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)

Кваліфікаційна робота магістра

рівень вищої освіти ___другий магістерський рівень_____

(другий (магістерський) рівень)

на тему Вдосконалення технології виробництва товарного феросилікомарганцю з використанням карбонатних марганцевих концентратів._____

Виконав: студент ___2__курсу, групи *8.1363-мчм*

__Подорожко В.В._____

(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 Воденнікова О.С._____

(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя – 2024 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
"01" 03 2024 року

З А В Д А Н Н Я
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЕКТ) СТУДЕНТУ

Подорожко Влас Валерійович
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи) Вдосконалення технології виробництва товарного феросилікомарганцю з використанням карбонатних марганцевих концентратів.

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

затверджені наказом вищого навчального закладу від "28" 02 2024року № 359-с

2. Строк подання студентом роботи (проєкта) *01.12.2024*

3. Вихідні дані до роботи (проєкта) *Вдосконалення феросплавного виробництва*

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

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Креслення, презентаційний матеріал 11 слайдах (на 11 сторінках)

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
Розділ 1 назва розділу	*Куріс Ю.В., професор*	
Розділ 2 назва розділу	*Куріс Ю.В., професор*	
Розділ 3 назва розділу	*Куріс Ю.В., професор*	
Розділ 4 назва розділу	*Куріс Ю.В., професор*	
Нормоконтроль	*Кириченко О.Г., доцент*	

7. Дата видачі завдання *07.05.2024*

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	*Вступ*		
2	*Реферат*		
3	*Розділ 1*		
4	*Розділ 2*		
5	*Розділ 3*		
6	*Розділ 4*		
7	*Висновки*		

Студент _____ **В. В. Подорожко**
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи) _____ ***Ю.В. Куріс***
(підпис) (прізвище та ініціали)

РЕФЕРАТ

ФЕРОСИЛІКОМАРГАНЕЦЬ, ШИХТА, МАРГАНЦЕВА РУДА, МАЛОФОСФОРИСТИЙ ШЛАК, КВАРЦИТ, ФОСФОР, ФЕРОСПЛАВ.

Кваліфікаційна робота магістра: на тему “Вдосконалення технології виробництва товарного феросилікомарганцю з використанням карбонатних марганцевих концентратів, яка включає 90 стор. машинописного тексту, 16 рис., 23 табл., 17 найменувань переліку посилань.

Мета роботи – вдосконалення технології виробництва феросилікомарганцю.

У розділі 1 проаналізований сучасний стан феросплавного виробництва, розглянуті основні особливості виплавки феросилікомарганцю та способи дефосфорації сировини, що вміщує марганець.

У розділі 2 проведені дослідження впливу фосфору марганцевих руд на якість сталей та сплавів, проаналзовані технологічні особливості виробництва малофосфористого передільного шлаку.

У розділі 3 проаналізовані основні шкідливі і небезпечні чинники феросплавного виробництва і запропоновані заходи щодо їх усунення.

У розділі 4 розглянута охорона праці та техногенна безпека для працівника лабораторії. Навели розрахунок захисного заземлення, для забезпечення захисту від ураження електричним струмом при дотику до металевих не струмоведучих частин.

ЗМІСТ

Вхід 7
Розділ 1 Аналіз технологічних можливостей виробництва товарного феросиліцієвого марганцю 10
1.1. Актуальність сучасних технологій виробництва товарного силікомарганцю 10
1.2. Оцінка марганцеворудної сировини для виплавки конкурентних феросплавів 11
1.3. Вимоги до комерційного силікомарганцю 16
1.4. Фізико-хімічні основи виробництва силікоганцю 17
1.5. Характеристика шихтових матеріалів 20
1.5.1. Марганцеві руди та концентрати 20
1.5.2. Диригент 24
1.5.3. Кварцит 29
1.6. Технологічні особливості виробництва товарного силікомарганцю 31
1.7. Висновок 36
Секція 2 Вивчення технології виплавки товарного феросиліцієвого марганцю з використанням карбонатних руд 37
2.1. Методологія дослідження 37
2.2. Підвищення якості карбонатно-марганцевих концентратів 38
2.3. Глибоке збагачення карбонатних марганцевих руд Нікопольського родовища 45
2.4. Термічна підготовка карбонатно-марганцевих концентратів перед електроплавкою 49
2.5. Розрахунок шихти і матеріального балансу товарного силікомарганцю марки виплавки MnS17P35 58
2.6. Виплавка товарного силікомарганцю з використанням агломерату з карбонатних концентратів 71
2.7. Економічна ефективність роботи 74

2.8. Висновок 76
Розділ 3 Охорона праці та техніка безпеки 77
3.1. Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних факторів виробничого середовища феросплавного цеху 77
3.2. Розробка заходів щодо захисту виробничого середовища феросплавного цеху від впливу небезпечних і шкідливих факторів 80
3.3. Заходи електробезпеки 82
3.4. Протипожежні та техногенні заходи безпеки 82
3.5. Розрахунок звукоізоляційної кабіни станції управління 84
3.6. Висновок 87
Висновки 89
Посилання 91

ВСТУП

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

В даний час виробництво феросплавів в Україні зосереджено на трьох заводах: ПАТ «Нікопольський завод феросплавів» (НФЗ), ПАТ «Запорізький завод феросплавів» (ЗЗЗ), ВАТ «Стахановський завод феросплавів» (НСП). Загальна характеристика якого представлена в таблиці 1.

Таблиця 1 – Загальна характеристика феросплавних заводів в Україні

Фабрика	Створена Виробництво Потужність, МВА	Тип продукції	Обсяги Виробництво тис.т/рік
ПАТ "Олімпі" "НФЗ"	1006	Високовуглецевий феромарганець Феросиліцієві марганцеві зварювальні флюси	1500 60
ПАТ "Олімпі" "ЗФЗ"	440	Феросиліцій марганець Рафіновані марганцеві сплави Феросиліцій	160 39 200
ВАТ "ФНФ"	220	Феросиліцій	300

Проведено порівняльний аналіз динаміки поставок основних феросплавів з України у 2011 та 2012 роках. представлено в таблиці 2[1].

Таблиця 2 – Рейтинг країн-покупців українського феросиліцієвого марганцю

/Пн	2011 рік			2012 рік		
	Країна	Об'єм, т	Частка, %	Країна	Об'єм, т	Частка, %
1	Росія	198793	25,62	Росія	210072	28.58
2	Туреччина	122532	15,79	Туреччина	93662	12,74
3	Половина. Корея	86537	11.15	Половина. 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
	Просто	656469	84,59	Просто	591004	80,40

Україна має значні запаси марганцевих руд, зосереджених у Нікопольському та Больше-Токмацькому басейнах і представлений оксидно-

карбонатним та карбонатним типами руд. Відмінною особливістю марганцевих руд вітчизняних родовищ є відносно низький вміст марганцю і підвищена концентрація фосфору і кремнезему, що, на відміну від більшості зарубіжних родовищ, не дозволяє використовувати сировину без попереднього збагачення і комкомирования.

В даний час традиційно вважається, що металургійні властивості шихтових матеріалів феросплавного виробництва визначаються в основному наявністю дрібнодисперсної фракції (фракція менше 5 мм) і механічною міцністю згідно з ДСТУ 3200-95. Однак така металургійна оцінка зовсім не відображає глибину і швидкість розвитку процесів дисоціації, зневоднення і декарбонізації в реакційній зоні феросплавної печі, коли шихтові матеріали можуть піддаватися інтенсивному руйнуванню.

У зв'язку з обмеженими можливостями використання шихтових матеріалів для виплавки феросплавів з вітчизняних марганцевих концентратів необхідне науково обґрунтоване і раціональне завантаження імпортних марганцевих руд і концентратів.

З огляду на хімічний склад і фізичні властивості імпортованих марганцевих руд і концентратів, виникає необхідність комплексних досліджень їх металургійної цінності.

Метою дисертації є розробка технології виробництва товарного ферокремнієвого марганцю з використанням карбонатно-марганцевих концентратів.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні завдання:

1. Проаналізувати сучасний стан виробництва товарного ферокремнієвого марганцю, встановити напрями вдосконалення технології його виплавки з використанням карбонатних руд.

2. Розробити схему отримання карбонатного концентрату з низьким вмістом кремнію.

3. Вивчити мікроструктуру і механічні властивості карбонатного концентрату.

РОЗДІЛ 1
АНАЛІЗ ТЕХНОЛОГІЧНИХ МОЖЛИВОСТЕЙ ВИРОБНИЦТВА ТОВАРНОГО ФЕРОСИЛІЦІЄВОГО МАРГАНЦЮ

А.А. Актуальність сучасних технологій виробництва товарного силікомарганцю

Феросиліцій-марганець можна отримати наступними способами:

- Сплав феросиліцію і вуглецевого феромарганцю;

- відновлення оксиду кремнію, коксу з додаванням вуглецевого феромарганцю;

- відновлення оксидів кремнію і марганцю кремнієм.

Україна має значні запаси карбонатних марганцевих руд, тоді як запаси легкозбагачуваних оксидних руд надзвичайно обмежені. Карбонатні руди в основному представлені Больше-Токмацьким родовищем. На Нікопольському і Чіатурському родовищах оксидні руди майже вичерпані, при цьому запаси карбонатних руд досить великі. Більше 90% карбонатних руд становить четверте рудне родовище в країні - Усинське.

За хімічним складом карбонатні руди можна віднести до бідних фосфором. Так, концентрати з нікопольських руд містять 27-30% Mn і 13,5-17,5% SiO2. Співвідношення (Mn)р/(SiO2)р в них в основному становить 1,5-2,0, тоді як для концентратів з багатих оксидних руд це співвідношення становить 4-6, а для концентратів, що поставляються Габоном і Австралією, досягає 15-25. Вміст фосфору в карбонатних рудах також високий - 0,24-0,30%.

Отримати стандартні для всіх компонентів сплави з цих руд шляхом прямої виплавки за звичайною технологією неможливо.

Карбонатні руди Усинського і Чіатурського родовищ менш фосфорні. 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. Вміст кремнезему в цих рудах нижче. Відношення (Mn) р/(SiO2) р у них зазвичай вище 2. Однак шляхом прямої виплавки з цих руд можна отримати силікомарганець з вмістом фосфору 0,3-0,4%.

У зв'язку з вищесказаним необхідно провести комплекс досліджень по виплавці стандартних сплавів з карбонатних руд. У зв'язку з тим, що

карбонатні руди хімічно характерні для всіх карбонатних руд різних родовищ країни, вони можуть бути використані для оцінки шляхів застосування низькосортних оксидних і карбонатних руд у чорній металургії в цілому і для розробки раціональної схеми їх переробки.

У підсумку ми вибираємо два шляхи вирішення проблеми використання карбонатних руд:

- розробка заходів, які забезпечать значне збільшення вилучення марганцю при виплавці традиційними методами;

- розробка нових, нетрадиційних методів використання карбонатних руд і способів отримання з них високоякісних концентратів, які значно полегшують застосування карбонатних руд в металургії.

А.Б. Оцінка марганцевої рудної сировини для виплавки конкурентних феросплавів

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

Зростаючі вимоги до підвищення чистоти сталі та збільшення виробництва сталі, які, за прогнозами, досягнуть 1,5-3,0% на рік протягом наступного десятиліття, зумовлюють потребу у високоякісних марганцевих сплавах. У той же час в останні роки все більш активізувалися роботи металургів далекого і ближнього зарубіжжя по розробці і вдосконаленню електротермії марганцевих феросплавів, як на вітчизняному, так і на імпортному марганцевому сировині.

Для забезпечення конкурентоспроможності вітчизняних сплавів шляхом підвищення якості та зниження витрат, при вирішенні питань екології, ресурсо- та енергозбереження необхідно вирішувати питання

раціонального використання вітчизняної та зарубіжної марганцевої сировини. У зв'язку з цим необхідно провести глибокий аналіз сучасного стану марганцеворудної основи, комплексну оцінку металургійних властивостей феросплавної сировини.

Україна має значні запаси марганцевих руд, зосереджених у Нікопольському та Больше-Токмацькому басейнах і представлений оксидно-карбонатним та карбонатним типами руд. Відмінною особливістю марганцевих руд вітчизняних родовищ є відносно низький вміст марганцю і підвищена концентрація фосфору і кремнезему, що, на відміну від більшості зарубіжних родовищ, не дозволяє використовувати сировину без попереднього збагачення і комкомирования.

В даний час марганцева руда видобувається в основному на Нікопольському родовищі відкритим і гірничим способами. На базі цього родовища розташовані два найбільших гірничо-збагачувальних комбінату: Орджонікідзе і Марганецький, до складу яких входять кар'єри, рудники, переробні та аглофабрики. Конструктивні схеми збагачення марганцевих руд включають наступні операції: дроблення вихідної руди до 50 мм, промивання, дроблення промивної руди до, гравітаційно-магнітне збагачення промитої руди і продуктів промислового відсадження, дроблення до дроблення, магнітна сепарація або флотація промивних шлаків.12 мм3 мм

Спрощення схем збагачення викликане економічними вимогами, оскільки збагачення з використанням флотації з піноподілом значно дорожче, ніж високоінтенсивне магнітне розділення.

Незважаючи на високу доступність запасів руд в країні, їх мінералогічний склад дуже несприятливий.

Постійна тенденція погіршення якості марганцевих концентратів супроводжується погіршенням техніко-економічних показників виплавки марганцевих сплавів і, зокрема, феромарганцю і силікомарганцю. Заміна окислювальних концентратів карбонатними концентратами до 20%, з більш високим питомим вмістом фосфору в ньому, викликає непереборні труднощі в отриманні стандартного фосфорного сплаву.

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

Таблиця 1.1 – Технічні вимоги до якості марганцевих концентратів

Компонент	Масова частка, %							
	Феромарганець				Силікомарганець			
	Україна I з	Західний Європа		США "А" з	Україна II п	Західний Європа		США "В" з
		I	II			IIIс	І. Я.	
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
SiO2, не бі-	-	7,0	9,0	12,0	-	10,0	12,0	15,0
R, не більше	-	0,12	0,15	0,18	-	0,15	0,15	0,30

Примітка: вказані вимоги до концентратів оксиду Нікополя та концентратів із зарубіжних країн.

Як видно з даних таблиці 1.2, якість вітчизняних концентратів значно поступається закордонним: за співвідношенням фосфору до марганцю – вдвічі, за показниками діоксиду кремнію – в чотири рази. Це обумовлює високу енергетичну та матеріальну місткість виробництва феросплавів на українських заводах у порівнянні з найкращими показниками, досягнутими за кордоном, виключає можливість отримання марганцевих феросплавів ефективними технологічними процесами.

Таблиця 1.2 – Порівняння фактичних показників якості марганцевих концентратів

Складова, %	Україна		Австралія	Габон	Бразилія	ПАР
	I з	II с				
Мн	43,7	36,1	48,5	51,0	49,0	51,0
R	0,19	0,17	0,09	0,10	0,09	0,04
SiO2	13,1	26,1	6,8	2,6	2,5	4,8

Примітка: Наведені середні значення масової частки Mn в концентратах, що використовуються при виплавці сплавів вітчизняними виробниками.

Наприклад, при виплавці силікомарганцю зниження вмісту марганцю в концентраті на 1% призводить до зниження продуктивності печі на 3,2-3,7 т/добу, екстракція марганцю зменшується на 1,0-1,3%, а питома витрата енергії збільшується на 45-70 кВт·год/т сплаву. При виплавці високовуглецевого феромарганцю зниження вмісту марганцю на 1% знижує вилучення марганцю на 0,54-1,0%, продуктивність печі - на 2,5-2,6 т на добу; Питома споживана потужність сплаву збільшується на 50-54 кВт·год/т. Високий вміст фосфору у вітчизняних рудах тягне за собою необхідність виробництва низькофосфорного шлаку, при виплавці якого витрачається близько 1000 кВт·год/т електроенергії і втрачається близько 20% марганцю [2].

Підвищення конкурентоспроможності вітчизняних марганцевих феросплавів можливе за рахунок збільшення використання низькофосфатного шлаку, залучення високоякісних низькофосфатних марганцевих концентратів з-за кордону до виробництва високоякісних низькофосфатних марганцевих концентратів та розробки технології збагачення для зниження питомого вмісту фосфору в концентратах до менш ніж 0,0035%.

Перше і друге рішення знаходяться в компетенції феросплавних заводів; третя - підвищити металургійну цінність концентратів, можливо, за рахунок додаткового збагачення концентратів II класу, що призведе до збільшення виходу концентратів високих марок, а також за рахунок застосування гідрометалургійних і хімічних методів збагачення низькосортних і тонких концентратів.

Слід зазначити, що імпортні концентрати і марганцева руда, поряд з високою якістю (високий вміст Mn, низький вміст P і SiO_2), мають деякі негативні риси. До них відноситься підвищений вміст оксидів лужних металів (NaO і K_2O), які входять до складу розчинних і нерозчинних мінералів у водному середовищі.

Коли вони досягають певної температури, їх переганяють. На верхніх рівнях феросплавної печі луги можуть осідати на шихті і, досягнувши значних концентрацій (більше 30%), утворювати локальні зони рідких легкоплавких, шлакових розплавів, які негативно впливають на газодинамічний і електричний режим плавлення, знижують стійкість футеровки і вилучення марганцю.

Підвищений вміст заліза в марганцевих концентратах не дозволяє отримати феросиліційний марганець з високим вмістом кремнію. Наявність шкідливих компонентів, таких як сірка, миш'як, свинець, бор та інші елементи, які проникають у марганцевий сплав, є законною проблемою для виробників сталі. Імпортовані марганцеві руди або концентрати повинні бути піддані детальному вивченню їх фізико-хімічних властивостей і металургійної оцінці.

