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 Розробка технології виробництва феросилікомарганцю з вмістом фосфору менше 0,35%_____

Виконав: студент ___2__курсу, групи *8.1363-мчм*

__Анісімов О.І._____
(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***__

"__" _____2024 року

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

_____*Анісімов Олег Ігорович*_____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи)__Розробка технології виробництва феросилікомарганцю з вмістом фосфору менше 0,35%_____
_____

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. Дослідницька частина, Охорона праці та техногенна безпека, Висновки. Перелік джерел посилання.*
_____
_____
_____

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Креслення, презентаційний матеріал 14 слайдах (на 14 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*	
Нормоконтроль	*Кириченко О.Г., доцент*	

7. Дата видачі завдання *07.05.2023*

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*		
4	*Розділ 3*		
5	*Висновки*		

Студент _____ **О. І. Анісімов**
(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 “Розробка технології виробництва феросилікомарганцю з вмістом фосфору менше 0,35%, яка включає 107 стор. машинописного тексту, 16 рис., 23 табл., 36 найменувань переліку посилань.

Мета роботи – розробка технології виробництва феросилікомарганцю з вмістом фосфору менше 0,35%.

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.

ЗМІСТ

Вступ 7
Розділ 1 Аналіз сучасного стану феросплавного виробництва 10
1.1. Актуальність проблеми розробки технології виплавки феросиліко-марганцю 10
1.2. Властивості та призначення МнС17 11
1.3. Огляд існуючих способів виплавки феросилікомарганцю з понижен-ним вмістом фосфору 14
1.4. Характеристика марганцевих руд і концентратів 17
1.5. Основні способи дефосфорації сировини, що вміщує марганець 22
1.5.1. Гідрометалургійний метод 23
1.5.2. Хімічний метод 25
1.5.3. Електрометалургійний метод 29
1.6. Висновки 32
Розділ 2 Дослідження технології виплавки феросилікомарганцю з по-ниженим вмітом фосфору 33
2.1. Методика дослідження 33
2.2. Дослідження впливу фосфору марганцевих руд на якість сталей та сплавів 33
2.3. Технологічні процеси виробництва малофосфористого передільно-го шлаку 38
2.3.1. Виплавка шлаку малофосфористого передільного 38
2.3.2. Шихтові матеріали 40
2.3.3. Фізико-хімічні основи отримання малофосфористого шлаку 43
2.3.4. Виплавка малофосфористого передільного шлаку з введенням в шихту відходів коксохімічних заводів 48
2.4. Технологічні особливості виплавки силікомарганцю МнС17 з вміс- 52

том фосфору менше 0,35%
2.4.1. Шляхи підвищення якості силікомарганцю 52
2.4.2. Фізико-хімічні основи отримання феросилікомарганцю 53
2.4.3. Виплавка силікомарганця Мн17 с вмістом фосфору менше 0,35% 59
2.4.4. Технологія виплавки феросилікомарганцю 65
2.4.5. Технологія випуску та розливання феросилікомарганцю 69
2.5. Розрахунок шихти феросилікомарганцю МнС17 з вмістом фосфору менше 0,35% 74
2.6. Економічна ефективність виплавки феросилікомарганцю 81
2.7. Висновки 86
Розділ 3 Охорона праці та техногенна безпека 87
3.1. Аналіз шкідливих та небезпечних чинників виробничого середовища феросплавного цеху 87
3.2. Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища 89
3.3. Заходи з електробезпеки 90
3.4. Заходи з пожежної та техногенної безпеки 92
3.5 Розрахунок захисного заземлення та захисного відключення 93
3.6. Висновки 99
Висновки 100
Перелік джерел посилання 102

ВСТУП

Феросплавне виробництво є невід'ємною частиною металургійного комплексу більшості промислово-розвинених держав і ступінь використання феросплавів багато в чому визначає рівень і якість металопродукції цього комплексу.

Історично склалося так, що в силу ряду причин в Україні було зосереджено близько 40% усіх потужностей феросплавного виробництва колишнього СРСР, що забезпечують потребу металургійного комплексу країни в марганцевих феросплавах на 83%, кременистих – на 32%, лігатурах і модифікаторах – на 20%.

