягнення санітарних норм по рівню шуму. Необхідне зниження шуму в kabіні визначимо за формулою [27]:

$$R_{\text{зн.ш.}} = L_{\text{ш}} - L_{\text{доп}}, \text{ дБА}, \quad (3.1)$$

де $L_{\text{ш}}$ – октавний рівень звукового тиску на робочому місці де планується місце установки кабіни, дБА;

$L_{\text{доп}}$ – допустимий рівень звукового тиску на робочих місцях, дБА.



1 – подвійне скління ; 2 – звукозахисне облицювання; 3 – звукопоглинаючий підвісний дах; 4 – перегородка; 5 – звукоізолюючі двері; 6 – повітряпрвід припливної вентиляції; 7 – глушники шуму; 8 – кондиціонер; 9 – пульт управління; 10 – алюмінієвий лист; 11 – суха штукатурка; 12 – листи азбошиферу; 13 – плита ДВП.

Рисунок 3.1 - Звукоізолююча кабіна пульту управління піччю.

$$R_{\text{зн.ш.}} = 96 - 80 = 16 \text{ дБА.}$$

Необхідна звукоізолююча здатність захищаючих конструкцій, вікон і дверей звукоізолюючої кабіни [28]:

$$R_{\text{н.і.}} = L_{\text{ср}} - 10 \lg B_i + 10 \lg S_i - L_{\text{доп}} + 10 \lg(n) \quad (3.2)$$

де L_{cp} – середній октавний рівень звукового тиску в галасливому приміщенні, дБА;

V_i – відповідно постійні галасливе і ізольоване приміщення в даній октавній смузі частот, m^2 ;

S_i – площа даної огорожі або його елементу, через які шум проникає в ізольоване приміщення, m^2 ;

n – загальна кількість окремих елементів даних огорож, шт.

Постійну приміщення V_i визначають множенням постійною приміщення на середньометричій частоті 1000Гц на частотний множник ($V_i = V_{1000} \mu$) [28]. Постійна приміщення V_{1000} визначається по графіку 2.3 [28, стр. 13]. Об'єм кабінки дорівнює $V = 3,7 \cdot 3,0 \cdot 3,0 = 33,3 m^3$, тоді $V_{1000} = 2,5 m^2$ і $\mu = 1$. Отже, $V_i = 2,5$. Кількість вікон $n = 2$, розміром 1300×1180 мм, тоді

$$S_{\text{вікна}} = 1,30 \cdot 1,18 = 1,534 m^2.$$

Необхідна звукоізолююча здатність вікон кабінки:

$$R_{н.і.(\text{вікон})} = 96 - 10 \lg 2,5 + 10 \lg 1,534 - 80 + 10 \lg(2) = 17 \text{ дБА.}$$

Вибираємо двері із стандартного дверного полотна завтовшки 40 мм. Кількість дверей $n = 1$, розміром 2000×1050 мм, тоді

$$S_{\text{двері}} = 2,00 \cdot 1,05 = 2,10 m^2.$$

Необхідна звукоізолююча здатність дверей кабінки:

$$R_{н.і.(\text{двері})} = 96 - 10 \lg 2,5 + 10 \lg 2,1 - 80 = 15 \text{ дБА.}$$

Звукоізолююча здатність кабінки визначимо по формулі:

$$R_{н.і.(кабіни)} = R_{CP} + 10 \lg B_i - 10 \lg \Sigma S_i, \quad (3.3)$$

де S_i – площа кожного елементу огорожі, м ;

R_{CP} – середня звукоізоляція всіх огорож кабіни [28]:

$$R_{ND} = 10 \lg \frac{S_{\text{заг}}}{\Sigma(S_i \cdot 10^{-0.1R_i})}, \quad (3.4)$$

де $S_{\text{заг}}$ – загальна площа окремих елементів звукоізолюючої конструкції, м².

$$R_{CP} = 10 \lg \frac{1,534 \cdot 2 + 2,1}{1,534 \cdot 10^{-0,117} + 2,1 \cdot 10^{-0,115}} = 17 \text{ дБА.}$$

Тоді, необхідна звукоізолююча здатність кабіни:

$$R_{н.і.(кабіни)} = 17 - 10 \lg 2,5 + 10 \lg (1,534 \cdot 2 + 2,1) = 20 \text{ дБА.}$$

Оскільки $R_{н.і.(кабіни)} > R_{зн.ш.}$, то означає що запропонована звукоізолююча кабіна забезпечить захист від підвищеного рівня шуму на пульті управління піччю.