В даний час традиційно вважається, що металургійні властивості шихтових матеріалів феросплавного виробництва визначаються в основному наявністю дрібнодисперсної фракції (фракція менше 5 мм) і механічною міцністю згідно з ДСТУ 3200-95. Однак така металургійна оцінка зовсім не відображає глибину і швидкість розвитку процесів дисоціації, зневоднення і декарбонізації в реакційній зоні феросплавної печі, коли шихтові матеріали можуть піддаватися інтенсивному руйнуванню.

В умовах обмежених можливостей використання шихтових матеріалів для виплавки феросплавів з вітчизняних марганцевих концентратів необхідно здійснювати завантаження імпортних концентратів і марганцевих руд науково обґрунтованим і раціональним способом.

Беручи до уваги хімічний склад і фізичні властивості імпортних концентратів і марганцевих руд, виникає необхідність комплексних досліджень їх металургійної цінності.

А.В. Вимоги до комерційного силікомарганцю

За хімічним складом силікомарганець повинен відповідати вимогам ДСТУ 3548-97, які наведені в таблиці 1.3.

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

Штамп	Зміст, %					
	Так	Мн не менше ніж	З	R		S
				I	Модальне дієслово	
			Більше ні			
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 феросиліцію марганцю

Клас розмірів	Розмір феросиліцій-раганних шматків, мм	Масова доля продукції з Розміри в партії		Максимальний розмір гратчастих деталей за середніми розмірами в трьох напрямках, мм
		У відсотковому співвідношенні не більше		
		Надрешітка	Нижня решітка	
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 використовується в якості комплексного розкислювача і легуючої добавки при виплавці сталей різних марок. Марганець підвищує раскисляющую здатність кремнію. У порівнянних умовах при розкисленні силікомарганцем горіння марганцю становило 46% для роздільного

розкислення сталі, 37% для кремнію і 29% для обох елементів. Середня витрата феросиліцієвого марганцю в сталеплавильному виробництві становить 7-9 кг на тонну сталі. Силікомарганець може використовуватися як відновник при виробництві середньовуглецевого і металевого марганцю. Однак основна перевага силікомарганцю як розкислювача полягає в тому, що при розкисленні утворюються більші частинки (2MnO· SiO2), ніж при роздільному введенні феросиліцію і феромарганцю. А це дає більш високу швидкість попадання частинок в шлак, що сильно позначається на якості сталі.

Введення силікомарганцю в сталь підвищує ряд фізико-хімічних властивостей [3].

А.Г. Фізико-хімічні основи виробництва силікоганцю

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

Завдяки тому, що марганець знаходиться у вигляді MnCO3 в карбонатній руді при температурі вище 500°, відбувається реакція розкладання і окислення марганцю:

$$3MnCO3®3MnO+3CO2=Mn3O4+CO+2CO2. \quad (1.1)$$

Реакція протікає з високим поглинанням тепла, що тягне за собою збільшення витрати енергії.

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

$$2MnO_2 + CO = Mn_2O_3 + CO_2 \qquad \Delta G_T = -21240-19{,}84T; \quad (1.2)$$

$$3Mn_2O_3 + CO = 2Mn_3O_4 + CO_2 \quad \Delta Г\int = -185795-7{,}32T; \qquad (1.3)$$

$$Mn_3O_4 + CO = 3MnO + CO_2 \quad \Delta Г\int = -51218-46{,}39T; \qquad (1.4)$$

$$Fe_2O_3 + CO = 2FeO + CO_2. \qquad (1{,}5)$$

Нижчі оксиди відновлюються в результаті реакцій прямого відновлення:

$$3MnO + C = Mn_3C + CO; \qquad (1.6)$$

$$SiO_2 + 2C = Si + 2CO; \qquad (1{,}7)$$

$$3FeO + 4C = Fe_3C + 3CO; \qquad (1{,}8)$$

$$P_{2\ 5}O + 5C = 2P + 5CO; \qquad (1{,}9)$$

$$Mn3C+Si=1/3MnSi+1/3C+1/2Mn3C. \qquad (1.10)$$

У зв'язку зі збільшенням питомої ваги коксу коефіцієнт вилучення марганцю становить 74-76%. Завдяки взаємодії SiO2 з порожньою породою швидкість відновлення кремнію становить 39-41%. Ступінь зниження фосфору становить 90%, а заліза – 95%. Так як відбувається реакція відновлення марганцю до карбіду (1225 К) і утворення шлаку (1205 К), то відбувається процес з'єднання шлаку і марганцю і підвищення температури плавлення. У зоні електричних дуг температура підвищується до 1530, кремній знижується.

Оксиди, що не піддаються відновленню, реагують один з одним з утворенням насиченого силікатного розплаву, який містить 48-52% SiO2, 14% MnO. Кратність шлаків дорівнює 1. Шлаку за обсягом вдвічі більше, ніж металу.

На кордоні між шлаком і коксом іноді зустрічається вузька межа дрібних включень відновленого металу. Шматки матеріалів іноді покривають покриттям різних відтінків. Це свідчить про помітний розвиток скорочення в зонах початку шлакоутворення, отриманий сплав містить невелику кількість кремнію. На рівні шлакового шару вміст кремнію підвищується до 8-11%. Потім зі шлаку відновлюється кремній, тому склад сплаву тісно пов'язаний зі складом шлаку.

Марганцевий агломерат спочатку збагачується марганцем в процесі непрямого відновлення, а потім при 1200-1250 К плавиться і утворює шлакову фазу. Металева фаза проявляється при температурі близько 1000 К на глибині близько 500 мм. При підвищенні температури королі тонких сплавів коагулюють і фільтрують їх через шлак в розплав металу.

Стікання завантажуваних в піч шихтових матеріалів відбувається у вузьких зонах, що оточують електроди. У закритій печі щільність струму шихти значно вище, особливо на лініях найкоротших відстаней від електрода до вуглецевої футеровки стінок, де навіть на поверхні вона досягає 2000 А/м2, а на глибині 800 мм становить вже 4500 А/м2. Це призводить до надмірного перегріву шихти на верхній поверхні, що погіршує техніко-економічні показники виробництва.

Коли сплав виходить з печі, електроди піднімаються вгору, тому що в цей момент пухка нагріта шихта, яка має менший електричний опір, ніж шлакова, переміщається вниз, створюючи область підвищеної провідності навколо електродів і зменшуючи загальний опір печі [4].

1.5. Характеристика шихтових матеріалів

1.5.1. Марганцеві руди та концентрати

Як і більшість металів, марганець розподілений по земній кулі нерівномірно. Деякі родовища марганцю розташовані на суші, але значно більше марганцю виявлено в конкреціях в Тихому океані.

Світові континентальні розвідані запаси марганцевих руд в даний час оцінюються в 17,6-18,0 млрд т. тонн з розподілом їх по регіонах планети наступним чином: Африка (Південна Африка, Габон, Гана) – 80,6%, в тому числі Південна Африка – 77,3%; Австралія - 2,4%; Америка (Бразилія, Мексика) – 2,9%; Україна – 12,6%; інші регіони — 1,5% [7].

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

Основним завданням процесу збагачення є максимальне відділення так званих хвостів або порожньої породи від основних рудних мінералів. Всі методи збагачення засновані на різних механічних, фізичних, фізичних, механічних і т.д. властивостях рудних мінералів, і їх вибір для кожного конкретного випадку визначається ефективністю і економічною доцільністю.

Таблиця 1.5 – Середній хімічний склад марганцевих руд основних родовищ України та імпортних руд

Руда ГЗК Кар'єр	Масова частка, %											
	Мн	Фе	MnO2	MnoN	SiO2	Al2O3	Ви-со-кий	MgO	P	S	K2O	Віце-пре-зи-дент
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 Запоріжжя 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
Глутамат натрію 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
Глутамат натрію 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	N.Sv	N.Sv	4,0	6,0	0,3	0,2	0,13	N.Sv	N.Sv	N.Sv
Австралія	48,0	5,0	N.Sv	N.Sv	13,3	1,0	0,7	0,5	0,05	0,02	N.Sv	7,2

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

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

Найменування і сорт концентрату	Масова частка, %												
	Мн	MnO2	MnoN	SiO2	CaO	MgO	Al2O3	Fe2O3	R	Na2O	K2O	Оберну ти	В...
Нікополь													
Окислювальний клас I	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
Ступінь окислення 1В	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
Ступінь окислення II	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
Карбонат I	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

Розбагатіти можна декількома способами. Найбільш поширеними є промивка, магнітна сепарація і флотація.

Полоскання – найпростіший і дешевий спосіб збагатитися. Промивні - це в основному ті руди, які містять твердий корисний мінерал, не схильний до ерозії, а порожня порода складається з піску або глини. В основі методу

лежить принцип, що частина порожньої породи, яка має меншу вагу, ніж залізорудний (марганець) мінерал, транспортується водою.

Магнітна сепарація — це коли руди з магнітними властивостями пропускаються через магнітне поле, що спричиняє відділення магнітних оксидів заліза від немагнітної породи відходів. Для ефективного магнітного збагачення потрібне тонке подрібнення руд.

Флотація є відносно новим методом збагачення. Кварцити, що містять залізо у вигляді Fe2O3, зазвичай збагачуються флотацією. В основі цього методу лежить принцип різної змочуваності оксидів заліза і порожньої породи.

Існує три методи зішкрібання металургійної сировини: брикетування, агломерація і покриття покриттям.

Перші з них не отримали широкого поширення через низькі виходи і недостатню міцність брикетів.

Агломерація і затоплення широко використовуються в нашій країні і за кордоном.

Агломерація - це процес збагачення дрібнозернистих руд і концентратів шляхом їх спікання шляхом спалювання палива в шарі рудного матеріалу за допомогою всмоктуваного повітря.

З точки зору хімічних, гранулометричних і фізичних властивостей продукція повинна відповідати нормам, зазначеним в таблиці 1.7 [9,10].

Таблиця 1.7 – Технічні вимоги до марганцевих концентратів

Переглянути та ввести Виробництво	Жанр	гранулометричний склад				Хімічний склад Фізичні властивості	
		Назва типу продукту	клас розміру, Міліметрів	Контрольний клас розмір Міліметрів	Масова частка контрольного класу розмірів, % Більше ні	Масова частка марганцю %, не менше ніж	Масова доля Волога %, Більше ні
Концентруватися Оксид марганцю (А)	Я	Без класифікації	<60	+60	15	42,0	16,0
	ІБ	Без класифікації		+60	15	41,0	16,0
	Розділ II	Без класифікації		+60	15	34,0	22,0

	Розділ III	Без класифікації		+60	15	25,0	23,0
Марганцевий концентрат Оксид карбонат (Гаразд)	Я	Без класифікації	< 100	+ 100	25	26,0	18,0
			<50	+ 50	15		
	Розділ II	Без класифікації	< 100	+ 100	25	23,0	20,0
			<50	+ 50	15		
	Я	Великий-Хліб	10-150	-10	15	26,0	12,0
	Я	мелкогорбиста	<10	+ 10	15	26,0	18,0
Марганцевий концентрат високоінтенсивної магнітної сепарації (ВМС)	-	Грубої	<1	+ 1	-	26,0	23,0

Спікання також використовується для видалення сірки з руди. При цьому навіть кускова руда спочатку піддається дрібному дробленню, а потім агломерації.

Комкування при спіканні відбувається в результаті спікання дрібних частинок руди і вапна під впливом тепла, що виділяється при згорянні палива. При спіканні сірчаних руд велика частина тепла виділяється при спалюванні сірки.

Згоряння палива і сірки відбувається за рахунок повітря, всмоктування через шар шихтових матеріалів зверху вниз.

Готовий агломерат подрібнюється одновалковой дробаркою і подається на стаціонарні або вібраційні сита, які використовуються для просіювання дрібних фракцій, непридатних для доменної плавки, так званих повернень.

1.5.2. Диригент

Правильний вибір відновника і правильне його приготування багато в чому визначають техніко-економічні показники виробництва. Завдяки своїм хімічним властивостям багато елементів можуть використовуватися в якості відновників рудних оксидів при виплавці феросплавів. Однак економічно

доцільно використовувати вуглець, кремній і алюміній. Найбільш широко використовується вуглець, а якщо необхідно не допустити карбонізації сплаву, що виплавляється, то в хід йдуть більш дорогі кремній і алюміній.

Вуглецеві відновники, що використовуються при виплавці феросплавів, повинні мати хорошу реакційну здатність, високий питомий електричний опір, відповідний для кожного сплаву хімічний склад золи, достатню міцність, оптимальний розмір деталі, хорошу газопроникність і термостійкість. низька вартість [11].

Практично всі вуглецеві матеріали при нагріванні до високих температур (1800 - 2300 К) вирівнюють свою хімічну активність, наближаючись до так званої графітової межі, але в процесі плавлення різні вуглецеві матеріали виявляють свої специфічні властивості і властиву їм реакційну здатність, так як швидкості графітизації різні для різних матеріалів і ці процеси протікають в печі з різним ступенем повноти. На реакційну здатність коксу в якійсь мірі впливають мінеральні включення, що містяться у вугільній золі, а також штучно введені. Наприклад, підвищення реакційної здатності відзначалося при додаванні солей лужних металів, залізної руди до вугільної шихти для виготовлення коксу або до готового коксу.

У реальних умовах феросплавного процесу (високі температури, мала колона шихти в феросплавній печі, неминучий процес утворення карбідів металів і газоподібних нижніх оксидів металів і т. Д.) Найбільш правильною характеристикою є відновна здатність вуглецевого матеріалу з урахуванням його електричного опору та інших параметрів. З цієї точки зору найбільш оптимальним відновником вуглецю є деревне вугілля (табл. 1.8). В останні роки у зв'язку з постійно зростаючим дефіцитом все більшого поширення набувають такі вуглецево-редукувальні агенти, як газове вугілля, нафтовий кокс і напівкокс [12,13].

Деревне вугілля, має високий питомий електричний опір і реакційну здатність, чистоту. Деревне вугілля знижує спікання шихти, що особливо важливо при виплавці сплавів з високим відсотком кремнію. Деревне вугілля - це пористий високовуглецевий продукт, що отримується з деревини в результаті

її нагрівання без доступу або з дуже обмеженим доступом повітря в ретортах або печах для віджимання деревного вугілля різних систем. Склад деревного вугілля залежить від кінцевої температури цементації і породи використовуваної деревини. Деревне вугілля має достатню міцність і низьке стирання, перевага віддається деревному вугіллю листяних порід. Висока пористість деревного вугілля забезпечує його високу реакційну здатність.

Таблиця 1.8 – Характеристика вуглецевих відновників

Показник	Металургій-ний кокс	Кокик	Напівкокс	Нафтовий кокс	Село вугілля
Зміст за даними технічного аналізу, %:					
Попіл пекла	10,65	10,80	27,00	0,71	1,45
Літаючий Vdaf	1,44	1,20	5,60	8,08	14,54
Вологість Рп	0,44	1,30	1,90	0,80	2,10
Сірка SdI	0,89	1,34	0,91	0,58	0,04
Твердий вуглець СТВ	87,02	86,66	71,49	86,98	83,97
Реактивність при 1323 К, мл/(г·с)	0,69	0,92	8,00	0,42	11,1
ρ Ом·м (знім 3-6 мм)	1,21	1,48	7500	3•I06	2•106
Міцність конструкції, %	83,0	85,0	63,7	64,3	39,0
Щільність, г/см3	1,82	1,95	1,58	1,41	1,40
Пористість, % (см3/г)	53,1 (0,49)	49,7 (0,51)	55,0 (0,67)	20,1 (0,18)	63,8 (1,1)
Склад золи, %:					
SiO2	35,4	36,5	75,7	46,3	1,90
Al2O3	23,3	22,2	11,2	24,3	3,40
CaO+MgO	3,8	3,9	3,0	10,5	41,1
Fe2O3,	33,8	33,7	7,6	14,2	0,85
R2O5	0,24	0,24	0,03	0,75	5,12
K2O + Na2O	2,13	2,64	1,18	0,13	0,29

Найбільш широко в виплавці феросплавів використовується найдешевший сорт відновника - «горіх» металургійного коксу («коксу»), який отримують в якості відсіву при сортуванні доменного коксу. Залежно від якості вугілля, що використовується для видобутку, і умов коксохімічного виробництва на коксохімічному заводі властивості коксу різні, але його загальним недоліком є низький електричний опір і реакційна здатність, відносно високий вміст

золи, сірки і фосфору, висока, нестабільна вологість. Кокс має губчасту структуру з великою кількістю тріщин, його пористість коливається від 35 до 55%. Щільність коксу 800-1000 кг/м3. Теплоємність коксу зростає з підвищенням кінцевої температури коксування і зменшується зі збільшенням зольності коксу, яка коливається від 1,38 до 1,53 кДж/(кг·К) [14].

Залежно від сировинної бази кокс умовно поділяють на марки: К1 – кокс з вугілля Донбасу або змішаний з вугіллям інших басейнів, просіяним з доменного коксу; К2 – кокс з вугілля Донбасу або в суміші з вугіллям інших басейнів, просівається з ливарного коксу; К3 - це кокс з суміші вугілля з Кавказу і Донбасу, просіваного з доменного коксу.

Показники якості коксових горіхів, що використовуються для виробництва сплавів, повинні відповідати вимогам ТУУ 322-00190443-120-97 для марок К01, К02, К03 (табл. 1.9).