Під час створення незалежної держави металургійна промисловість України й, зокрема, феросплавна, зіштовхнулася із серйозними проблемами виробництва та реалізації продукції. Оскільки феросплави є передільною продукцією, рівень їх споживання визначається загальним станом металургійного виробництва як усередині країни, так і у світовому масштабі.

Більша залежність економіки України від поставок енергоносіїв з інших країн привела до того, що спад металургійного виробництва в нас був найбільшим у порівнянні з іншими державами СНД.

По феросплавній промисловісті слід зазначити лімітований вступ електроенергії та багаторазово збільшена її вартість, зниження видобутку марганцевої сировини та виробництва коксу, різке зменшення попиту на феросплави в умовах скорочення внутрішнього та зовнішніх ринків.

В останні роки у феросплавнім виробництві намітилася певна стабілізація, яка, незважаючи на зниження загальних обсягів їх виплавки, дозволяє з оптимізмом дивитися в майбутнє.

Що стосується феросплавного виробництва, то в 2010 р. феросплавні заводи України (ПАТ «Нікопольський завод феросплавів», ПАТ «Запорізь-

кий феросплавний завод» і ВАТ «Стахановський завод феросплавів») за даними ПХО "Металлургпром", зробили 251тис.т продукції, що становить приблизно 140% обсягу минулого року [1].

Таблиця 1 - Виробництво феросплавів в Україні,

Підприємство	Виробництво Феросплавів, тис. т.		Частка у виробництві 2000 р., %	Середньомісячне Виробництво, тис. т.		
	2000 р.	2010 р.		2000 р.	2010 р.	% зм. 2010/ 2000 р.
ПАТ «Нікопольський завод феросплавів»	781,3	138	55,0	65,1	69,0	105,9
ПАТ «Запорізький феросплавний завод»	384,6	75	29,9	32,1	37,5	116,8
ВАТ «Стахановський завод феросплавів»	203,8	38	15,1	16,9	19,0	112,4
ВАТ «Краматорський металургійний завод»	87,9	-	-	7,3	-	-
ВАТ «Константиновський металургійний завод»	0,0	-	-	0,0	-	-
Разом:	1457,6	251	100	121,5	125,5	103,3

В 2010 р. відбулося збільшення середньомісячного виробництва феросплавів. Найбільше в цьому пре встигну ПАТ «Запорізький феросплавний завод», що збільшив виробництво майже на 17% у порівнянні з іншими роками. ВАТ «Стахановський завод феросплавів» і ПАТ «Нікопольський завод феросплавів»наростили середньомісячне виробництво відповідно на 12,4 і 5,9%.

Географія поставок українських феросплавів цього року залишається досить великою: 32 країни чотирьох континентів, за винятком країн Південної Америки і Океанії з Австралією. Причому в 2001 р. концентрація поставок в одну країну збільшилася в порівнянні з минулим роком приблизно на 18%.

Розподіл експорту українських феросплавів по регіонами показує, що основними споживачами продовжують залишатися країни СНД, на частку яких доводиться 43,4% усього експорту.

Аналіз роботи феросплавних заводів України показує, що обсяги і сортамент виробництва феросплавів, традиційних для цих заводів, у перспективі до 2020 року і далі будуть змінюватися залежно від розвитку внутрішнього виробництва чавуну і сталі, її якісних і структурних змін, а також від кон'юнктури зовнішнього ринку та можливості експорту вироблених марганцевих і кременистих феросплавів. Багато в чому ці зміни будуть залежати від цін на сировину та електроенергію [1].

Мета роботи – розробка технології виробництва феросилікомарганцю з вмістом фосфору менше 0,35%.

Для досягнення поставленої мети роботи необхідно вирішити наступні завдання:

1. Проаналізувати сучасний стан технологічних можливостей виплавки феросилікомарганцю.

2. Провести дослідження впливу фосфору, який міститься в марганцевих рудах, на якість сталей і сплавів.

3. Дослідити технологічні процеси виробництва малофосфористого передільного шлаку з введенням в шихту відходів коксохімічних заводів.

4. Провести дослідження складу та структурних властивостей кварцитів.