3.6. Висновки

1. Умови праці в феросплавному цеху відносяться до III класу 3 ступеня. Робоче місце має в наявності 1 чинник I ступеню, 4 чинника II ступеню і 2 чинника III ступеню, за показниками робоче місце слід вважати з особливо шкідливими і особливо важкими умовами праці.

2. До основних відносяться захисні засоби, ізоляція яких надійно витримує робочу напругу установки і при користуванні якими допускається безпосередній дотик до струмоведучих частин, що знаходяться під напругою. До додаткових відносяться засоби захисту, що підсилюють дію основних засобів і які забезпечують безпеку при напрузі дотику і кроковій напрузі.

3. Пристрій звукоізолюючих кабін є ефективним і найбільш поширеним засобом захисту виробничого персоналу від шуму. Кабіна встановлюється на віброізоляторах ОВ-31. З метою забезпечення оптимальних умов в кабіні встановлюється кондиціонер.

ВИСНОВКИ

1. Аналіз сучасного стану виробництва товарного феросилікомарганцю та фізико-хімічні основи його виробництва дозволили встановити один з напрямів вдосконалення технології його виплавки, шляхом використання агломерату з карбонатних руд.

2. Застосування рудного самоподрібнення для дезінтеграції рядових карбонатних і змішаних марганцевих руд виключає з раніше розроблених технологічних схем малопродуктивні і малоефективні операції підготовчого дроблення, грохочення і промивання, скорочує багатоопераційність технологічних схем, значно спрощує ланцюг апаратів.

3. Металургійна оцінка малокремнеземного карбонатного концентрату показала його придатність за величиною масової долі кремнезему для виплавки силікомарганцю.

4. В агломераті з окисно-карбонатного концентрату міститься марганцю більше на 1,85%, дрібниці (<5 мм) менше на 3,22% і продуктивність агломашини при його виробництві вище на 9,7%. Підвищення міцності і продуктивності пояснюється більшою мірою офлюсування агломерату.

5. При використанні дослідного агломерату витягання марганцю збільшилося на 1,79%, кремнію - на 2,5%, питома витрата електроенергії зменшилася на 2,53%, а продуктивність печі підвищилася на 5,25%. Відношення SiO_2/Mn в суміші концентрату і агломерату в дослідний період складало 0,36, а в порівнюваному (на звичайному агломераті) - 0,45.

6. Використання окисно-карбонатних концентратів дозволило виключити доломіт із складу шихти, при цьому основність шлаку була на 0,02 вище, ніж у разі використання звичайного агломерату і доломіту.

7. Результати розрахунків економічної частини роботи підтверджують ефективність запропонованої технології виробництва товарного феросилікомарганцю.

8. Аналіз потенційно шкідливих та небезпечних чинників виробничого середовища феросплавного цеху показав:

- умови праці відносяться до III класу 3 ступеня, робоче місце має в наявності 1 чинник I ступеню, 4 чинника II ступеню і 2 чинника III ступеню, за показниками робоче місце слід вважати з особливо шкідливими і особливо важкими умовами праці;

- до основних відносяться захисні засоби, ізоляція яких надійно витримує робочу напругу установки і при користуванні якими допускається безпосередній дотик до струмоведучих частин, що знаходяться під напругою. До додаткових відносяться засоби захисту, що підсилюють дію основних засобів і які забезпечують безпеку при напрузі дотику і кроковій напрузі;