Таблиця 1.9 – Якісні показники коксівних горіхів

Найменування індикаторів	Норма по класу і марці, %			
	10-25мм			8-25 мм
	К01	К02	К03	К04
Зольність А, не більше	11,0	13,0	15,0	16,0
Масова частка загальної вологості, не більше	20,0	20,0	20,0	22,0
Масова частка штук за 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 доменного коксу фракції 25-40 мм повинні відповідати вимогам ТУУ 322-00190443-085-96 «Вугільний кокс класу і більше (табл. 1). 1,9).25 мм

У феросплавному виробництві може застосовуватися також просіювання металургійного коксу фракцією понад 10 мм (табл. 1.10) і коксового бризу (табл. 1.11) [15,16].

Таблиця 1.9 – Якісні показники вугільного доменного коксу класу 25 мм і більше

Найменування індикатора	Норма по марці, %	
	СС1	СС2
Зольність А, не більше	13,0	15,0
Масова частка загальної сірки, не більше	2,0	2,2
Масова частка загальної вологи	8,0	8,0
Показник міцності		
М25, не більше	80,0	76,0
М10, не більше	9,0	10,0
Масова частка шматків менше 25 мм, не більше	7,0	9,0

Таблиця 1.10 – Відсів металургійного коксу фракцією більше 10 мм

Показників	Норма
Розмір деталі, мм	10-35
Масова частка шматків розміром менше 10 мм, не більше	15
Масова частка штук розміром більше 25 мм%, не більше	32
Зольність А, %, не більше	13
Масова частка загальної вологості, середня	18

Таблиця 1.11 – Штрафи при коксуванні

Найменування індикатора	Норма для бренду		
	МК1	МК2	МК3
Зольність Як, % не більше	13,0	16,0	18,0
Масова частка загальної вологості, % не більше	22,0	22,0	24,0
Масова частка штук за розміром, % не більше	9,0	8,0	6,0

Розмір деталі, 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 кришталь, фальш і багато інших. Для виплавки кремнію і його сплавів використовуються найдешевші і в той же час багаті кремнеземом матеріали: кварцит, кварц і кварцовий піщаник. Основним мінералом кварциту і більшості пісковиків є кварц, широко поширений мінерал, який є більшменш чистим кремнеземом SiO2.

Кварцити - це кременисті пісковики, в яких цементована речовина і цемент представлені мінералами кремнезему. Кварцити зазвичай характеризуються високою щільністю і значною міцністю на стиск (100-140 МПа), мають світле забарвлення з різними відтінками сірого, жовтого, рожевого та інших тонів. Зі збільшенням вмісту SiO2 в кварцитах зростає відновлення кремнію і продуктивність печі, зменшується питома витрата енергії.

Корінні породи кварциту зустрічаються у вигляді шарів, гільз або лінз, що складаються з нецементованих кристалів різного розміру.

Перед виплавкою кремнію кварцити подрібнюють, а частину домішок видаляють дрібними частинками. Дроблення необхідно поєднувати з промиванням для видалення глинистих мастил, пилових відкладень і крихких включень. Кварцити повинні мати високу термостійкість, мало тріскатися при нагріванні, мати низьку пористість (<2%), низьке водопоглинання (0,1-0,5%). Температура початку інтенсивного руйнування повинна бути якомога вищою [17].

Кварцити повинні відповідати вимогам ТУУ 001911879-011-97.

Стандартом передбачено дві марки кварцитів - CF і KSH. Кварцит CF використовується в основному для виробництва феросплавів (феросиліцій, силікокальцій, кристалічний кремній, силікомарганець, феросилікохром та ін.). Кварцит КШ призначений в першу чергу для виробництва шлаку певного складу.

У деяких випадках вимоги споживачів і виробників можуть змінюватися. У таблиці 1.12 наведено хімічний склад кварцитів з різних родовищ.

Таблиця 1.12 – Хімічний склад кварцитів різних родовищ

Депозит	Сипуче наповнення, %				
	SiO2	Fe2O3	A12O3	Високий	MgO
Васильківське	97-98	0,2-0,4	0,9-1,3	0,2-0,4	0,1-0,3
Толкачівське	96-98	0,4-0,9	0,2-1,0	0,7-0,3	0,1-0,3
Овруч	97-98	0,5-1,0	0,4-1,2	0,2-1,0	0,2-0,4

Силікомарганець - комплексний розкислювач, широко застосовується при виплавці сталі в кисневих конвертерах, електричних і мартенівських печах. Поліпшення якості сталі, яке досягається за рахунок використання силікомарганцю замість феросиліцію і феромарганцю, також призводить до високих темпів збільшення виробництва силікомарганцю [18, 6].

Силікомарганець виплавляють у феросплавних печах наступних типів: рудновідновлювальні круглі закриті (РКЗ), відкриті (РКВ) і прямокутні закриті (РЗ). Встановлена потужність круглих відкритих і закритих печей досягає 16,5 МВА, а прямокутних - 48-63 МВА. Печі оснащені безперервними самовипалювальними електродами. У круглих трифазних печах три електроди діаметром 1000-1200 мм розташовані в вершинах рівностороннього трикутника. У прямокутних печах шість плоских електродів розміром 2800х650 мм розташовані в лінію. Кожні два електроди живляться від однофазного трансформатора, утворюючи трифазний електрометалургійний агрегат печі в цілому. Закриті печі оснащуються системою газоочистки, що дає можливість отримувати висококалорійний верхній газ високої чистоти.

Різниця між відкритими і закритими печами полягає в тому, що на відкритій печі відсутня металева дах з водяним охолодженням. Це визначало місце, де шихта по трубах подавала в піч: в закритій печі шихта подавалася в воронки подачі електродів, а у відкритій шихті йшла прямо вгору.

1.6. Технологічні особливості виробництва товарного силікомарганцю

Дозування шихтових матеріалів здійснюється автоматичними дозуючими машинами, порядок управління процесом повинен відповідати вимогам. Точність зважування шихтових матеріалів контролюється ваговими приладами, відхилення яких не повинно перевищувати +2,0%.

Зміна присадки коксу, кварциту, подача присадок марганцевого концентрату і агломерату з метою коректності аналізів проводиться за вказівкою майстра виробничої дільниці.

Шихта завантажується в бункери печі в міру її витрати. Виплавка феросиліцієво-марганцевого виробництва здійснюється в закритих трифазних електродугових печах безперервним процесом.

З дозаторів шихтові матеріали по системі конвеєрів надходять в бункери печі. Бункери печей завжди повинні заповнюватися шихтою не менше ніж до половини обсягу.

Шихта завантажується в піч через жолоби через завантажувальні бункери. Жолоби і завантажувальні бункери повинні постійно заповнюватися шихтою, яка надходить в топку самопливом. Плавлення шихти в воронках неприпустимо, так як це призведе до розгерметизації робочого простору і призведе до підвищення температури під покрівлею через забору повітря. Засувки пічних кишень відкриті і обслуговуючий персонал повинен стежити за послідовністю заповнення труб і воронок шихтою.

Виключення суспензії шихтових матеріалів в трубах і бункерах печі здійснюється тільки при вимкненій печі і не менше ніж двома працівниками.

У тих випадках, коли в завантажувальних бункерах виявляється плавлення шихтових матеріалів, що свідчить про застрявання шихтових матеріалів

в трубах або бункерах, необхідно заповнити шихтою розплавлений простір в бункерах.

Для запобігання потраплянню газу феросплаву в трубу або бункер печі, де підвішена шихта, при монтажі печі в районі цієї труби повинні бути відкриті два вибухових клапана.

Після виконання вищевказаних операцій суспензію шихти в бункерах і трубах усувають загвинчуванням штанги через шибер або спеціально вирізані отвори в трубах і бункерах в місцях підвішування. Після закінчення роботи зварюють вирізані отвори.

Добавки коксу і кварциту по трубах надходять в зону плавки і при необхідності завантажуються в бункери вручну.

Нормальна робота печі характеризується наступними ознаками:

- рівномірний стік шихти в завантажувальних бункерах;

- глибоке стійке прилягання електродів при заданій потужності печі;

- оптимальна довжина робочого кінця електрода повинна бути в межах 2500-2800 мм;

- максимальне використання потужності печі при заданому рівні напруги;

- температура газу під покрівлею повинна бути в межах 350-400 °С, вимірюється термопарами;

- постійна кількість вихлопних газів: СО 75-80%; N2 – не більше 8%; О2 - не більше 1%;

- скидання води на початку похилого газоходу не вище 40-80 мм. вимірюється за показниками тяги (400 - 800 Па);

- Скидання краплі на трубу Вентурі в межах 1500-2000 мм від води. вимірюється за показниками тяги (14700-19600 Па);

- рівномірний вихід металу і шлаку відповідно до навантаженого шихту і споживаної електроенергії.

Порушеннями процесу є:

- високе прилягання електродів;

- низьке прилягання електродів з втратою струмового навантаження;

- відсутність відновника;

- Підвішування шихти в завантажувальних бункерах, формування настилу в воронках;

- нерівномірний вихід металу і недостатній вихід шлаку;

- Зростання розрядки;

- скорочення гарнізону в Засеках.

При високому приляганні електродів необхідно:

- У разі стійкого підвищення напруги переключити піч на більш низький рівень;

- у разі перевищення відновника довести його до норми і вжити заходів щодо коригування електродів (різке безперервне регулювання більше 330 мм не допускається), як виняток, з дозволу майстра, допускається поставка кварциту у вільному вигляді;

- з короткими електродами виконувати їх позачерговий перенос;

- перевіряється правильність дозування шихтових матеріалів.

При низькій посадці електродів з втратою струмового навантаження необхідно:

- підвищити рівень напруги;

- перевірити правильність дозування шихтових матеріалів;

- забезпечують додаткові порції коксу і регулюють додавання відновника;

- Використовуйте дерев'яні рейки, щоб занурити заряд у кратери.

Ознаки дефіциту відновника:

- Падіння струму навантаження;

- підвищення в'язкості шлаку;

- продування газів з вихідного отвору під тиском;

- спікання шихти в воронках і на верхній частині і поява «свищів»;

- Підвищення запиленості доменного газу, збільшення перепаду тиску під покрівлею;

- Зниження вмісту кремнію в сплаві;

- Збільшення водню у вихлопних газах.

При збільшенні виділень необхідно:

- перевірити злив у всіх точках газового тракту;

- при необхідності прибрати похилий газохід під склепінчастим простором.

Очищення підсклепінного простору проводиться на вимкненій печі за допомогою вибухових клапанів і скляної кришки. У разі руйнування шихти плавильні заводи і керівник виробництва аналізують причини: короткі електроди, підвищена вологість концентрату, недостатня кількість агломерату в шихті (конверсійний шлак), велика кількість дрібниці в коксі.

Щоб не допустити викиду шихти з печей до усунення вищевказаних причин, команда пр. майстер, нач. Трансформатори печі відразу перемикаються на більш низький рівень напруги.

Сплав виробляють 3-4 рази за зміну відповідно до графіка, затвердженого начальником цеху.

З метою запобігання надмірному накопиченню розплаву в печі, що може призвести до порушення електричного та газового режиму, аварії на плиті та прогорання лазні, не допускається відведення електроенергії між двома розетками понад 35 тис. кВт·год. Рішення про відключення плити або зниження її потужності приймає бригадир або начальник зміни.

Обробка виїмки проводиться залізним прутом, а при необхідності (засипка льотка) її обпалюють за допомогою електричного нагрівання.

Метал виробляють в футерованих ковшах, а шлак - в сталевих ковшах, встановлених каскадом.

Час випуску для нормально працюючої печі встановлюють на рівні 15-20 хвилин. Під час випуску необхідно стежити за рівнем металу у відрі, не допускаючи його переливу в сталеве відро.

Щоб забезпечити нормальний вихід металу і шлаку, необхідно:

- постійно підтримувати виїмку в нормальному робочому стані, тобто діаметр не повинен перевищувати І20 мм;

- у разі збільшення діаметра виїмки більш ніж на 120 мм її необхідно заткнути електродною масою, а потім після 2-3 випусків довести її до

нормального діаметру. Засмічення льотної ями електродною масою проводиться за вказівкою старшого плавильника;

- Виїмка не повинна бути зашлакованою. При шліфуванні виїмки перед її герметизацією льоток запалюється від електровипалу. Герметизація зашлакованого поглиблення не допускається;

- Своєчасно встановлюйте електродну масу. Монтаж здійснюється за 8-12 днів. Товщина конструкції повинна бути не більше 250 мм.

Перед монтажем інсталяції клітку необхідно забити масою і очистити від шлаку, залишки старої конструкції також вибиваються.

Виїмка закривається конусами з вогнетривкої глини м'якої консистенції. У глину додають 20-30% маси тонкого електрода. Підготовлену шишку необхідно просушити до повного видалення вологи.

Нормально робочу виїмку слід закрити 2-3 конусами так, щоб зовнішня частина каналу льотка була вільною на 100-150 мм.

При будь-яких умовах виїмки грунту в пічному подові завжди повинен бути запасний ківш.

Після кожного випуску ківш необхідно очищати від шлаку і металу і перевіряти на справність футеровки.

Перед заливкою шлак в ковші зливають до появи металу в потоці, потім шлак викочують до чистого металевого дзеркала.

Феросиліціймарганець розливають на фасувальних машинах згідно з інструкцією і зберігають на складі готової продукції в ящиках на окремому майданчику. Наповнення ящиків металом не повинно перевищувати їх вантажопідйомність і габарити. Допускається зберігання однієї плавильні машини в двох і більше ящиках.

1.7. Висновок

1. Аналіз сучасного стану виробництва товарного феросиліцієвого марганцю та фізико-хімічних основ його виробництва дозволив встановити один із напрямків удосконалення технології його виплавки, за рахунок використання агломерату з карбонатних руд.

2. Проведена оцінка сировини марганцевих руд.

3. Визначено оптимальний склад шихти для виплавки товарного феросиліцієвого марганцю.

РОЗДІЛ 2
ВИВЧЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВИПЛАВКИ ТОВАРНОГО ФЕРОКРЕМНІЄВОГО МАРГАНЦЮ З ВИКОРИСТАННЯМ КАРБОНАТНИХ РУД

2.1. Методологія дослідження

Були вивчені зразки карбонатних руд з різних родовищ. Замість традиційного методу промивання, дроблення і відстоювання грубих фракцій і флотації рудного шламу застосовувалося автогенне подрібнення руди на Каскадському млині і високоградієнтне збагачення шламів.

За допомогою електронно-обчислювальних машин на пневматичні пристрої надходили сигнали про викид витягнутих шматків.

Розроблено магнітно-гравітаційно-флотаційну схему виробництва карбонатного концентрату з низьким вмістом кремнезему.

Розроблена схема виробництва карбонатного концентрату з низьким вмістом кремнезему пройшла випробування в промислових і напівпромислових умовах. Була проведена перевірка магнітно-гравітаційної частини схеми.

За допомогою петрографічного та рентгеноструктурного аналізу встановлено послідовність перетворення мінералів карбонатного концентрату.

Для підвищення ступеня дефосфоризації використовувався паротермічний метод видалення фосфору з марганцевих концентратів.

Процес випалу карбонатно-марганцевого концентрату проводився в трубчастій печі опору в інтервалі температур 1073-1373 К.

Спікання агломерату проводилося на стандартній агломашині АКМ 3-100.

Напівпромислова виплавка силікомарганцю проводилася в печі потужністю 1200 кВА з використанням різних марок і марок створених концентратів.

2.2. Підвищення якості карбонатно-марганцевих концентратів

В останні роки марганцеворудна промисловість, маючи значні запаси, за обсягом задовольнила потреби металургійної промисловості. Однак в той же час продажі низькосортних концентратів були обмежені, а вищі сорти з низьким вмістом фосфору випускалися в недостатніх обсягах. При планових обсягах видобутку марганцевих руд частка видобутку карбонатних руд у 2000 році зросла до 38,6% проти 10,8% на початку 90-х років. У зв'язку з використанням карбонатних руд у виробництві зменшується середня якість концентратів (за вмістом марганцю) і частка концентратів вищих сортів.

Розрахунки потреби в товарній марганцевій руді показали, що, незважаючи на значне збільшення виробництва марганцевої сировини, плановий баланс покриття цієї потреби на 2010 рік зводиться до напруги як для феросплавної плавки, так і для конвертерного чавуну. Частка першокласних

низькофосфорних концентратів (Р~0,18%) Чіатурського басейну в загальному обсязі виробництва високосортних концентратів зменшується при одночасному збільшенні частки фосфатних концентратів Нікопольського басейну. З цього випливає, що при використанні останніх не вдасться забезпечити стандартний вміст фосфору в марганцевих феросплавах. У зв'язку з цим існує очевидна необхідність удосконалення технології збагачення і дефосфоризації карбонатних і змішаних руд.

В даний час розпочато промислову розробку нового Велико-Токмацького родовища карбонатних марганцевих руд. За гідрогеологічною та геологічною будовою, а також за фізико-механічними властивостями руд і гірських порід, що містяться в них, Больше-Токмацьке родовище відрізняється від Нікопольського родовища. Основна відмінність полягає в будові рудного шару. Наприклад, якщо в Нікопольському басейні сильна (тверда) вапнякова руда зустрічається дуже рідко і її товщина не перевищує 0,2-0,3 мм, то на Больше-Токмацькому родовищі останнє поширене повсюдно при товщині покладів до 1,5 м. а також в інших характеристиках поля.

Були вивчені зразки карбонатних руд з різних родовищ. Замість традиційного методу промивання, дроблення і відстоювання грубих фракцій і флотації рудного шламу застосовувалося автогенне подрібнення руди на Каскадському млині і високоградієнтне збагачення шламів. Результати випробувань показують, що ця сировина ефективно самоподрібнюється і в той же час очищається шляхом злущування жирів.