РОЗДІЛ 1
АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ВИРОБНИЦТВА ФЕРОСИЛІКОМАРГАНЦЮ

1.1. Актуальність проблеми розробки технології виплавки феросиліко-марганцю

Особливе значення серед якісних сталей мають леговані сталі, властивості яких поліпшені за рахунок введення до їх складу легуючих елементів. Тому сучасна металургія і ряд інших галузей техніки в широких масштабах використовують феросплави.

За останні роки структура феросплавів в Україні перетерпіла деякі зміни (таблиця 1.1).

Таблиця 1.1 – Структура виробництва феросплавів в Україні, %

Марка феросплаву	2000 р.	2001 р.	2002 р.	2003 р.	2004 р.	2005 р.	2006 р.	2009 р.	2010 р.	2012 р.
МнС17	50,8	55,4	56,3	55,7	49,7	51,9	47,2	48,3	51,1	52,8
ФС(на 45%)	25,0	21,8	26,3	21,9	25,6	21,9	23,3	21,8	23,0	22,2
ФМн78	9,7	11,8	9,2	13,0	14,9	13,0	17,4	17,6	18,8	17,9
ФМнД70	12,6	9,3	6,0	7,2	7,3	11,5	10,6	11,0	5,4	5,7
ФМн78+ ФМнД70	22,3	21,1	15,2	20,2	22,2	24,5	27,9	28,6	24,2	23,6
ФМн88	-	-	0,8	1,3	1,6	0,9	1,0	0,6	0,7	0,9
ФМн90	0,1	0,1	-	-	0,1	0,5	0,3	0,5	0,7	0,3
Мн 95	1,6	1,4	1,4	0,9	0,8	0,3	0,2	0,2	0,3	0,02

«Концепція розвитку гірничо-металургійного комплексу України до 2010 і 2020 рр.», затверджена Урядом України, передбачає збільшення частки

виплавки легованих і нержавіючих сталей у загальному обсязі виробництва сталі в Україні [5].

Такі зрушення в технології виробництва сталі визначають серйозні зміни в структурі споживання феросплавів, зокрема, росте потреба в марганцевих феросплавах зі зниженим змістом фосфору.

На сьогоднішній день основна кількість (~70%) феросилікомарганцю виплавляється з вмістом фосфору більше 0,35%, оскільки вживані марганцеві оксидні концентрати I і II сортів мають високий питомий вміст фосфору. Отримання феросилікомарганцю з вмістом фосфору до 0,35% можна досягти введенням в шихту низькофосфористого шлаку, застосуванням марганцевого концентрату з пониженим вмістом фосфору [3].

1.2. Властивості та призначення МнС17

Феросилікомарганець є комплексним розкислювачем, що широко застосовується при виплавці спокійних і напівспокійних вуглецевих і ряду легованих сталей в кисневих конвертерах, електричних і мартенівських печах. Загально відомо, що розкислювання рідкої сталі комплексними розкислювачами, такими як феросилікомарганець, забезпечує вищу якість металу. Це пов'язано з пониженням активності компонентів SiO_2 і MnO в продуктах реакції, що є сплавами системи $MnO\text{-}SiO_2$. За умови застосовності феросилікомарганець в порівнянні з феромарганцем має певні достоїнства: меншою температурою плавлення, великою спорідненістю до кисню, кращим спливанням продуктів розкислювання сталі, меншим вмістом вуглецю, меншою витратою марганцю.

Феросилікомарганець має ряд теплофізичних, електричних, магнітних і механічних властивостей, які необхідно враховувати при розкислюванні і легуванні сталей і чавунів. Феросилікомарганець марки МнС17 з вмістом

фосфору < 0,35% має наступні чисельні значення теплофізичних характеристик: середня теплоємність $p_{ср}$ у твердому стані складає 502 Дж/(кг·К), в рідкому стані 838 Дж/(кг·К); коефіцієнт теплопровідності λ=56,3 Вт/(м·К); коефіцієнт температуропровідності а=4,7 $м^2/с·10^3$; теплота плавлення $Q_{пл.}$=648 кДж/кг Встановлено, що термічний ефект розчинення феросиліко-марганцю в рідкій сталі - слабо ендотермічний. При присадці в сталь 1% феросилікомарганцю зміна температури рідкої сталі складає мінус $8,1^0$С для марки МнС 17. Той факт, що присадка феросилікомарганцю МнС 17 навіть в невеликих кількостях знижує температуру сталевої ванни, необхідно враховувати особливо при ковшевому розкислюванні і легуванні сталі [6].