- пристрій звукоізолюючих кабін є ефективним і найбільш поширеним засобом захисту виробничого персоналу від шуму. Кабіна встановлюється на віброізоляторах ОВ-31. З метою забезпечення оптимальних умов в кабіні встановлюється кондиціонер.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Баглюк Г. А., Куровський В. Я. Структура, механічні та триботехнічні властивості металоскляних композитів на основі модифікованих залізовуглецевих сплавів. *Феросплавне виробництво*. Київ : ІПМ ім. І.М. Францевича НАН України, 2017. №11/12. С. 58-67.
2. Роїк Т. А., Гавриш Ю. Ю. Нові композиційні матеріали на основі міді для важко навантажених вузлів тертя. *Феросплавне виробництво*. Київ : ІПМ ім. І.М. Францевича НАН України, 2017. №09/10. С. 40-48.
3. Косторнов А. Г. Триботехнічні характеристики композиційного матеріалу на основі заліза при температурі 500 °С. *Феросплавне виробництво*. Київ : ІПМ ім. І.М. Францевича НАН України, 2014. №07/08. С. 43-50.
4. Савчук П. П. Особливості зношування модифікованих епоксидних композитів при навантаженні тертям. *Феросплавне виробництво*. Київ : ІПМ ім. І.М.Францевича НАН України, 2014. №03/04. С. 103-109.
5. Вішневська-Вейнерт Х. Тертя і знос пористих підшипників ковзання при високій температурі. вплив твердого мастила з наночасток MoS_2 . Порошкова металургія. Київ : ІПМ ім. І.М. Францевича НАН України, 2013. № 07/08. С. 77-84.
6. Технологія конструкційних матеріалів: підручник / О.С. Комаров, В.М. Ковалевський, А.С. Чаус та ін; під загальною редакцією О.С. Комарова. Мн.: Нове знання, 2005. 560 с.
7. Степанчук А. М. Теорія і технологія пресування порошкових матеріалів: навч. посібник. Київ : Центр учбової літератури, 2016. 336 с.
8. Степанчук А. М., Білик І. І. Матеріали для напилювання покриттів: навч. посібник. Київ : Центр учбової літератури, 2016. 236 с.
9. Куцова В. З., Котова Т. В. Наноматеріали та нанотехнології: навч. посібник. Дніпропетровськ : НМетАУ, 2013. Частина 1. 103 с.
10. Писаренко В. Г. Сучасні технології в машинобудуванні. Інжекційне лиття порошку: навч. посібник. Вінниця : ВНТУ, 2019. 242 с.

11. Композитні матеріали: навч. посібник / П. П. Савчук, В. П. Кашицький, М. Д. Мельничук [и др.]. Луцьк : Видавець ФОП Теліцин О.В., 2017. 368 с.
12. Степанчук А. М. Теоретичні та технологічні основи отримання порошків металів, сплавів та тугоплавких сполук: підручник. Київ : НТУУ «КПІ», 2006. 353 с.
13. Санітарні норми мікроклімату виробничих приміщень [Текст]: ДСН 3.36.042-99: Увед.1999-12-01. 9 с.
14. Державні будівельні норми. Будинки і споруди. Будинки адміністративного та побутового призначення: ДБН В.2.2 – 28: 2010: затв. Мінрегіонбуд України 30.12.10 : уведенні з 10.10.11.- К. : ПАТ Київ ЗНДІЕП. 2010. 28 с.: «Укрархбудінформ». УКНД 91.040.99
15. Державні будівельні норми. Захист від пожежі. Пожежна безпека об'єктів будівництва: ДБН В.1.1.7-2002: затв. Держбуд України 03.12.02 : уведенні з 01.05.03. К. : УкрНДІПБ. 2002. 44 с.
16. ДСТУ Б В.2.5-38:2008. Інженерне обладнання будинків і споруд. Улаштування блискавкозахисту будівель і споруд. Увед. 2009-01-01. К.: Мінрегіонбуд України. 2008. 65 с.
17. НАПБ А.01.001-2004. Правила пожежної безпеки в Україні [Текст]. – Увед. 2004-11-04. К.: М-во України з питань НС. 2004. 143 с.