Великі марки (більше 1 мм) - це кондиційні концентрати (γ = 37,95%, М = 31,9%, ε = 69,2%). При цьому питомі втрати екстракції марганцю менше, ніж при пранні, і становлять 1,87 проти 2,9% в пральних машинах. Відносний вміст фосфору в концентраті становить 0,0045, в шламі - 0,0195. Гранулометричний склад шламів при новому способі підготовки звичайних карбонатних руд істотно відрізняється від гранулометричного складу шламів, що утворюються в схемах, раніше розроблених проектними організаціями. Вихід і втрати марганцю в відкладеннях розміром менше 10 мкм в першому випадку становлять 12,97 і 3,68%, у другому 26 і 19,1% відповідно.

Малі класи розпалися руди (менше 1 мм) після гідравлічної класифікації в гідроциклонах великого діаметра (1000 мм) рекомендується розділяти окремо: а) крупнозернистий шлам (клас 0,18-1,0 мм) - на сепараторах 4ВК-500 для отримання кондиційного карбонатного концентрату і відвальних хвостів; б) дрібнозернистий шлам (клас 0,18-0 мм) – на високоградієнтних сепараторах для виробництва кондиційного карбонатного концентрату, відвальних хвостів і промислової продукції (сировини для хімічного збагачення). Оскільки дрібнодисперсний концентрат містить підвищену кількість діоксиду кремнію і фосфору, додатково перевірено високий градієнт його збагачення після дроблення до 3°; 1; 0,5 і 0,25 мкм. Результати дослідів наведені нижче (початковий склад руди: 24,5% Mn; 0,32% річних; 15,8% SiO2) показують, що неметалічна фаза добре розвивається тільки при такому подрібненні, що дозволяє вдвічі зменшити вміст як кремнезему, так і фосфору.

Доцільність цієї операції повинна бути додатково перевірена на зразках різних типів Боше-Токмацької руди (табл. 2.1).

Таблиця 2.1 – Швидкості розпаду Больше-Токмацької руди

Показників	Величина помелу руди, мм			
	<3	<1	<0,5	<0,25
Ступінь розкриття, %				
Рудні корисні копалини	70	76	76	85
Нерудні корисні копалини	19	48	59	78
Магнітна фракція				
Вихід, %	97,7	92,5	89,6	87,0
Зміст, %				
Мн	25,02	25,3	27,0	27,7
Р	0,320	0,320	0,345	0,290
SiO2	14,15	10,38	7,03	6,29
Відновлення марганцю, %	99,8	99,32	91,8	98,3
Немагнітна фракція				
Вихід, %	2,3	7,5	10,4	13,0
Зміст, %				
Мн	2,3	2,2	2,96	3,15
Р	0,11	0,18	0,137	0,520
SiO2	86,4	82,64	81,74	78,68
Відновлення марганцю, %	0,20	0,68	1,20	1,67

З вищесказаного випливає, що застосування рудного автогенного помелу для розпаду звичайних карбонатних і змішаних марганцевих руд виключає з раніше розроблених технологічних схем непродуктивні і малоефективні операції попереднього дроблення, просіювання і промивання, знижує багатосумісність технологічних схем, значно спрощує ланцюг пристроїв. За результатами експлуатаційних випробувань встановлено, що отримати кондиційні марганцеві концентрати з екстракцією понад 82% можна без застосування дорогих і екологічно небезпечних процесів флотації та хімічного збагачення. На противагу цьому, традиційна технологія дає результати, які поступаються як за якістю концентрату, так і за екстракцією. При цьому вміст марганцю в концентраті знизився з 29,4 до 27,2% і відновлення з 82,38 до 67,9% відповідно, а втрати в хвостах збагачення і шламах збільшилися [1].

Ще однією перевагою схеми з використанням автогенного, магнітного і високоградієнтного поділу карбонатних руд є можливість більш ефективного видалення кремнезему і апатитових включень. Ці шкідливі домішки викликають підвищені витрати в металургійному процесі на їх видалення. У карбонатних флотаційних концентратах вміст фосфору і кремнезему значно вище, ніж у високоградієнтному концентраті.

Спроба поліпшити якість флотаційних концентратів шляхом їх доопрацювання на високоградієнтному магнітному сепараторі увінчалася успіхом. Вміст діоксиду кремнію після очищення 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 дефосфоризації металургійним або хімічним методами.

З метою компенсації втрат марганцю при збагаченні I сорту вигідне використання отриманих проміжних продуктів з високим вмістом кремнезему в шихті для виплавки силікомарганцю після їх брикетування вугіллям. Таким чином, буде відбуватися розумний перерозподіл кремнезему з шихти на феромарганець, де він шкідливий, на шихту в силікомарганець, де він необхідний.

В даний час обидва сплави виготовляються з концентратів I класу, і тому кусковий кварцит доводиться спеціально додавати в шихту при виплавці.

Розбіжність з існуючою технологією очевидна: при збагаченні виробляються витрати на видалення кремнезему, а потім його додають у вигляді кварциту, видобуток якого обходиться досить дорого.

Виходячи із зарубіжного досвіду, комплексна схема виробництва марганцевих концентратів з обумовленим вмістом фосфору повинна включати: а) селективний видобуток, зберігання та усереднення руд однакових форм фосфорного залягання; б) сепарування, збагачення руд різними формами залягання фосфору. Встановлено, що співзбагачення руд, в яких форми прояву фосфору різні, виключає отримання концентратів з низьким вмістом фосфору, а тому нижні одиниці рудних пластів, з яких зазвичай виходять концентрати з низьким вмістом фосфору, не можуть змішуватися з верхніми пачками, в яких фосфор зв'язаний з марганцевими мінералами. Завдяки вдосконаленню відкритих способів видобутку цілком можливий вибірковий видобуток різних видів руд.

Також заслуговують на увагу розділення концентратів з різним вмістом фосфору в процесі збагачення і їх заряджання перед відвантаженням споживачеві з метою досягнення необхідного питомого вмісту фосфору, а також цикл скорочення обсмажування з подальшим магнітним розділенням обсмаженого продукту (комкуючий завод в м. Сантана, Бразилія). Даний агрегат в технологічному ланцюжку, ймовірно, призначений не тільки для видалення залізовмісних мінералів, але і для дефосфоризації концентратів шнекових сепараторів перед грудкуванням [4].

Належну увагу слід приділити процесу Emdefos, який використовується в Австралії для дефосфоризації високофосфористих залізних руд і рекомендований для дефосфоризації марганцевих руд. Відповідно до цього процесу вилуговування концентрату доцільно проводити після його обсмажування, в процесі якого внаслідок перекристалізації марганцевих мінералів виділяється фосфор. Вилуговування проводиться за допомогою розчину їдкого натру. Лужне вилуговування фосфору давно розроблено російськими дослідниками, але поки не знайшло застосування в промисловості [5, 6].

Для дефосфоризації карбонатних концентратів розроблений кислотний спосіб вилуговування після окислювального випалу, який поки не знайшов промислового застосування. До теперішнього часу широко використовується тільки метод металургійної дефосфоризації шляхом плавлення марганцевих концентратів і отримання низькофосфорного шлаку. Однак всі ці методи коштують набагато дорожче, ніж дефосфоризація при механічному збагаченні. З цієї причини, якщо вміст фосфору можна знизити навіть на невелику величину за допомогою високоградієнтного поділу руди, то економія може бути істотною.

Для карбонатних руд дітіонатне збагачення, ймовірно, доведеться замінити гаусманітовим збаганням, тобто випалюванням при високій температурі і промиванням обпалених концентратів азотною кислотою, витрата якої менше, ніж сірчаної кислоти при дітіонатному збагаченні, але все ж дуже значний (більше 10 кг/т) [1]. У зв'язку з вищесказаним необхідно передбачити побудову середнього складу і ланцюжків пристроїв, що дозволяють виготовляти і випалювати вугільно-марганцеві брикети, щоб додатково видалити з концентратів частину фосфору (близько 20% від початкового значення) і тим самим знизити витрату реагентів і електроенергії на дефосфорізацію.

Крім того, необхідно почати використовувати збагачення змішаних руд методом фотометричного сортування та вилучення оксидних мінералів з промитих карбонатних руд. У таблиці 2.2 наведені дані таких експериментів [7].

З наведених даних видно, що в результаті цієї операції знижується вміст діоксиду кремнію як в окислювальній, так і в карбонатній фракціях. Лазерні сепаратори Sortex, що використовуються за кордоном, дозволяють проводити ефективне сортування навіть на відносно невеликих рудах (10-30 мм). Лазерний промінь ковзає по поверхні шматків руди, розташованих на швидкорухається конвеєрі, і передає 800 000 тонн газу на комп'ютер. сигналів в секунду. Електронні обчислювальні машини, обробивши цю інформацію, подають відповідні сигнали на пневматичні пристрої для викиду витягнутих шматків.

У зв'язку з необхідністю збільшення промислового використання карбонатних руд рекомендується апробувати технологію їх попереднього

збагачення та збагачення із застосуванням роздільного усереднення, фотометричного сортування та високоградієнтного розділення після розкриття фосфатів.

Таблиця 2.2 – Технологічні показники збагачення збагачених руд фотометричним методом

Руда	Марка, мм	Вихід, %			Зміст, %			Мін, % екстракції		
		З моменту проведення операції	З продукту	З вихідного дробу	Мн	SiO_2	Високий	З моменту проведення операції	З продукту	З вихідного дробу
Карбонат	-100+50	77,5	44,1	10,9	28,6	7,7	12,1	63,8	35,3	12,8
Оксид		22,5	12,8	3,2	56,0	4,2	-	36,2	20,0	7,3
Випуск		100	56,9	14,1	34,8	6,9	-	100	55,3	20,1
Карбонат	-50+35	66,7	15,1	3,7	29,2	7,5	11,9	50,9	12,4	4,5
Оксид		33,3	7,6	1,9	56,5	4,4	-	49,1	11,9	4,3
Випуск		100	22,7	5,6	38,3	6,5	-	100	24,3	8,8
Карбонат	-35+25	66,7	13,6	3,4	30,2	7,3	9,5	56,1	11,5	4,2
Оксид		33,3	6,8	1,7	47,3	5,7	-	43,9	8,9	3,3
Випуск		100	20,4	5,1	35,9	6,8	-	100	20,4	7,5
Карбонат	-100+25	72,8	72,8	18,0	29,0	7,6	11,6	59,2	59,2	21,5
Оксид		27,2	27,2	6,8	54,0	4,6	-	40,8	40,8	14,9
Випуск		100	100	24,8	35,8	6,8	-	100	100	36,4

Селективний видобуток і високоградієнтне збагачення руд з пластів і пучків, що містять вільні фосфати, навіть з дуже тонкими включеннями, дозволяє значно збільшити вихід феромарганцевих концентратів з низьким вмістом фосфору і в кілька разів скоротити кількість руди, що направляється на металургійну дефосфоризацію.

2.3. Глибоке збагачення карбонатних марганцевих руд Нікопольського родовища

Близько 70% розвіданих запасів вітчизняних марганцевих руд представлені карбонатними різновидами, тому очікується збільшення переробки карбонатних марганцевих руд. Карбонатні концентрати характеризуються відносно низькою масовою часткою марганцю, що обумовлено його мінеральною формою. Тому карбонатні рудні концентрати мають обмежене застосування у зв'язку з підвищеним питомим вмістом кремнезему і фосфору в порівнянні з окислювальними рудами і в даний час використовуються в якості шихтового компонента при виробництві марганцевих феросплавів і чавуну [11].

Більш ранні дослідження збагачення карбонатних марганцевих руд Нікопольського родовища не вирішили проблему отримання концентратів підвищеної металургійної цінності. Майбутнє широке залучення до переробки карбонатних руд зажадало додаткових досліджень. Можливість отримання концентрату із заданою масовою часткою кремнезему визначається характером його взаємин з основним компонентом. Наявність зв'язку обумовлює можливість отримання концентратів із заданою масовою часткою діоксиду кремнію.

Можливість сушіння визначалася методом гравітаційного розподілу щільності від 2600 до 3200 кг/м3 з інтервалом 200 кг/м3 з поступовим зменшенням розміру руди, що транспортується, з 50,0 мм до 10,0; 3,0; 0,5 і 0,16 мм. Всі фракції гравітаційного розподілу були проаналізовані для марганцю і діоксиду кремнію. Дослідження показали, що при помелі до -3 мм відбувається часткове розкриття рудних мінералів; у концентраційній фракції щільністю понад 3000 кг/м3, ізольованій з промитої руди, подрібненої до розміру менше 3 мм, масова частка кремнезему не перевищує 8%; При подрібненні промислових виробів до -0,16 мм, за рахунок подальшого розкриття мінералів, можливе додаткове розділення концентрату з низьким вмістом кремнію.

Лабораторні дослідження підтвердили результати технологічного аналізу. Розроблена магнітно-гравітаційно-флотаційна схема виробництва карбонатного концентрату з низьким вмістом кремнезему з наступними показниками: вихід 37,5%; масова частка марганцю в концентраті становить 30,3%; діоксид кремнію - 7,0%; екстракція марганцю в концентрат з низьким вмістом кремнію - 60,3%; в сумі - 77,3%.

З урахуванням погіршення матеріального складу карбонатної руди по простяганню шва північ-південь на Грушевському кар'єрі Марганецького ГЗК для дослідження з виробництва концентрату з низьким вмістом кремнію було відібрано п'ять технологічних проб масою до 50 кг. Карбонатний концентрат з масовою часткою кремнезему менше 10% був отриманий з усіх зразків за допомогою магнітно-гравітаційної технології. Встановлено тісний взаємозв'язок між кількістю рудних мінералів у вихідному зразку та виходом гравітаційного концентрату з низьким вмістом кремнезему.

Розроблена схема виробництва карбонатного концентрату з низьким вмістом кремнезему пройшла випробування в промислових і напівпромислових умовах. На Грушівській переробній фабриці провели випробування магнітно-гравітаційної частини схеми, а магнітну частину для флотації – на дослідному виробництві інституту. Підтверджено можливість отримання карбонатного концентрату з масовою часткою кремнезему менше 10% з руд Грушевсько-Басанського району Нікопольського родовища.

Карбонатна руда Олександрівського кар'єру Орджонікідзевського гірничо-збагачувального комбінату відрізняється за своєю структурою від руд Грушевсько-Басанського району.

Карбонатні шматки Олександрівської руди розміром більше 10 мм містять мало кварцових включень, і часто масова частка кремнезему в них не перевищує 10%. У класі 10-3 мм виходить концентрат з низьким вмістом кремнію в фракції з щільністю понад 2800 кг/м3, і його можна розділяти шляхом відсадження. У промислових умовах на Чкалівському збагачувальному комбінаті було перероблено 1795 тонн карбонатної руди з Олександрівського кар'єру.

Схема випробувань включала в себе наступні операції: дроблення вихідної руди до 50 мм, промивання, класифікація промитої руди за розміром 3 мм, осадження класу плюс 3 мм для отримання концентрату з низьким вмістом кремнію. Промисловий продукт грубого відсадження поєднувався з класом 3 мм промитої руди і збагачувався при дослідному видобутку. В результаті збагачення карбонатної руди Олександрівського кар'єру отримано 30,0% виходу концентрату з низьким вмістом кремнію при масовій частці марганцю 29,1% і кремнезему 9,2%, вилучення марганцю в концентрат з низьким вмістом кремнезему склало 45,0%, а в загальному концентраті - 75,0%.

Протягом ряду років були вивчені зразки кернів карбонатних руд з Покровського і Велико-Токмацького районів Нікопольського родовища. Встановлено схожість їх матеріального складу і технологічних властивостей з карбонатною рудою Олександрівського кар'єру. У промислових умовах на Грушевському збагачувальному заводі Марганецького ГЗК проводилася оцінка збагачення руди Больхе-Токмацького району. Отримано карбонатний концентрат з низьким вмістом кремнію з виходом 36,2% і відновленням марганцю 59,9%; Масова частка марганцю в ньому становила 27,5%, а кремнезему - 10,4%. Додатковий концентрат з низьким вмістом кремнію був отриманий з промислового продукту на дослідному виробництві інституту за магнітно-гравітаційною схемою.

З урахуванням особливостей матеріального складу і збагачення руд розроблені технологічні схеми виробництва карбонатних концентратів з низьким вмістом кремнезему. Схеми відрізняються глибиною збагачення, що забезпечує отримання концентрату з масовою часткою діоксиду кремнію менше 10%. Загальними агрегатами для всіх схем є промивка і збагачення промислового продукту, подрібненого до -0,16 мм. Екстракція марганцю в концентраті з низьким вмістом кремнію становить 61-65%, в сумі - 75-77%. Технічні показники збагачення за рекомендованими схемами наведені в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Технологічні показники збагачення карбонатно-марганцевих руд

Збагачення продукції	Вихід, %	Масова частка, %		Мін, % екстракції
		Мн	SiO2	
Грушівський збагачувальний концентратор				
Концентрат з низьким вмістом кремнію	37,7	31,5	8,8	64,0
Карбонатний концентрат II класу	9,9	23,5	28,5	12,6
Загальний концентрат	47,6	29,9	12,9	23,4
Хвости збагачення та шлами	52,4	8,3	47,8	23,4
Джерело: Руда	100	18,5	31,2	100
Покровська збагачувальна фабрика				
Концентрат з низьким вмістом кремнію	37,5	28,8	9,5	65,1
Карбонатний концентрат II класу	7,4	26,5	20,5	11,8
Загальний концентрат	44,9	28,4	11,3	76,9
Хвости збагачення та шлами	55,1	7,0	65,2	23,1
Джерело: Руда	100	16,6	41,0	100
Концентратор Таурида				
Концентрат з низьким вмістом кремнію	50,0	28,7	9,3	62,2
Карбонатний концентрат II класу	12,4	27,9	15,2	15,0
Загальний концентрат	62,4	28,5	10,5	77,2
Хвости збагачення та шлами	37,6	14,0	31,0	22,8
Джерело: Руда	100	23,1	18,1	100

Металургійна оцінка концентрату карбонату з низьким вмістом кремнезему показала його придатність за масовою часткою кремнезему для виплавки силікомарганцю. Однак у зв'язку з високим питомим вмістом фосфору частка концентрату з низьким вмістом кремнезему в шихті не може перевищувати

25%. Наступним кроком підвищення металургійної цінності карбонатно-марганцевих концентратів є зниження масової частки фосфору.