При виробництві і застосуванні феросилікомарганцю МнС 17 важливе значення мають дані про наступні електричні і магнітні властивості: питомий електричний опір $ρ_{ел.опір}=3,1·10^{-6}$ Ом·м; електрична провідність $σ_e=3,23·10^5$ $Ом^{-1}·м^{-1}$; магнітна сприйнятливість ν=0,014; магнітна проникність μ=1,014.

Для характеристики механічних властивостей феросилікомарганцю МнС 17 як і інших феросплавів, разом із загальноприйнятими для оцінки конструкційних матеріалів межею міцності на стискування $σ_{сж}$, який складає 107,2 МПа, визначають наступні показники: дробимість, тобто доля виходу фракції менше 2,5 мм, D=26,3-30,6%; коефіцієнт дробимості f=4,62-5,47, що характеризує лінійну міру руйнування феросплавів при однакових енергетичних витратах; стиранність I=3,9-4,0%, тобто доля фракції менше 0,4 мм; відносна абразивність $А_{10-2,5}$=0,05-0,06, яка показує втрати маси сталевих пластинів, що піддаються стиранню при русі по їх поверхні зразків, подрібнених до 10-2,5 мм [7].

По хімічному складу що виплавляється феросилікомарганець МнС 17 з пониженим вмістом фосфору повинен задовольняти вимогам ДСТУ 3548 - 97, які приведені в таблиці 1.2 [8].

Таблиця 1.2 - Хімічний склад феросилікомарганцю МнС 17 по ДСТУ 3548-97

Марка основи сплаву	Масова доля елементів, %				
	Si	Mn, не менше	C, не більше	P, не більше	S, не більше
МнС 17	15,0-20	65,0	2,5	0,1	0,03

У базовому виконанні гранулометричний склад феросиліикомарганцю МнС 17 повинен відповідати класу крупності, приведеному в таблиці 1.3 [9].

Таблиця 1.3 - Гранулометричний склад феросилікомарганцю МнС17

Клас крупності	Розмір шматків феросилікомарганцю, мм	Масова доля шматків по розмірах в партії, % (не більше)		Максимальний розмір надситових шматків, мм
		над ситами	під ситами	
1	від 20 до 200 включно	10	10	300
2	від 20 до 100 включно	10	10	200
3	від 5 до 100 включно	10	10	200
4	від 5 до 50 включно	10	10	100
5	від 5 до 25 включно	10	15	50
6	від 0 до 300 включно	10	-	350

При постачанні феросилікомарганцю МнС17 шостого класу крупності вміст дрібниці від 0 до 5 мм не повинен перевищувати 10%.

На поверхні шматків феросилікомарганцю не повинно бути чужорідних матеріалів. Допускаються сліди протипригарних матеріалів (вапна, піску та ін.), шлакової плівки і виділення графіту. На 10% шматків феросилікомарганця від маси партії допускається шлакова плівка і одиничні шлакові включення. У загальній масі феросилікомарганцю не повинне міститися чужорідних матеріалів [9].

1.3. Огляд існуючих способів виплавки феросилікомарганцю з пониженим вмістом фосфору

Феросилікомарганець є комплексним розкислювачем, широко використовуваним при виплавці сталі в кисневих конвертерах, електричних і мартенівських печах.

По хімічному складу феросилікомарганець повинен задовольняти вимогам (ДСТУ 3548-97). Верхня межа допустимого вмісту фосфору дорівнює 0,60 %.

Оскільки вживані марганцеві оксидні концентрати I і II сортів мають високий питомий вміст фосфору, в даний час основна кількість (~70 %) феросилікомарганцю виплавляється з вмістом фосфору >0,45 %. В разі виплавки сплаву з вмістом фосфору до 0,35 % у шихту необхідно вводити дорогий низькофосфористий шлак. Додавання цього шлаку до вихідних марганцевих концентратів навіть в порівняно невеликих кількостях значно підвищує собівартість сплаву і знижує рентабельність виробництва.