2.4. Термічна підготовка карбонатно-марганцевих концентратів перед електроплавкою

Балансові запаси марганцевих руд представлені в основному карбонатними і змішаними рудами (70,3%), оксидними (28,3%) і окисленими (1,1%) рудами, є також незначні запаси силікатних і залізо-марганцевих руд (0,3%) [1]. У той же час потреби вітчизняного виробництва марганцевих феросплавів, металургійної промисловості та експорту в основному задовольняються оксидними рудами, що знаходиться в явному протиріччі з природними запасами цих видів руд.

Сучасний рівень видобутку оксидних марганцевих руд призводить до швидкого скорочення їх запасів. Тому вже зараз існує потреба в широкому залученні до виробництва карбонатних марганцевих руд, використанні оксидних руд найбільш економічним способом, т. Е. Тільки в тих випадках, коли карбонатні руди не можуть забезпечити процес отримання сплавів з приємними технологічними, технічними та економічними показниками.

У Нікопольському басейні планується значно розширити виробництво карбонатно-марганцевих концентратів. Однак використання карбонатних концентратів безпосередньо в плавильних агрегатах виключається з наступних основних причин:

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

- У процесі розкладання солей вуглекислого газу, кальцію і марганцю виділяється значна кількість газів, що ускладнює і без того непростий газовий режим роботи редукційних печей і призводить до підвищеної витрати відновника і електроенергії на здійснення реакції відновлення діоксиду вуглецю реакцією:

$$CO2 + C = 2CO - 42{,}45 \text{ кВтч.} \quad (2.1)$$

- У процесі нагрівання карбонатних концентратів утворюється значна кількість дрібної фракції (від 20 до 50% в залежності від режиму випалу), що призводить до зниження газопроникності шихтового шару в електропечі і, як наслідок, до порушення технологічного процесу плавки (режим фонтануючого газу, викиди гарячої шихти, підвищені відходи марганцю).

Марганець в карбонатних концентратах представлений в основному манганокальцитом (Ca, Mn) $(CO3)_2$ і родохрозитом MnCO3. Залежність зміни енергії Гіббса від температури для реакції розкладання MnCO3 характеризується рівнянням:

$$MnCO3 \rightarrow MnO + CO2,$$

$$\Delta G_2^0 = 133940 - 246{,}3 \text{ Тл, Дж/моль, (2,2)}$$

$$\lg P_{co2} = \frac{6983}{T} - 7{,}87 \text{ Па.}$$

Точка розкладання MnCO3 дорівнює 541 К. Розкладання манганокальциту, як і доломіту, може бути представлено двостадійним процесом:

$$(Ca, Mn)(CO3)_2 \rightarrow CaCO3 + MnO + CO2; \quad (2.3)$$

$$CaCO3 \rightarrow CaO + CO2. \quad (2.4)$$

Зміна ΔG^0 і pCO2 для реакції (2.4) становлять:

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

$$\lg p_{CO2} = \frac{8920}{T} - 2{,}54\text{, Па.}$$

Температура початку розкладання становить 1183 К. Зміна ентальпії освіти манганокальциту з карбонатів марганцю і кальцію, розраховане методом пропорційності на основі хімічної подібності, ΔH = - 9370 Дж/моль. Коригуючи значення теплового ефекту реакції утворення MnCO3 на теплоту утворення манганокальциту з двох карбонатів, отримаємо для реакції (2.3)

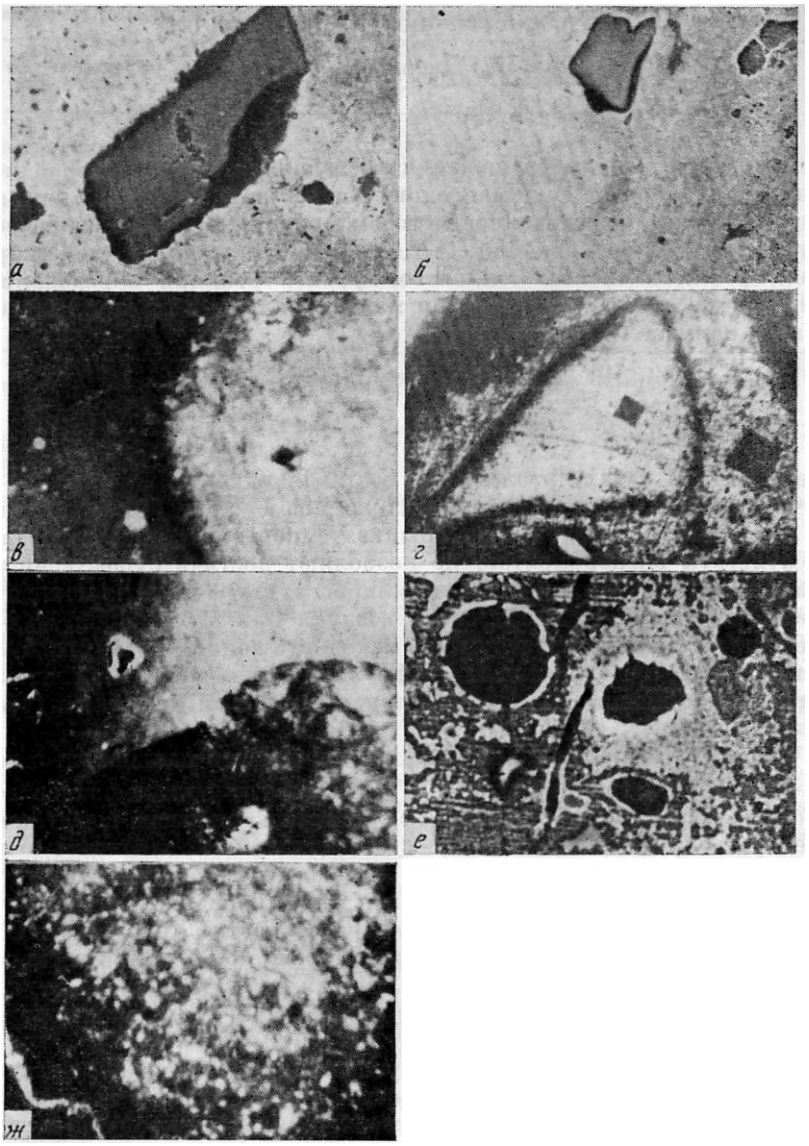
$$\Delta G_3^0 = 143310 + 246{,}3T\text{, Дж/моль,}$$

$$\lg p_{CO2} = \frac{7500}{T} - 7{,}87\,\text{Па}$$

точка розкладання дорівнює 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. Наприклад, мікроструктура концентрату, що згорає в атмосфері повітря при 573 К (рис. 2.1, б), не відрізняється від мікроструктури вихідного концентрату (рис. 2.1, а), що обумовлено труднощами дифузійного руху іонів, що перешкоджають перебудові кристалічної решітки карбонатів.

При 773 К починається процес карбонатної дисоціації на поверхні, де спільноти CO_3^{2-} відчувають односторонній деформуючий ефект катіонів. Центральна частина зерен концентрату близька до початкового складу, і в міру наближення до периферії спостерігається зональність, хоча і не виражена. Наявність зон і неоднорідність їх складу підтверджуються різною 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, обпалених при різних температурах, х200.

Діапазон температур 873-1073 К характеризується високими коефіцієнтами перетворення концентрацій, що пов'язано зі зменшенням складності дифузії, що сприяє збільшенню швидкості розкладання родохрозиту.

При 1073-1273 К створюються умови для спільного перетворення всіх солей вуглекислого газу, що містяться в концентраті, що забезпечує високі сумарні швидкості процесу і глибокий ступінь кристалохімічних перетворень в концентраті. Центральна частина концентрату зерен являє собою склад, близький до вихідного зразка. Петрографічний аналіз зразків карбонатного

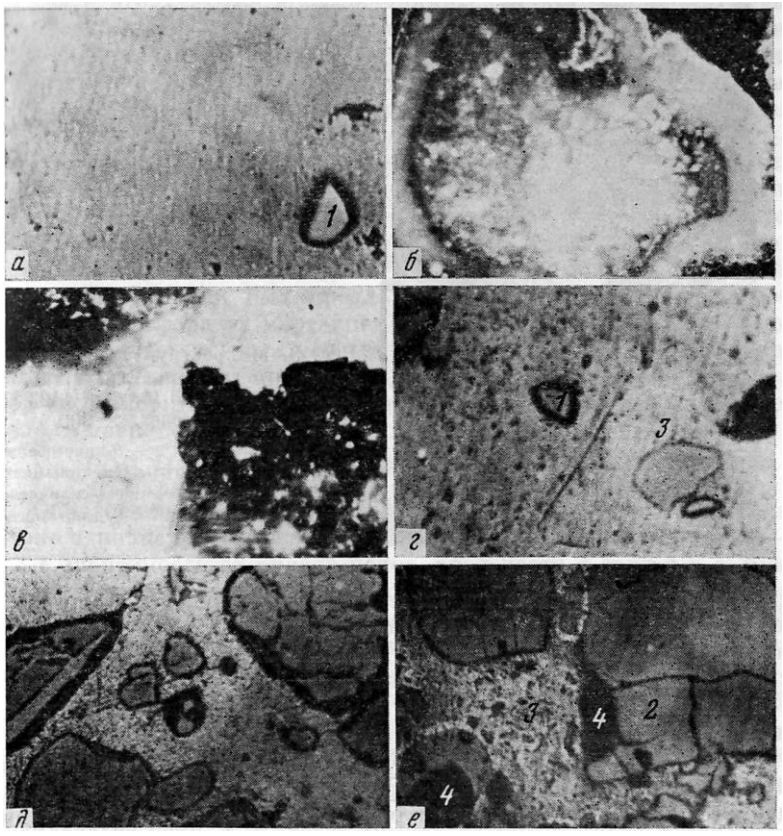
концентрату, обпалених при цих температурах, показав, що розкладена частина зразка в темному полі (рис. 2.1, г, д) має колір від темно-коричневого до червонувато-коричневого, що відповідає гаусманіту, що утворився в результаті окислення оксиду марганцю. Чітко визначити фазу оксиду марганцю вдалося тільки при температурі вище 1173 К, що, ймовірно, пов'язано з нестійкістю стану цієї фази в області більш низьких температур. Показаний на рис. На малюнку 2.1 мікроструктура е показує, що карбонатний концентрат, випалений при 1273 К, складається з тонкої проміжної фази між гаусманітом і манганоситолом, марганцевим силікатним склом і манганозитом.

Особливий інтерес представляють дослідження по обсмажуванню карбонатних марганцевих концентратів природним газом в присутності твердого вуглецевого відновника. Петрографічним і рентгеноструктурним аналізом встановлена наступна послідовність перетворень мінералів карбонатного концентрату. При 573-673 К руйнування решітки первинних марганцевих мінералів починається з утворенням дрібнодисперсної маси, що не діє на поляризоване світло (рис. 2.2, а), яка в відбитому світлі має світло-сірий колір. Зразки концентрату, випалені при 773 К, мають повністю ідентичну структуру і фазовий склад зі зразками, випаленими при 573-673 К. Однак в темному полі зору (рис. 2.2, б) зональність проявляється за рахунок більш глибокого розвитку кристалохімічних перетворень. На рентгенограмах видно лінії гаусманіту, часто розмиті, через дрібнодисперсний стан оксиду марганцю.

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

У зразках, спалених при 1173 К (рис. 2.2, е), гаусманіт представлений у вигляді невеликих утворень, а при 1273 К спостерігається поява (β-кристобаліту (рис. 2.2, е). 2.2, f) і утворення дрібних зерен османіту, але вже явно кристалізованих. На рентгенівському знімку добре видно лінії цього мінералу. Структура і фазовий склад концентрату істотно змінюється при 1373 К. На поверхні карбонатний концентрат має слабо розплавлений льон і має металевий блиск. Зміна структури обумовлено початком процесу спікання, який

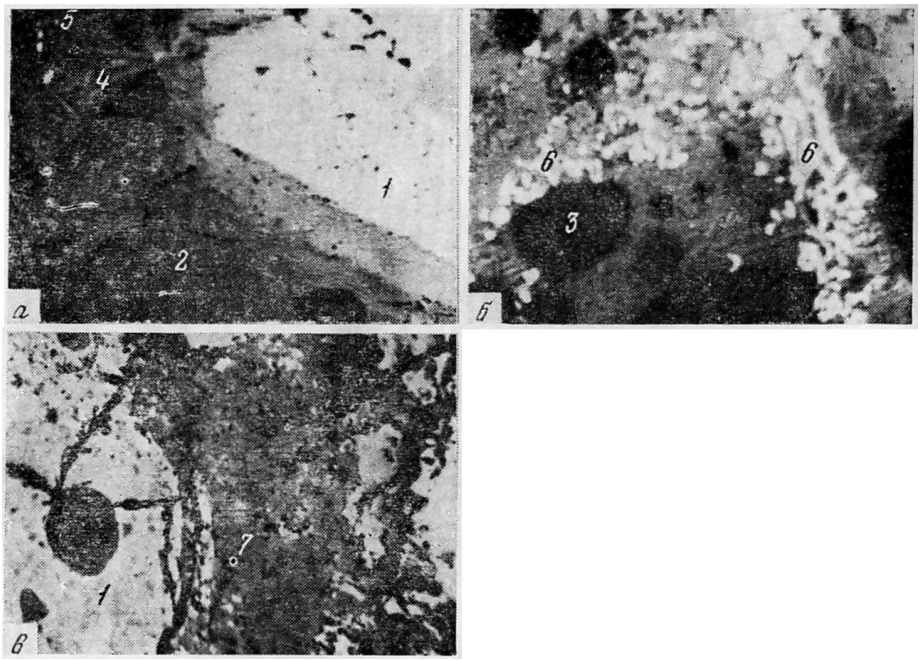
характеризується зменшенням пір і більш тісним зчепленням частинок, деформацією кристалічних решіток, утворенням нових мінеральних фаз і хімічних сполук.



а – 623; б – 773 К; з – 973 К; г – 1073 К; д – 1173 К; е – 1273 К;
1 – кварцовий; 2 – Крістаболітіс; 3 – гуасманіт; 4 – пори.

Рисунок 2.2 - Мікроструктура зразків карбонатного концентрату, випалених в присутності твердого вуглецевого відновника при різних температурах, х200.

Аналізуючи термодинамічну можливість реакцій взаємодії між оксидами марганцю і діоксидом кремнію, було зроблено висновок, що взаємодія між MnO і SiO2 можлива в інтервалі температур 400-1600 К. Встановлено також утворення силікатів при взаємодії Mn3O4 і SiO2 близько 1273 К. а), де спостерігається утворення марганцево-силікатного скла з голчастими утвореннями з силікату марганцю.



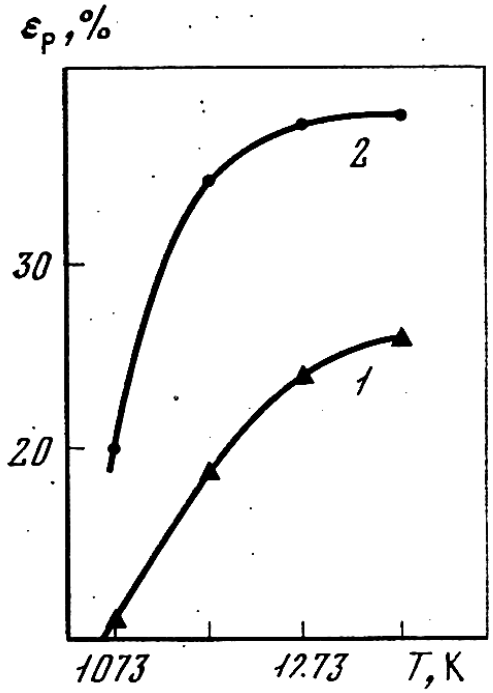
1 – манганоситол; 2 – β-кристаболіт; 3 – пори; 4 – голчасті силікати марганцю; 5 – марганцево-силікатне скло; 6 – металеві; 7 – перманганат калію, силікат кальцію.

Рисунок 2.3 - Мікроструктура зразків карбонатного концентрату, випалених при 1373 К (а, б) і 1423 К (в), х200.

Показано також, що марганець в цих умовах представлений гаусманітом, дрібнодисперсним манганозитом, відзначається плавлення кварцитів. Є вкраплення металевих королів. Мікрорентгенівський спектральний аналіз металевих королів показав наявність в них металевого заліза.

В процесі термічної обробки карбонатно-марганцевих концентратів в присутності твердого вуглецю фосфор, що міститься в концентраті, частково видаляється в газову фазу. Ступінь дефосфоризації зростає з підвищенням температури і досягає 23-25% при 1273 К (рис. 2.4, крива 1).