Феросилікомарганець отримують в рудовідновних прямокутних закритих електропечах типа РПЗ-48, РПЗ-63І1, РПЗ-63 і РПЗ-63М2 (трансформатори потужністю 63 МВА) і круглих закритих печах типа РКЗ-16,5 (потужність трансформатора 16,5 МВА), а також в круглих герметичних печах РКГ-75 (трансформатори потужністю 81 МВА). Добове виробництво феросилікомарганцю в печі РПЗ-63 при підвищеній якості марганцеворудної сировини може досягати 320–340 т і більше. Електропечі типа РПЗ-48 обладнані установкою подовжньо-ємкісної компенсації, що забезпечує підвищення коефіцієнта потужності до 0,90–0,92.

Всі рудовідновні електропечі обладнані електродами, що самообпалюються.

При виплавці феросилікомарганцю застосовують марганцеві оксидні концентрати, малофосфористий шлак, кварцит і вуглецевий відновник.

Феросилікомарганець є багатокомпонентним сплавом системи Mn - Si - Fe - C - P. Вміст вуглецю в ньому залежить від концентрації кремнію: чим більше кремнію в сплаві, тим нижче розчинність в сплаві вуглецю (рис. 1.1).

Оскільки утворення стандартного по кремнію сплаву відбувається у напрямі поступового збагачення вуглецевих часток металу відновлюваним кремнієм, постійно змінюється склад часток сплаву.

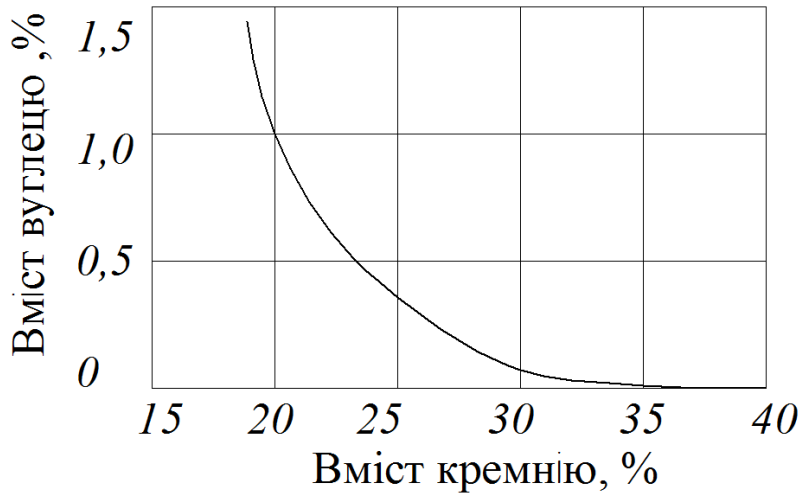


Рисунок 1.1 - Залежність вмісту вуглецю у феросилікомарганці від вмісту в ньому кремнію.

На першій стадії розвиваються процеси відновлення вищих оксидів марганцю за участю монооксиду вуглецю, а потім оксиду марганцю MnO по реакції прямого відновлення до карбіду. У зоні високих температур помітний розвиток отримує реакція відновлення кремнезему. Наявність металевого розплаву полегшує процес відновлення кремнію по реакції:

$$SiO_2 + 2C = Si + 2CO, \qquad (1.1)$$

і утворення феросилікомарганцю, що може бути описане хімічною схемою:

$$(SiO_2) + 2C + [MnC_x] = [Mn - Si - C_x] + 2CO. \qquad (1.2)$$

Теоретична температура початку протікання цієї реакції визначається вмістом кремнію в сплаві.

Феросилікомарганець виплавляється в закритих трифазних електродугових печах безперервним процесом. Футерування печей вугільне. Шихта завантажується в піч безперервно самопливом по труботечкам з бункерів. При пониженому вмісті кремнію в сплаві склад шихти коректується добавкою кварциту з коксом, а в разі підвищеної концентрації кремнію – марганцевого концентрату з коксом. Витрата шихтових матеріалів приведена в таблиці 1.4:

- відсоток в дужках (50% і тому подібне) вказує долю компонента в марганецьвмісній суміші в базових одиницях;

-температура газу під склепінням має бути в межах 350–700ºС, вимірювана термопарами (при розігріванні печі);

- постійною кількістю газів, що відходять: CO 50–80 %; H_2 - не більше 8%; O_2 - не більше 1%.