Для підвищення ступеня дефосфоризації був запропонований паротермічний метод видалення фосфору з марганцевих концентратів, суть якого полягає в наступному.



1 – звичайна пекучість; 2 – стрільба з продувкою H2Opar.

Рисунок 2.4 – Залежність ступеня дефосфоризації єр карбонатного концентрату від температури.

Фосфор в марганцевих концентратах може бути частково видалений у вигляді фосфіну шляхом їх відновного обсмажування в присутності H2Opar в діапазоні температур 950-1050 °C:

$$Me3(PO4)_2 + 8Ств + 3H2Опар = 3MeOв. + 2PH3г + 8COг. \qquad (2,5)$$

Освіта фосфіну пояснюється тим, що водень, володіючи приблизно однаковою електронегативністю (2,2) з фосфором (2,1 - 2,2 в залежності від внеску неполярної частини α зв'язків в загальну енергію зв'язку в молекулі фосфору), зменшує енергію активації розриву зв'язку P-O-P в групі PO4. За даними [15], енергія активації розриву зв'язку P-O-P в присутності іонів H+ і OH- зменшується з 170 до 60 Дж/моль.

Зазначені положення були підтверджені виробничою практикою комерційної виплавки силікомарганцю. Експериментально встановлено, що верхній газ силікомарганцевої печі містить 0,3-0,4 мкг. % $_{PH3.}$ Причому максимальний

вміст PH3 у верхньому газі спостерігається після виходу розплаву з печі, тобто коли свіжа волога шихта інтенсивно надходить в електродні зони. У міру зменшення витрати заряду зменшується і кількість PH3 у вихлопних газах.

Вивчено процес обсмажування карбонатно-марганцевого концентрату, що містить 28,8% Mn і 0,236% P. Досліди проводилися в трубчастій печі опору в діапазоні температур 1073-1373 К. Після досягнення заданої температури в робочий простір печі були введені шість кварцових трубок діаметром 10 мм, заповнених концентратом, змішаним з коксом. Заряд для дослідів використовувався в кадрах 1-3 мм. Потім прогріваємо трубки протягом 2 хвилин. Три з шести труб були підключені до паропроводу від лабораторного парового котла і протягом 30 хв. Водяна пара продувається через товщу шару шихти під тиском 0,1-0,2 атм. В інших трьох трубках концентрат піддавався звичайному відновленню шляхом обсмажування. Отримані результати показали, що при відновному випалі в присутності H2Opar (рис. 2.4, крива 2) ступінь дефосфоризації значно вище, ніж при звичайному відновному кальцинуванні. Найвищий ступінь дефосфоризації досягається в діапазоні температур 1253-1293 К, подальше підвищення температури практично не впливає на ступінь дефосфоризації.

Існуюча технологія приготування карбонатних концентратів для металургійної переробки передбачає дроблення всієї маси концентрату до фракції мінус 10 мм з подальшою агломерацією подрібненого продукту. Так, в процесі додаткового дроблення концентрату до фракції мінус 10 мм втрати марганцю складають 3,3%, а в процесі агломерації - 2,5%.

Як вже говорилося вище, в процесі обсмажування карбонатний концентрат в інтервалі температур 593-1183 К руйнується з утворенням шматків кальцинованого продукту фракції <40 мм незалежно від початкового розміру сирого концентрату, що виключає стадію дроблення в схемі. Залежно від режиму випалу вихід продукту класу <8 мм становить 20-40%.

Таким чином, більш ефективним і раціональним варіантом приготування карбонатних марганцевих концентратів є наступний. Збагачену карбонатну руду фракції <200 мм випалюють в трубчастих або шахтних печах

газоподібним або рідким паливом при 1223-1323 К. В процесі випалу з промитої руди видаляється гігроскопічна і гідратована волога, а термічна дисоціація карбонатів відбувається з перетворенням марганцю в окислювальну форму (манганоцит, гаусманіт). Отриманий прожарений продукт просівається на клас плюс 8,0 мм і мінус 8,0 мм, який відправляється в агломерацію.

2.5. Розрахунок шихти і матеріального балансу товарного силікомарганцю марки виплавки MnS17P35

Візьміть хімічний склад готового металу згідно з таблицею 2.4.

Таблиця 2.4 – Розрахунковий склад готового металу

Марка сплаву	Масова частка, кг					
	Мн	Так	Фе	С	Р	S
МнС17Р35	71,0	18,0	7,0	1,7	0,35	0,03

Розподіл елементів між продуктами виплавки наведено в таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 – Розподіл елементів між продуктами виплавки

Елемент	Поїхати, %		
	метал	Шлак	Відлетіти
Мн	80,1	12,9	7
Так	44	47	9
Фе	90	5	5,0
Р	95	2,0	3,0
S	1,1	88,7	10,2
Na2O	-	50	50
K2O	-	50	50
Обернути	-	50	50

Хімічний склад шихтових матеріалів наведено в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 – Хімічний склад шихтових матеріалів

Ма те- pia	Масова частка, %

	Мн	MnCO3	MnO2	MnoN	Mn2O3	SiO2	Fe2O3	Високий	MgO	Al2O3	C	R2O5	Попіл	S	Летючих	ТРЕК	Na2O	K2O	Обернути
Марганцевий концентрат Війна Іст.	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) [illegible]	12.0	2.1	0.7	0,3	0,066	-	0,026	-	-	0.20	0,7	0.3
Кварцит	-		-	-	-	97,0	1,4	0,6	-	1,0	-	-	-	-	-	-			
Кокик	-		-	-	-	-	-	-	-	-	79,0	-	16,0	2,0	3,0	-			
Попіл Оксика	-		-	-	-	38,1	25,4	4,5	2,7	28,7	-	0,6	-	-	-	-			
Електрод Масового	-		-	-	-	-	-	-	-	-	82,0	-	12,0	-	6,0	-			

Mn2O3 буде утворюватися:

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

Кисень буде вироблятися:

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

Врахують, що карбонат марганцю розкладається і окислюється наступними реакціями:

$$2MnCO3® MnO + CO2® Mn2O3 + CO + CO\ 2. \qquad (2.6)$$

Mn_2O_3 утворюється: 18,01 · (158 / 2 · 115) = 12,372 кг.

CO утворюється: 18,01 · (28 / 2 · 115) = 2,19 кг.

CO_2 утворюється за рахунок: 18,01 · 44 / 230 = 3,44 кг.

Всього Mn_2O_3 утворюється:

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

Враховуємо, що вищі оксиди марганцю відновлюються до MnO у верхніх рівнях печі шляхом реакцій непрямого відновлення:

$$Mn_2O_3 + CO \text{®} 2MnO + CO_2. \quad (2.7)$$

Споживаний CO: 48,096 · 28/158 = 8,523 кг.

CO_2 утворюється за рахунок: 48,096 · 44 / 158 = 13,39 кг.

MnO утворюється: 48,096 · 142/158 = 43,225 кг.

Сформується загальна сума MnO: 6,98 + 43,225 = 50,205 кг.

Вихід силікомарганцю складе:

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

Розрахунок необхідної кількості кварциту.

При вмісті кремнію в металі 18,0% необхідно, щоб в шихті був кремнезем:

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

Діоксид кремнію та шихтові матеріали будуть поставлятися вагою 15,37 кг.

Застосовується з зарядом MnO: 50,205 кг.

Вуглець використовується для цементації металу:

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

16,155 + 0,74 = 16,895 кг.

За даними роботи Запорізького заводу феросплавів, витрата маси електрода становить 38 кг/т сплаву або на 100 кг суміші:

38·43,863/1000=1,666 кг.

Таблиця 2.7 – Розрахунок необхідної кількості вуглецю для відновлення оксидів суміші

Оксид	Реакція	Необхідний С для відновлення, кг
MnoN	MnO+C=Mn+CO	50,205·0,871·12/71 =7,39
SiO2	SiO2+2C=Si+2CO	38,45 ·0,53·24/60=8,039
По-творні	FeO+C=Fe+CO	3,85·0,95·12/7=0,60
R2O5	P2O5+5C=2П+5CO	0,305·0,98 ·60/142 = 0,126
Разом		16,155

Вуглець вводиться електродами:

1,666 · 0,82 = 1,366 кг.

Разом із золою в електродну масу додаються:

1,666 · 0,12 = 0,199 кг.

Всього за допомогою електродів вводиться 1 366 кг вуглецю.

Додавати вуглекислий газ з коксом необхідно:

$$16,895–1,366 = 15,529 \text{ кг.}$$

Таблиця 2.8 – Розрахунок коксу активованого вугілля

Реакція	від 100 кг коксу Відновлювальний, кг	Необхідний вуглець, кг
SiO2=Si	16·0,38·10,44=2,682	2,682·24/60=1,072
SiO2=SiO	16·0,381·0,09=0,548	0,548·12/60=0,109
Fe2O3=Fe	16·0,254·0,95=3,860	3,860·36/160=0,868
P2O5=P	16·0,006·0,98=0,094	0,094·60/142=0,039
Разом		2,088

Активне вугілля, що залишається в коксі, це:

$$79 – 2,088 = 76,912 \text{ кг.}$$

З огляду на утилізацію вуглецю на рівні 95%, додавати кокс необхідно:

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

У верхній частині коксового вугілля згорає:

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

Загальний кремнезем буде поставлятися з урахуванням золи коксу:

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

Необхідно додатково додати діоксид кремнію:

38,45 – 16,665 = 21,785 кг.

Зважений кварцит буде:

21,785/0,97=22,45 кг.

Склад і кількість шлаку наведені в таблиці 2.9.

Таблиця 2.9 – Склад і кількість шлаків

Оксид	Внесено, кг			Просто	
	Мн Блендж	Кварцит	Зола коксу	Кг	%
MnoN	50,205·0,129=6,47	-	-	6,47	15,87
Al2O3	1,492	22,45·0,01=0,2245	21,25·0,16·0,287= = 0,975	2,69	6,59
MgO	1,78		21,25·0,16·0,027= = 0,091	1,871	4,59
Висо-кий	6,68	22,45·0,006=0,134	21,25·0,16·0,045= 0,153	6,967	17,0
Потво-рні	3,85·0,05·144/160 =0,17	22,45·0,014·0,05· ·144/160=0,014	21,25·0,16·0,254· ·144/160=0,777	0,961	2,35
SiO2	15,37·0,47=7,72	22,45·0,97·0,5=10,88	21,25·0,16·0,381= = 2,53	21,13	50,6
R2O5	0,305·0,02=0,006	-	21,25·0,16·0,006= = 0,0204	0,026	0,06
S	0,144·0,887=0,127	-	21,25·0,02·0,5= = 0,212	0,339	0,83
Na2O	0,32·0,5=0,16	-	-	0,16	0,39
K2O	1,12·0,5=0,56	-	-	0,56	1,37
Обер-нути	0,3·0,5=0,085	-	-	0,085	0,20
Тотальний шлак				41,259	100

Лужність шлаків:

B = (CaO+MgO)/SiO2, (2,7)

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

Кратність шлаку:

Gшл/Gме=41,259/43,877=0,94.

Матеріальний баланс корюшки наведено в таблиці 2.10.

Таблиця 2.10 – Матеріальний баланс товарного силікомарганцю марки виплавки MnS17P35.

Встановити	Кг	Отримав	Кг
Концентрат II п.	43,000	Метал	43,877
Агломерат АМН-2	20,000	Шлаку	41.259
RVHJ	37,000	Сектор Газа на вулиці	66,073
Кварцит	22,45	Просто	151,209
Кокик	21,25	Баланс:(151,316-151,309)·100/ 151 316 = 0,07%	0,107
Маса електрода	1,666		
Повітря	5,73		
Клапани Fe	0,220		
Всього отримано	151,316	Всього дано	151,316

Базова вага металу:

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

Коефіцієнт перерахунку:

$$К = 1000/47,884 = 20,88.$$

Витрата шихтового матеріалу на 1 базову тонну:

Агломерат: $20 \cdot 20,88 \cdot 43,4/48 = 377$ кг.

Концентрат II класу: $43 \cdot 20,88 \cdot 36,8/48 = 688$ кг.

РВКК: $37 \cdot 20,88 \cdot 38,8/48 = 624$ кг.

Кварцит: $7,816 \cdot 20,88 = 468$ кг.

Коксіку: $19\ 360 \cdot 20,88 = 444$ кг.

Вага електрода: $1,455 \cdot 20,88 = 35$ кг.

Арматури $0,220 \cdot 20,88 = 5,09$ кг.

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

Таблиця 2.12 – Теплові ефекти реакцій

Ні /Пн	Реакція	ΔG, кДж/моль	Перерахунок в 1 кг	Q, кДж/кг
1	C+1/2 O2 = CO	110500	З	3946
2	C+O2 = CO2	394000	CO2	8954
3	Mn + Si = MnSi	119280	Так	4260
4	MnO+SiO2=MnO×SiO2	49700	MnoN	700
5	CaO + SiO2=CaO×SiO2	91255	Високий	852
6	MgO+SiO2 =MgO×SiO2	36720	MgO	918
7	S + 3/2O2 = SO3	352000	S	11000
8	MnCO3®MnO+CO2	-118294	MnCO3	-1028.6
9	MnO2® MnO +1/2 O2	-209064	MnoN	-2944
10	SiO2 → Si + O2	-907200	Так	-32400
11	Fe2O3® 2Fe + 3/2O2	-820400	Фе	-7338
12	P2O5 → 2П + 5/2 O2	-619600	Р	-15989
13	Мптв → Мпг	-284625	Мн	-5175
14	Сіт → Сіг	-354200	Так	-12650
15	Ртв → Рг	-553660	Р	-17860

Прихід тепла.

Теплота, що виділяється шихтовими матеріалами:

Агломерат – 48/43,4; 377; 0.418; 25 = 4357 кДж;

Mn-концентрат - 48/36,8·688·0,418·25 = 9378 кДж;

RVHJ - 48/38,8·624·0,418·25 = 8067кДж;

кварцит – 468 · 0,800 · 25 = 9360 кДж;

Кокса – 444;0,835;25 = 9268 кДж;

Загальний використовуваний заряд: 40430 кДж

Теплота окислення вуглецю до CO реакцією:

$$C + {}^{1}/_{2}O_2 = CO, \quad (2,8)$$

Q1,2 = (29,172+1,93)·20,88·3946 = 2562571 кДж.

Теплота окислення вуглецю до CO2 реакцією:

$$C + O2 = CO2 \quad (2,9)$$

Q1,3 = 16,83·20,88·8954 = 3146528 кДж.

Теплота утворення силікомарганцю в результаті реакції:

$$Mn + Si = MnSi \quad (2,10)$$

Q1,4 = 1000·0,1857·4260 = 791082 кДж.

Теплота окислення сірки реакцією:

$$S + {}^{3}/_{2}O_2 = SO3 \quad (2,11)$$

Q1.6. = 21,25·0,02·0,14·20,88·11000 = 13666 кДж.

Сумарний приплив тепла складе:

Qпр = Q1.1. + B1.2. + Запитання 1.3. + B1.4.. + B1.5. = 6554277, кДж.

Швидкість нагріву.

Термічна дисоціація оксидів.

Дисоціація MnO2 реакцією:

$$MnO2® Mn + O2 \quad (2,12)$$

Q2.1.1 = 25,62·20,88·71/87·2944=1285245 кДж.

Дисоціація MnO за реакцією:

$$MnO® Mn + {}^{1/2}O2 \quad (2,13)$$

Q2.1.2 =(1000·0,7097+2,716·20,88)·7080 = 5426183 кДж.

Дисоціація SiO2 за реакцією:

$$SiO2 \rightarrow Si + O2 \quad (2,14)$$

Q2.1.3 = (1000·0,1857+1,764·20,88)·32400 = 7210047 кДж.

Дисоціація P2O5 за реакцією:

$$P2O5 \rightarrow 2П + {}^{5}/_{2}O2 \quad (2,15)$$

Q2.1.4 = (1000·0,0031+0,009·20,88)·15989 = 52570 кДж.

Дисоціація Fe2O3 за допомогою реакції:

$$Fe2O3® 2Fe + {}^{3}/_{2O2} \quad (2.16)$$

Q2.1.5 = 1000·0,084·56/72·7338 = 479416кДж.

Теплота дисоціації карбонату марганцю за реакцією:

$$MnCO3®MnO+CO2 \quad (2,17)$$

Q2.1.6 = 18,01·20,88·1028,6=386804 кДж.

Загальна теплота витрачається на дисоціацію оксидів:

Q2.1 = Q2.1.1.+ Q2.1.2+ Q2.1.3+ Q2.1.4+ Q2.1.5+ Q2.1.6 = 14840265 кДж.

Втрати тепла при вильоті.

Марганцева льотна теплота в результаті реакції:

$$Mnтв \rightarrow Mnг$$

Q2.2.1 = 2,716·20,88·5175 = 293474 кДж.

Теплота польоту кремнію за реакцією:

$$Сіт \rightarrow Сіг$$

Q2.2.2 = 1,764·20,88·12650 = 465929кДж.

Теплота польоту фосфору за реакцією:

$$Fетв \rightarrow Fег$$

Q2.2.3 = 0,009·20,88×17860 = 3356 кДж.

Теплота польоту заліза за реакцією:

$$Fетв \rightarrow Fег$$

0,15·20,88·7338=20363 кДж.

Сумарні втрати тепла від польоту елементів:

Q2.2 = Запитання 2.2.1. + П2.2.2. + Б2.2.3. = 783122 кДж.

Втрата фізичного тепла.