Таблиця 1.4 – Витрата шихтових матеріалів для виплавки феросиліко-марганцю

Марка сплаву	Склад колоші, кг/співвідношення					
	марганцевий агломерат II сорт	марганцевий концентрат II сорт (сухий)	шлак малофосфористий передільний 78	карбонатна руда (суха)	кварцит	коксик сухий
МнС17Р35	(20%) 125/0,42	(40%) 275/0,92	(40%) 300/1,00	-	30-40 0,10-0,13	110-140 0,37-0,47
	або суміш : 400/1,33					
МнС17Р30	(20%) 100/0,33	(30%) 165/0,55	(50%) 300/1,00	-	15-25 0,05-0,08	90-115 0,3-0,38
	або суміш : 265/0,88					
МнС17Р25	(15%) 65/0,22	(30%) 150/0,50	(55%) 300/1,00	-	7-10 0,02-0,03	80-105 0,27-0,35
	або суміш : 215/0,72					
МнС17Р20	(10%) 40/0,13	(30%) 135/0,45	(60%) 300/1,00	-	0-5 0-0,02	70-95 0,23-0,32
	або суміш: 175/0,58					

З пристроїв дозувань шихтові матеріали за системою транспортерів подаються в пічні бункери. Пічні бункери мають бути завжди заповнені шихтою не менше половини об'єму. Завантаження шихти в піч проводиться по труботічкам через завантажувальні лійки.

Труботічки і завантажувальні лійки мають бути постійно заповнені шихтою, яка самопливом поступає в піч. Проплавлення шихти у лійках недопустимо, оскільки це розгерметизує робочий простір і приведе до зростання температури під склепінням печі, унаслідок підсосу повітря.

1.4. Характеристика марганцевих руд і концентратів

Світові запаси промислових марганцевих руд оцінюють в 12 млрд. т. За походженням розрізняють наступні промислові типи родовищ марганцевих руд: океанічні; осадові морські; і ін. Розвідані в країнах СНД родовища марганцевих руд об'єднують в сім марганцеворудних провінцій: Південно-Українська - Кавказька; Уральська; Центрально-Казахстанська; Алтає-Саянська; Байкальська; Енісейська і Приморська.

В Україні зосереджено 21% світових розвіданих родовищ марганцевих руд. Ми маємо в своєму розпорядженні найбільший марганцевий басейн в світі Нікопольський на території Запорізької і Дніпропетровської областей, де сконцентровано 2,25 млрд.т. марганцевих руд, а також Федоровське родовище, що захоплює Дніпропетровську і Херсонську області з ресурсом 700 млн.т., Більшетокмакським родовищем (Запорізька обл.) – 1,5 млрд. тонн.

Основна кількість марганцевих руд добувається в Нікопольському (~ 80 %) і Чіатурському (~ 20 %) марганцеворудних басейнах. Найбільш поширені карбонатні і змішані марганцеві руди (70,3 % від загальних запасів); оксидні складають 28,3%.

Марганцеві руди основних родовищ характеризуються порівняно висо-

ким вмістом фосфору (0,2–0,3 %). Марганець входить до складу великого числа мінералів (більше ста), проте лише небагато з них утворюють промислові марганцеві руди, найважливішими з яких є: піролюзит - MnO_2 (63,2%Mn); манганіт – $Mn_2O_3 \cdot 3H_2O$ (60,4%Mn); брауніт – Mn_2O_3 (69,6%Mn); псиломелан - $4MnO_2 \cdot RO \cdot 2H_2O$ (-); родохрозит – $MnCO_3$ (47,8%Mn); родоніт - $MnO \cdot SiO_2$ (41,9%Mn); гаусманіт – Mn_3O_4 (72,0%Mn). Марганець знаходиться в рудах головним чином у вигляді кисневих з'єднань. З оксидів марганцю при звичайній температурі і нормальному тиску найбільш стійкий перекис марганцю MnO_2 . Найменш стійким за тих же умов є закис марганцю, тому відповідні нею мінерали дуже рідкі. Найбільше поширення мають мінерали, в яких переважає чотиривалентний марганець (піролюзит, псиломелан).