Тепло яка відводиться металом при температурі 1600°С.

Q2.3.1=(31,14·1595+8,148·2910+3,492·1630)·20,88 = 1650960 кДж.

Тепло яка виноситься шлаком при температурі 1600°С.

Q2.3.2 = 20,88·41,259·2470 = 2127875 кДж.

Втрати тепла з вихлопними газами.

Q2.3.3 = (66,073·20,88)/28·20,88·(566-32,6) = 548739 кДж,

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

Загальні фізичні тепловтрати:

Q2.3 = Q2.3.1 + Q2.3.2 + Q2.3.3 = 4327574 кДж.

З урахуванням того, що електричний ККД печі = 89%, питома витрата енергії складе:

3925 / 0,89 = 4410 кВт×на рік/т сплаву.

Тепловий баланс промислової виплавки силікоганцю представлений в таблиці 2.13.

Таблиця 2.13 – Тепловий баланс товарного силікомарганцю марки MnS17P35

Статті про Уорда	Од. Вім.		Статті витрат	Од. Вім.	
	Кг	%		Кг	%
Електрика	16071743	71,03	Дисоціація оксидів	16720760	73,9
Окислення С в СО	2562571	11,3	Втрати при зльоті	783122	3,47
Окислення С до СО2	3146528	13,9	Фізичної Втрата	4327574	19,11
Тепловий вміст Звинувачення	40430	0,17	Втрата Підкладку	136147	0,61
Освіта MnSi	791082	3,49	Втрати від охолодження. Вода	658417	2,91
Окислення S до SO	13666	0,065			
Все йде з теплом	22626020	100	Загальна витрата тепла	22626020	100

2.6. Виплавка товарного силікомарганцю з використанням агломерату з карбонатних концентратів

Згідно з існуючими технічними умовами, якість марганцевих концентратів у Нікопольському басейні визначається лише вмістом марганцю. Однак ці концентрати істотно відрізняються за хімічним складом, навіть з невеликими відхиленнями в змісті марганцю одних і тих же сортів. Це пов'язано з різним співвідношенням мінеральних речовин. Тому техніко-економічні показники виробництва марганцевих феросплавів при використанні одних і тих же марганцевих концентратів відрізняються.

За результатами напівпромислової виплавки силікомарганцю в печі потужністю 1200 кВА з використанням різних марок і марганцевих концентратів встановлено, що без урахування їх гранулометричного складу показники плавлення (екстракція марганцю в сплав, питома витрата енергії, кратність шлаку, необхідна кількість CaO + MgO в шихті і кількість кварциту - для силікомарганцю) залежать в основному від співвідношення SiO2/Mn в марганцевмісних матеріалах і від співвідношення матеріалів.

У цих дослідженнях вивчалася ефективність застосування окислювально-відновних карбонатних концентратів II класу, в яких співвідношення SiO2/Mn нижче, ніж в окислювальних концентратах з однаковим вмістом марганцю, при виробництві агломерату і виплавки силікомарганцю. Для цього замість агломерату з суміші концентратів II класу різних переробних фабрик використовувався дослідний агломерат з оксидного карбонатного концентрату II класу, отриманого на Центральному збагачувальному процесі (ЦСК). Середній хімічний склад концентрату становив: Mn-36,9%; Fe2O3 - 2,91%; SiO2-15,44%; A12O3-2,69%; CaO -5,28%; MgO - 2,24%; P - 0,203% і бл .. - 16,58%. Середній гранулометричний склад цього концентрату характеризувався наступними показниками: >10 мм - 17,42%; 10-3 мм - 39,62%; <3- 42,96% .

Спікання проводилося на стандартній агломашині АКМ 3-100. Процес спікання протікав нормально. Шихту ущільнювали до 10%, так як в противному випадку структура агломерату виходила грубопористої і його механічна міцність була недооцінена. З 6186,5 т концентрату II класу отримано 4726,5 т дослідного агломерату. Параметри процесу агломерації експериментальних карбонатних концентратів і звичайного окислення II класу наведені в таблиці 2.14. З наведених даних видно, що агломерат з окисно-карбонатного концентрату містить більше марганцю на 1,85%, дрібної фракції (<5 мм) менше на 3,22% і продуктивність агломашини при її виробництві вище на 9,7%. Збільшення міцності і продуктивності відбувається за рахунок більшої довжини агломераційного потоку.

Таблиця 2.14 – Показники процесу агломерації дослідних карбонатних концентратів і звичайного окислення II класу

Показників	Концентрат другого сорту	
	Окислення-карбонат	Окислення
Витрата коксового бризу на 1 т агломерату, кг	122	138

Висота зарядного шару, м	0,4	0,4
Швидкість ущільнення заряду, %	10	7
Температура займання, К	1473	1473
Витрата, кг/м2·с	18,25	16,63
Хімічний склад агломерату, %		
Мн	43,95	42,10
SiO2	18,40	25,06
Високий	6,34	4,51
MgO	2,72	1,12
Р	0,24	0,22
Вміст фракції – 5 мм, %	2,56	5,78

За досліджуваний період істотних змін в роботі печі, де з дослідного агломерату виплавляли силікомарганець. Технологічний процес протікав нормально, посадка електродів була в основному глибокою. Показники виплавки силікомарганцю з використанням звичайного і дослідного агломерату наведені в таблиці 2.15.

Таблиця 2.15 - Технологічні показники товарної виплавки силікомарганцю

Показників	Резерв	
	Звичайно	Дослідження
Виплавлений силікомарганець, т		
Природний	3648,4	4098,3
Директор	4098,5	4613,1
Середній хімічний склад силікомарганцю, %		
Мн	74,33	74,30
Так	17,80	18,0
Р	0,38	0,38
Базисність $\frac{CaO + MgO}{SiO_2}$	0,36	0,38
Витрата шихтового матеріалу на 1 базову тонну, кг		
Агломеровані	714,7	716,7
Концентрація І класу	1053,7	980,0
Кварцит	387,5	417,5

Доломіт	37,4	-
Відходи власного виробництва	193,3	223,9
Кокик	435,5	442,1
Питома витрата потужності на 1 кг (база), МДж	15	14,62
Потужність печі, кВт	55577	56326
Потужність печі, кг (базова) на добу (фактична)	3,66	3,85
Висновки, %		
Мн	79,24	81,03
Так	44,6	47,1
Р	82,7	82,0

При використанні експериментального агломерату вилучення марганцю збільшилося на 1,79%, кремнію – на 2,5%, питома витрата енергії знизилася на 2,53%, а потужність печі збільшилася на 5,25%. Співвідношення SiO2/Mn в суміші концентрату і агломерату в експериментальний період становило 0,36, а в порівнянний період (на звичайному агломераті) - 0,45.

Застосування окисно-карбонатних концентратів дозволило виключити доломіт зі шихти за рахунок природно підвищеного лужного вмісту в карбонатах, при цьому основність шлаку була на 0,02 вище, ніж у випадку використання звичайного агломерату і доломіту.

2.7. Економічна ефективність роботи

Економічна ефективність визначається методом чистої приведеної вартості і дисконтованого терміну окупності. Для цього необхідно порівняти величину вхідного грошового потоку зі значенням вихідного грошового потоку за рахунок інвестицій.

Розрахунок терміну окупності дисконту наведено в таблиці 2.20. Множник знижки береться по роках: 0,862; 0,743; 0,641; 0,551.

Таблиця 2.20 - Визначення СРВ

Показників	Років				
	0	1	2	3	4
Чистий грошовий потік, млн руб.	-6,267	7,555	7,555	7,555	7,555
Дисконтований чистий грошовий потік, млн руб.	-6,267	6,512	5,613	4,843	4,163
Накопичений дисконтований чистий грошовий потік, млн руб.	-6,267	-0,245	5,368	10,211	14,374
ДРВ = - 6,267 / 6,512 = 0,96 года ≈ 1 год					

Таблиця 2.21 - Техніко-економічні показники товарного виробництва феросиліцію марганцю

Показників	Од. Вім.	Параметри		Відхилення (±)	
		Основа	Проект	Прес.	%
Річний обсяг виробництва Виробництво	Т	44476	51714	+7238	+16,28
Фактичний час Працювати	рік	8400	8400	0	0
Продуктивність	т/рік	5,29	6,16	+0,87	+16,0
Всього робітників	народ.	130	118	-12	-9,23
Продуктивність Працювати	т/чол	342,1	438,3	+96,2	+28,12
Питома витрата Марганцевий концентрат I марки б (b.kg) Кокик Залізна стружка Електрика	кг/бт Квт	3213 560 87 3910	3045 601 98 3653	-168 +41 +11 -257	-5,23 +7,32 +12,64 -6,57
Інвестиція	тис. грн.	-	6267		
Вартість основних засобів	тис. грн.	6655	11635	+4980	+74,83
Рентабельність активів	т/тис грн	3,735	2,962	-0,773	-20,7

Собівартість реалізації 1б.т в т.ч. по лінії фронту	грн/т	1824,32 821,90	1694,94 765,12	-129,38 -56,78	-7,09 +6,90
Прибуток 1 млрд т	грн/т	248,68	378,06	+129,17	+51,32
Рентабельність	%	13,63	22,31	+8,68	-
Термін окупності	Років		0,96		
Чиста приведена вартість	Мільйон. грн.		14,856		

Результати техніко-економічних показників підтверджують ефективність запропонованої технології виробництва товарного феросиліцієвого марганцю. Термін окупності інвестицій становить 0,96 року. Чиста приведена вартість – 14,856 млн грн.

2.8. Висновок

1. Застосування рудного автогенного помелу для розпаду звичайних карбонатних і змішаних марганцевих руд виключає з раніше розроблених технологічних схем непродуктивні і малоефективні операції підготовчого дроблення, просіювання і промивання, знижує багатосумісність технологічних схем, значно спрощує ланцюг пристроїв.

2. Металургійна оцінка концентрату карбонату з низьким вмістом кремнезему показала його придатність за масовою часткою кремнезему для виплавки силікомарганцю.

3. Окислювальний карбонатний концентрат агломерату містить на 1,85% більше марганцю, на 3,22% менше дрібної фракції (<5 мм) і на 9,7% більше потужності агломашини. Підвищення міцності і продуктивності відбувається за рахунок більш високого ступеня флюсування агломерату.

4. При використанні експериментального агломерату видобуток марганцю збільшився на 1,79%, кремнію - на 2,5%, питома витрата потужності знизився на 2,53%, а продуктивність печі збільшилася на 5,25%. Співвідношення

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.

SiO2/Mn в суміші концентрату і агломерату в експериментальний період становило 0,36, а в порівнянний період (на звичайному агломераті) - 0,45.

5. Застосування окисно-карбонатних концентратів дозволило виключити доломіт зі шихти, при цьому основність шлаку була на 0,02 вище, ніж у випадку використання звичайного агломерату і доломіту.

6. Результати техніко-економічних показників підтверджують ефективність запропонованої технології виробництва товарного феросиліцієвого марганцю.

РОЗДІЛ 3
ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНІКА БЕЗПЕКИ

3.1. Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних факторів виробничого середовища феросплавного цеху

Основними шкідливими факторами в цеху є тепло, газ, пил, а також шум і вібрація. Деякі професії пов'язані з фізичними навантаженнями. Найбільша кількість тепла виділяється при плавленні і розливанні сплавів і шлаків, менше тепла виділяється при сушінні ковшів, випалі мітчиків, загартуванні злитків.

Джерелом інтенсивного відведення тепла є верхня частина рудно-термічної печі (РТП). При температурі від 400°С (периферія) до 700-800°С (у центрі між електродами) верх створює несприятливі умови роботи, особливо влітку, через теплове випромінювання. Інтенсивність випромінювання на верхніх робочих місцях в залежності від його стану і відстані до нього коливається в широких межах, досягаючи 7000 Вт/м2, що значно перевищує норму [25].

На верхньому майданчику працівник піддається найбільшому тепловому випромінюванню під час відбору проб одержуваного сплаву при

наближенні впритул до входу в піч. Інтенсивність теплового випромінювання коливається від 4750 до 5250 Вт/м2 в залежності від ступеня наповнення ковша, температури і величини струменя розплаву, що виходить з печі.

Загвинчування отвору здійснюється з відносно великої відстані, тому кількість випромінювання при цій операції знаходиться в межах 3667 Вт/м2. При випалюванні виробки інтенсивність теплового випромінювання в середньому становить 3080 Вт/м2.

У зоні розливу джерелом теплового випромінювання є утворилися злитки. Таким чином, при відділенні злитка сплаву від форми інтенсивність випромінювання в середньому становить 4170 Вт/м2.

Другим за важливістю, але більш шкідливим фактором при виробництві феросплавів є виділення пилу і газу, основним джерелом яких є RTP. Кількість газів, що виділяються з пічної частини, їх склад, температура і запиленість залежать від фізико-хімічних властивостей використовуваних шихтових матеріалів і якості виплавленого феросплаву. Зміст газів змінюється в процесі плавлення, але через їх високу температуру (близько 700°C) при виділенні реакційних газів на поверхню верхньої частини РТП горючі компоненти (CO, H2) повністю окислюються киснем повітря, що всмоктується під розтрубом печі, і тому основним шкідливим компонентом буде пил, що містить в основному Mn2O3 і SiO2 [25].

У разі неповного окислення в повітрі робочої зони може бути присутнім чадний газ (II). Значна кількість чадного газу (II) міститься у вихлопних газах, що беруться при будівництві РТП.

Іншими шкідливими факторами, що впливають на умови праці працівників, є шум, вібрація, висока яскравість електричних дуг і нагрітого матеріалу.

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

Вібрації, переважно середньої і низької частоти, спостерігаються в

кабінах кранівників. Поширені локальні коливання з рівнем 90 дБ, з прийнятним рівнем 92 дБА.

При обробці топа і тафоле можливий сліпучий ефект променів видимого спектра в поєднанні з інфрачервоним, а іноді і ультрафіолетовим випромінюванням.

У технологічних процесах цеху основними потенційними небезпеками є ураження електричним струмом, рухомі машини і механізми. Джерелами прихованої небезпеки електричного струму є електроустановки. Експлуатація електротермічного обладнання створює ризик термічного пошкодження персоналу.

Для робочого місця феросплавного цеху, відповідно до гігієнічної класифікації, наводяться характеристики трудового процесу і оцінка факторів виробничого середовища феросплавного цеху, яка представлена в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Оцінка факторів виробничого трудового процесу феросплавного заводу

Ні /Пн	Робоче середовище та фактори робочого процесу	Нормативне значення	Фактична варіть	Клас 3: Шкідливі та небезпечні умови праці та характер роботи			Тривалість дії фактора за зміну, %
				1 ст.л.	2 ст.	3 ст.	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м3: Клас небезпеки 1 Оксид марганцю	0,03	0,07		2,3 г		90
	Клас небезпеки 3 Чадний газ	20,0	4,0	0,2 г			
2	Пил, переважно фіброгенний, мг/м3	2	9,46		4,73		90
3	Рівень шуму, дБА	80	96		16		90
4	Вібрація (загальна), дБ	92	96		4		90

5	Мікроклімат в приміщенні (теплий період): - температура, °С; - швидкість руху повітря, м/с; - відносна вологість повітря, %; - Інфрачервоне випромінювання, Вт/м2	 13-26 0,2-0,5 40-60 140	 37 0,3 32 2550			 11 2550	
6	Твердість і інтенсивність роботи	категорія роботи – важка, III важка					

Гігієнічна оцінка умов праці: умови праці відносяться до III класу 3 ступеня. Сертифікація на робочому місці: Робоче місце має 1 фактор першого ступеня, 4 фактори другого ступеня та 2 фактори третього ступеня. Згідно з показниками, робоче місце слід розглядати з особливо шкідливими і особливо важкими умовами праці.

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

Для поліпшення умов праці в цеху і захисту працівників від термічного впливу передбачаються такі заходи: теплоізоляція тепловипромінюючих поверхонь за допомогою водоохолоджуваних екранів, щитків, завіс і т.п .; теплоізоляція і охолодження робочих місць (станцій управління, кабін кранівників і т.д.); природна (аерація) і механічна вентиляція; повітряне охолодження замкнутих просторів печей, що ремонтуються; розбризкування води на робочих місцях і в припливних віконних отворах; спецодяг та засоби індивідуального захисту - щитки, екрани, захисні окуляри, світлофільтри; раціональна організація режиму праці та відпочинку, регулювання місця і тривалості роботи в умовах опромінення; облаштування спеціальних сидінь, кабін і кімнат відпочинку [26].

Шум є загальнобіологічним подразником і при певних умовах може

впливати на всі органи і системи людського організму. При дуже високому звуковому тиску може статися розрив барабанної перетинки. Звукоізоляція є одним з найбільш ефективних і поширених методів зниження виробничого шуму.

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

Засоби індивідуального шумозахисту поділяються на шумоізоляційні навушники, що закривають вушну раковину, шумоізоляційні навушники, які перекривають зовнішній слуховий канал, шумоізоляційні шоломи та шоломи та протишумові костюми.

Для зниження рівня вібрації всі вузли, що їх створюють (робочі машини, залізничний транспорт, двигуни, вентилятори), встановлюються на незалежні фундаменти, віброізольовані від підлоги та інших будівельних конструкцій, або на спеціально сконструйовані амортизатори зі сталевих пружин або пружних матеріалів. Щоб зменшити передачу вібрації та шуму по повітропроводах та трубопроводах, ми підключаємо їх до вентиляторів та насосів за допомогою гнучкої вставки з гумової тканини або гумової труби. Інтенсивність коливань деталей агрегату знижується за рахунок футеровки їх поверхонь або заповнення спеціально призначених для них повітряних порожнин демпфуючими матеріалами.

Для захисту співробітників від впливу шкідливих хімічних речовин в цеху феросплавів ми виконуємо наступні заходи: аспіраційні установки і витяжні шафи від джерел викидів шкідливих речовин.

Для безпеки праці ми також використовуємо засоби індивідуального захисту [26]. До таких засобів відносяться захист очей, органів дихання і слуху від шуму, захист від вібрації, захисні мазі і спеціальний одяг. Найпоширенішими засобами захисту очей є захисні окуляри, які захищають око від шкідливого впливу, при цьому максимально обмежуючи поле зору, не запотівають, зберігають чіткий зір, забезпечують вентиляцію повітря, добре прилягають до обличчя і не подразнюють шкіру. Крім того, окуляри повинні бути

міцними і легкими.

В даний час для захисту від пилу використовується безклапанний респіратор «Пелюстка» і клапанні респіратори з ватним, повстяним або паперовим фільтром. Ефективність респіратора «Пелюстка» досягає 100% при нормальній вологості повітря.

Фільтруючі протигази служать для захисту органів дихання від шкідливих парів і газів. В якості абсорберів використовується активоване вугілля, силікагель, хемосорбенти.

3.3. Заходи електробезпеки

Плавильний корпус феросплавного цеху відрізняється наявністю різноманітного обладнання. До її складу входять: трифазні рудоредукційні і сталеплавильні електропечі, обладнані трансформаторами, механізовані мостові крани грейферів для подачі шихтових і виплавлювальних продуктів, різні бункери для зберігання матеріалів, запірні пристрої, дробарки, живильники для підземних бункерів, установки сушіння ковшів, розливні машини [27]. Крім того, майстерня обладнана різними допоміжними приміщеннями, такими як кабіни операторів, склади, підсобні приміщення і т.д.

Безпека експлуатації електроустановок забезпечується наступними захисними заходами: недоступність струмоведучих частин, застосування ізоляції, блокування, застосування низької напруги, застосування трифазного струму з ізольованою нейтраллю, захисним заземленням, а для пересувних електроустановок – відключення диференційного струму. Перекриття верхньої площадки, робочий майданчик навпроти пічного льотка, а також робочі майданчики для обслуговування електродів не є електропровідними.

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

3.4. Протипожежні та техногенні заходи безпеки

Джерел пожежної небезпеки в цеху дуже багато: відкритий верх рудно-термічної печі, високотемпературний продукт при виході з крана печі під час заливки, потужне електрообладнання, велика кабельна система і т.д. Будівлю феросплавного цеху (пічний проліт) можна віднести до приміщень категорії Г за рівнем вибухопожежної та пожежної небезпеки [26].

Виробничі приміщення цеху в залежності від приналежності до певної категорії пожежної небезпеки оснащуються різними засобами пожежогасіння. Корпус готових виробів комплектується пожежними щитами з обладнанням, ящиками з піском, пожежними гідрантами зі шлангом. Камери пічних трансформаторів обладнані вуглекислотними вогнегасниками і ящиками з піском. Шихтовий відсік будівлі електропечі обладнаний пожежними гідрантами, вогнегасниками і ящиками з піском.

Для запобігання виникненню пожеж, що виникають при короткому замиканні, на лініях і відгалуженнях електричних мереж послідовно включають запобіжники. При проходженні надмірно великого струму запобіжники перегорають і тим самим розривають електричний ланцюг, перешкоджаючи нагріванню проводів в умовах пожежної небезпеки [26].

Для запобігання поширенню вогню дотримуємося протипожежних розривів між будівлями і спорудами; встановити автоматичні пристрої пожежогасіння; Ми здійснюємо систематичний нагляд за дотриманням заходів пожежної безпеки, наявністю та справністю засобів пожежогасіння та первинних засобів пожежогасіння.

У будівлі ми забезпечуємо можливість швидкої та безпечної евакуації людей у разі виникнення пожежі. Допустима тривалість евакуації залежить від часу досягнення людиною критичних умов: критичної температури (60°С), зниження концентрації кисню, втрати видимості через задимлення.

Протяжність евакуаційних шляхів (відстань від найдальшого робочого місця до найближчого запасного виходу) в електропічному корпусі (категорія В, II-IIа) не перевищує 100 м, що відповідає вимогам пожежної безпеки [28].

У цеху феросплавів, відповідно до стандартів, ми забезпечуємо наступними первинними засобами пожежогасіння: вогнегасники (ВХП-10, ВВ-5 і ВВ-8, ВВ-25), протипожежний інвентар (ковдри з негорючої теплоізоляційної тканини, грубої вовняної тканини або повсті, ящики з піском, лопати).

Пропозиції щодо організації гасіння пожежі при виникненні надзвичайної ситуації:

- проводити розвідку та оцінювати обстановку на місці пожежі;

- встановлювати місцезнаходження людей, що перебувають у небезпеці, встановлювати напрямки і способи евакуації;

- вжити заходів щодо відключення електромережі;

- при виклику підрозділів пожежної охорони вказувати місце загоряння і розташування пожежних гідрантів і пожежних резервуарів;

- надавати допомогу персоналу пожежної охорони в евакуації та захисті матеріальних цінностей.

3.5. Розрахунок звукоізоляційної кабіни станції управління

Монтаж звукоізоляції кабін є ефективним і найбільш поширеним засобом захисту виробничого персоналу від шуму. Кабіна встановлена на віброізоляторах ОВ-31. Для того щоб забезпечити оптимальні умови, в салоні встановлюється кондиціонер. Стіни станції звукоізоляції мають наступну структуру: алюмінієвий лист (δ = 3 мм), суха штукатурка (δ =), азбестові шиферні листи (δ =), ДВП (δ =). Дах кабіни виконаний з ДСП (δ =). Вибираємо вікно з подвійним склопакетом і повітряним прошарком. Окуляри ущільнюються гумою по контуру (рис. 3.1). 5 мм8 мм3 мм18 мм3 мм30 мм

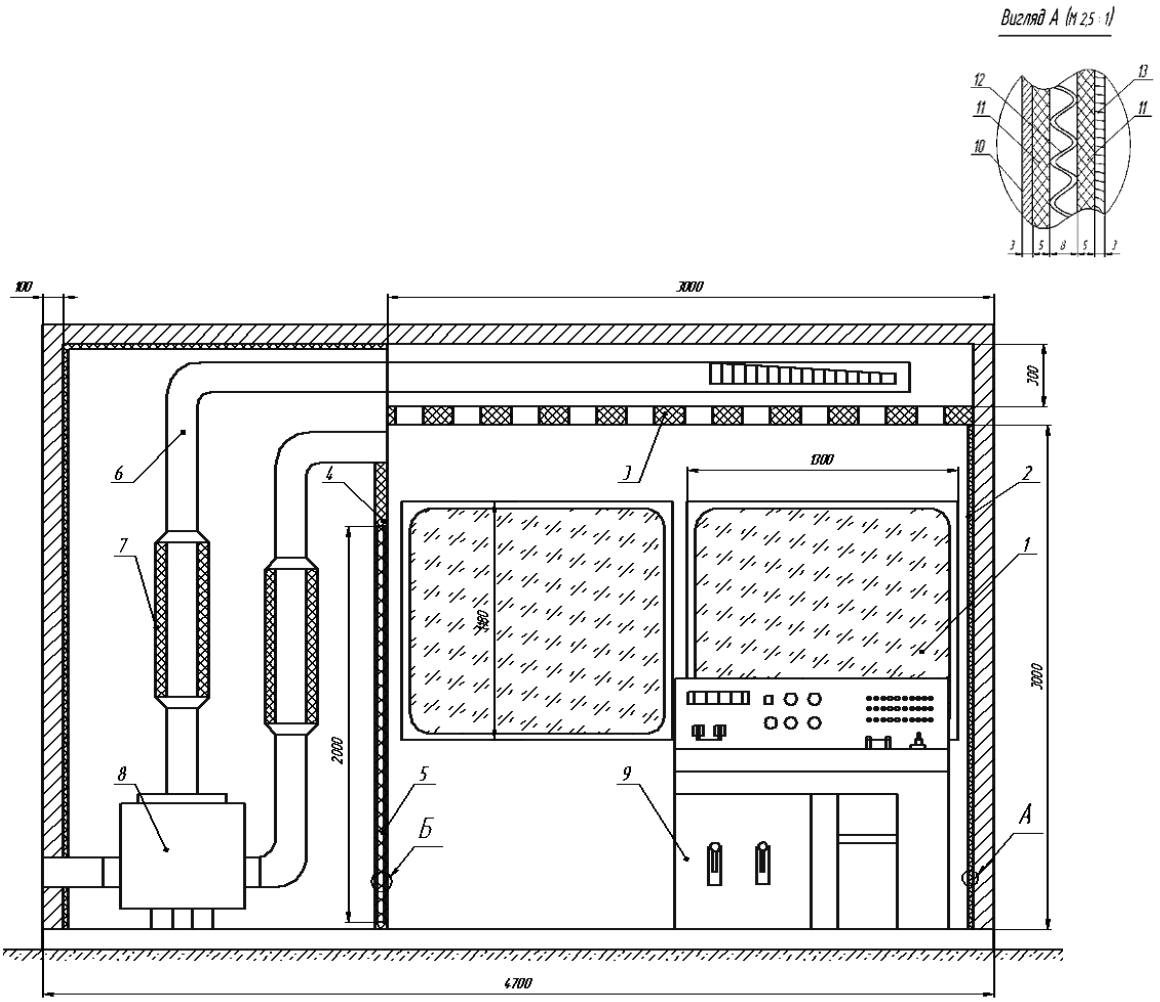
Розрахуємо шумоізоляцію салону для досягнення санітарних норм за

рівнем шуму. Необхідне зниження шуму в кабіні визначається за формулою [27]:

$$Rzn.s. = Lsh – Ldop, dBA, \quad (3.1)$$

де ЛШ - рівень звукового тиску октави на робочому місці, де планується установка кабіни, дБА;

Ldop – допустимий рівень звукового тиску на робочих місцях, дБА.



1 – подвійне скління; 2 – звукоізоляційна облицювання; 3 – звукопоглинаюча навісна покрівля; 4 – перегородка; 5 – звукоізоляційні двері; 6 – воздуховод припливної вентиляції; 7 – шум бурмотіння; 8 – кондиціонер; 9 – пульт

управління; 10 – алюмінієвий лист; 11 – суха штукатурка; 12 – азбестові шиферні листи; 13 – ДВП.

Малюнок 3.1 - Звукоізоляційна кабіна пульта управління піччю.

$$Rzn = 96 – 80 = 16 \text{ дБА}.$$

Необхідна шумоізоляційна здатність захисних конструкцій, вікон і дверей звукоізоляційної кабіни [28]:

$$Rн.і. = Lср –10 \lg Bi + 10 \lg Si – Lдоп + 10 \lg(n) \quad (3.2)$$

де Lср – середній рівень звукового тиску октави в галасливому приміщенні, дБА;

В – відповідно постійне шумне і ізольоване приміщення в заданій смузі частот в октаву, м2;

Si - площа даного паркану або його елемента, через який шум проникає в ізольоване приміщення, м2;

n - загальна кількість окремих елементів цих огорож, шт.

Постійне приміщення Bi визначається шляхом множення постійного приміщення із середньою метричною частотою 1000 Гц на множник частоти (Bi = B1000 ƒ) [28]. Постійне приміщення B1000 визначається за графіком 2.3 [28, с. 13]. Об'єм кабіни V = 3,7 × 3,0 × 3,0 = 33,3 м3, тоді B1000 = 2,5 м2 і *μ = 1. ∈ſ⁄∑, Bı = 2,5. ⊇≥[ ]/≥)ſ] ®≥/ ⌊{ ν = 2, □⌊/ ⌈≥□ 1300·1180 ⌈⌈, ∉⌊™◊[ ]⁄⌊ ©⌊*

$$Вікна = 1,30 \cdot 1,18 = 1,534 \text{ м2}.$$

Необхідна шумоізоляція вікон кабіни:

Rh.i. (окна) = 96 – 10 lg 2,5 + 10 lg 1,534 – 80 + 10 lg(2) = 17 дБА.

Вибирайте двері зі стандартного дверного полотна товщиною 40 мм. Кількість дверей n = 1, розмір 2000×1050 мм, більше

Двері = 2,00 · 1,05 = 2,10 м2.

Необхідна шумоізоляція дверей кабіни:

Rh.i. (дверь) = 96 – 10 lg 2,5 + 10 lg 2,1 – 80 = 15 дБА.

Шумоізоляційна здатність кабіни визначається за формулою:

$$\text{Р.і. (саксофон)} = \text{РРЦ} + 10 \lg \text{Bi} - 10 \lg \Sigma \text{Si}, \quad (3.3)$$

де Si - площа кожного елемента огорожі, м;

RСР - ЦЕ середня шумоізоляція всіх корпусів кабін [28]:

$$R_{\tilde{N}\text{Ð}} = 10 \lg \frac{S_{\text{çàã}}}{\Sigma(S_i \cdot 10^{-0.1 R_i})}, \quad (3.4)$$

де Szag - загальна площа окремих елементів звукоізоляційної конструкції, м2.

$$R_{CP} = 10 \lg \frac{1{,}534 \cdot 2 + 2{,}1}{1{,}534 \cdot 10^{-0{,}1 \cdot 17} + 2{,}1 \cdot 10^{-0{,}1 \cdot 15}} = 17 \text{ Дба.}$$

Крім того, необхідна потужність шумоізоляції салону становить:

R.i. (cabana) = 17 - 10 lg 2,5 + 10 lg (1,534 · 2 + 2,1) = 20 дБА.

Оскільки Р.І. (кабіни) > Rzn.sh., що означає, що запропонована звукоізольована кабіна забезпечить захист від підвищеного рівня шуму на пульті управління піччю.

3.6. Висновок

1. Умови праці в феросплавному цеху відносяться до III розряду 3-го ступеня. На робочому місці є 1 фактор першого ступеня, 4 фактори другого ступеня і 2 фактори третього ступеня, згідно з показниками, робоче місце слід враховувати з особливо шкідливими і особливо важкими умовами праці.

2. До основних засобів відносяться засоби захисту, ізоляція яких надійно витримує робочу напругу установки і при використанні яких допускається безпосередній контакт з струмоведучими частинами. До додаткових захисних засобів відносяться захисні засоби, які підсилюють дію основних засобів і забезпечують збереження при напрузі дотику і кроковій напрузі.

3. Установка звукоізоляційних кабін є ефективним і найбільш поширеним засобом захисту виробничого персоналу від шуму. Кабіна встановлена на віброізоляторах ОВ-31. Для того щоб забезпечити оптимальні умови, в салоні встановлюється кондиціонер.

ВИСНОВКИ

1. Аналіз сучасного стану виробництва товарного феросиліцієвого марганцю та фізико-хімічних основ його виробництва дозволив встановити один із напрямків удосконалення технології його виплавки, за рахунок використання агломерату з карбонатних руд.

2. Застосування рудного автогенного помелу для розпаду звичайних карбонатних і змішаних марганцевих руд виключає з раніше розроблених технологічних схем малопродуктивні і малоефективні операції підготовчого дроблення, просіювання і промивання, скорочує багатоопераційність технологічних схем, значно спрощує ланцюг пристроїв.

3. Металургійна оцінка концентрату карбонату з низьким вмістом кремнезему показала його придатність за масовою часткою кремнезему для виплавки силікомарганцю.

4. Окислювально-карбонатний концентрат агломерату містить на 1,85% більше марганцю, на 3,22% менше дрібної фракції (<5 мм) і на 9,7% більше потужності агломашини. Підвищення міцності і продуктивності відбувається за рахунок більш високого ступеня флюсування агломерату.

5. При використанні експериментального агломерату видобуток марганцю збільшився на 1,79%, кремнію - на 2,5%, питома витрата потужності знизився на 2,53%, а продуктивність печі збільшилася на 5,25%. Співвідношення SiO2/Mn в суміші концентрату і агломерату в експериментальний період становило 0,36, а в порівнянний період (на звичайному агломераті) - 0,45.

6. Застосування окисно-карбонатних концентратів дозволило виключити доломіт зі шихти, при цьому основність шлаку була на 0,02 вище, ніж у випадку використання звичайного агломерату і доломіту.

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

8. Аналіз потенційно шкідливих і небезпечних факторів виробничого середовища феросплавного цеху показав:

- умови праці належать до III класу 3 ступеня, на робочому місці є 1 коефіцієнт I ступеня, 4 фактори II ступеня та 2 фактори III ступеня, за показниками робоче місце слід враховувати з особливо шкідливими та особливо важкими умовами праці;

- До основних з них відносяться захисні засоби, ізоляція яких надійно витримує робочу напругу агрегату і при використанні яких допускається прямий контакт з струмоведучими частинами. До додаткових засобів відносяться захисні засоби, що підсилюють дію основних засобів і забезпечують збереження при напрузі дотику і кроковій напрузі;

- Монтаж звукоізоляції кабін є ефективним і найбільш поширеним засобом захисту виробничого персоналу від шуму. Кабіна встановлена на віброізоляторах ОВ-31. Для того щоб забезпечити оптимальні умови, в салоні встановлюється кондиціонер.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Баглюк Г. А., Куровський В. Я. Структура, механічні та триботехнічні властивості металоскляних композитів на основі модифікованих залізовуглецевих сплавів. *Порошкова металургія*. 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. *Порошкова металургія*. 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. *Порошкова металургія.* 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. *Порошкова металургія*. 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 «КПИ», 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.