Окисні руди Нікопольського родовища представлені піролюзитом, манганітом, псиломеланом. Щільність зразків оксидних руд змінюється від 2,1 до 4,2 г/см^3, пористість - від 3 до 47 %. Карбонатні руди відносяться до ізоморфного ряду манганокальцит-кальцієвий родохрозит. Останній містить в середньому 80–86 % $MnCO_3$; 14–20% $CaCO_3$ (39,8–42% Mn). Манганокальцит має змінний склад %: 28–58 $MnCO_3$; 42–56 $CaCO_3$; (13–30 Mn).

Нерудні мінерали в марганцевих рудах представлені кварцем, польовим шпатом, опалом, халцедоном, глауконітом.

Окислені руди зосереджені в основному в Чіатурському басейні. Це неоднорідні мінеральні маси мають наступний хімічний склад, %: Mn 15–43; SiO_2 13–58; Fe_2O_3 2,4–4,3; Al_2O_3 0,75–5,2. Середній вміст марганцю 27 %. Щільність рудних зразків складає 1,7–3 г/см^3, пористість досягає 34 %.

Значні запаси марганцю є в Австралії (13%), Бразилії (2,5%), Індії (1,6%), Африці (таблиця 1.5.).

Марганцева руда, що добувається з надр, піддається збагаченню наступними методами: промиванням, гравітаційним, магнітним, флотацією. При цьому в отримуваних концентратах збільшується вміст марганцю в результаті відділення великої кількості порожньої породи.

Збагачена марганцева руда по хімічному, гранулометричному складам і фізичним властивостям, повинна відповідати нормам, приведеним в таблиці 1.6 [18].

Таблиця 1.5 – Усереднені хімічні склади марганцевих руд світових експортерів

Країна	Хімічний склад, % на суху масу							
	Mn	Fe	SiO_2	Al_2O_3	P	CaO	BaO	в.п.п
Бразилія	47,5	6,70	3,65	8,10	0,10	0,23	2,23	–
Габон	47,4	4,17	6,00	6,73	0,11	0,2	0,2	–
Австралія	48,3	5,3	9,30	3,10	0,07	0,3	1,06	8,3
ПАР	47,2	11,9	5,65	0,37	0,04	6,0	0,4	4,0
Казахстан	40,5	2,7	16,7	4,80	0,014	2,5	–	11,7
Грузія	40,7	1,40	8,65	2,83	0,208	2,35	–	11,0
Україна	46,6	6,2	5,60	0,46	0,203	0,92	–	15,1

Використання збагачених марганцевих руд (концентратів) знижує питому витрату електроенергії, підвищує витягання марганцю і покращує техніко-економічні показники виробництва марганцевих феросплавів в електропечах.

Агломерат марганцевий за хімічним і гранулометричним складом і фізичним властивостям повинен відповідати вимогам, вказаним в таблиці 1.7.

Нормативною документацією, що діє, якість товарних марганцевих концентратів Нікопольського басейну (таблиця 1.8) регламентується вмістом марганцю і діоксиду кремнію, а також кількістю вологи в кожному сорті. Оскільки в рудних мінералах міститься фосфор, після збагачення марганцевих руд його вміст в товарних концентратах (співвідношення концентрацій фосфору і марганцю) практично не змінюється. В процесі промивання марганцевої оксидної руди у відмиті шлами витягується до 35 % фосфору від зага-

льної його кількості у вихідній руді. Масова доля фосфору і діоксиду кремнію в класифікованій і некласифікованій рудах не є показниками бракувань і визначаються в середньомісячних пробах.

Таблиця 1.6 - Хімічний, гранулометричний склад і фізичні властивості марганцевої збагаченої руди

Найменування продукції	Сорт	Хімічний склад		Фізичні властивості			
		крупність, мм	контрольний клас крупності, мм	масова доля контрольного класу крупності	масова доля Mn, % не менше	розрахункова норма вологи, %	втрати мас при прожарені, %
Руда марганцева Окисна	I	>50	+50	15	43,0	16,0	-
	IБ	>50	+50	15	41,0	16,0	-
	II	>50	+50	15	34,0	22,0	н. б. 17,0
		>50	+50	15	25,0	23,0	н. б. 14,0
Руда марганцева збагачена	I	>150 >50	+50	15	26,0	18,0	17,0

Таблиця 1.7 - Хімічний, гранулометричний склад і фізичні властивості марганцевого агломерату

Найменування показників якості	Норма		
	АМ 1	АМ 2	АМ 3
Вміст марганцю, %, не менше	43,0	40,0	37,5
Крупність, мм	5-200	5-200	5-200
Вміст класу мінус 5 мм, не більше	19,0	19,0	20,0
Показник міцності (по класу +5 мм)	74,0	74,0	72,0

Таблиця 1.8 – Склад концентратів Нікопольського марганцеворудного басейну по ТУУ 13.2- 00190911-001-2004

Сорт	Масова доля марганцю, %, не менше	Масова доля вологи, %	Масова доля фосфору, %	Масова доля діоксиду кремнію, %
I	43,0	16,0	0,135-0,245	12,0-17,0
IБ	41,0	16,0	0,135-0,245	15,0-20,0
II	34,0	22,0	0,130-0,245	25,0-30,0
III	25,0	23,0	0,140-0,245	30,0-35,0

При виплавці різних видів марганцевих сплавів до якості марганцевої сировини пред'являються певні вимоги:

1. Вміст марганцю (%Mn).

2. Питомий вміст фосфору (модуль фосфору) mP = (%P/ % Mn).

3. Питомий вміст кремнезему (модуль кремнезему) $mSiO_2$ = (%SiO_2 / % Mn).

4. Питомий вміст заліза (модуль заліза) mFe = (%Fe / % Mn).

5. Основність рудної породи B = (%CaO + %MgO / %SiO_2).

6. Вологість (%H_2O).

7. Гранулометричний склад.

Вміст марганцю є основним показником якості сировини, яка впливає на всі техніко-економічні показники плавки.

У марганцевих рудах і концентратах Нікопольського і Чіатурського родовищ є певний зв'язок між вмістом марганцю і вмістом домішок (фосфор, кремнезем, залізо). Для металургійної практики найбільш коштовною є не абсолютна кількість домішок, а їх питомий вміст (модулі).

Величина модуля фосфору (%P/ % Mn) вказує на можливість здобуття стандартного по фосфору сплаву.

Модуль кремнезему (%SiO_2 / % Mn) визначає можливість здобуття сплаву із заданим вмістом кремнію і визначає умови шлакоутворення.

Модуль заліза (%Fe / % Mn) вказує на можливість здобуття сплаву із

стандартним вмістом марганцю.

Важливим показником якості марганцевої сировини є основність рудної породи (%CaO + %MgO / %SiO_2), яка визначає кратність шлаку і міру відновлення марганцю в метал.

Вміст вологи в концентраті (%H_2O) визначає необхідну міру сушки його і впливає на витрату електроенергії при плавці.

Велике значення для ведення плавки має гранулометричний склад концентратів. Наявність значної кількості дрібної фракції (>5мм) різко погіршує роботу печі і вказує на необхідність окускування концентрату.

1.5. Основні способи дефосфорації сировини, що вміщує марганець

Якість і технічний рівень виробництва марганцевих феросплавів визначаються вмістом основного і домішкових компонентів. Використання зарубіжними фірмами високоякісної марганцевої сировини не викликає складнощів в отриманні сплавів з низьким вмістом фосфору і високими технічними показниками. У той же час у вітчизняній промисловості, у зв'язку із залученням до виробництва марганцевих сплавів карбонатних концентратів, що характеризуються високим питомим вмістом фосфору, отримання стандартного по фосфору феросилікомарганцю без попередньої дефосфорації концентратів неможливо. Тому виплавка феросилікомарганцю з необхідним низьким вмістом фосфору можлива тільки за умови забезпечення виробництва високосортними низькофосфористими марганцевими концентратами. Існує декілька способів дефосфорації марганцевих концентратів: гідрометалургійний, гаусманітовий, хімічний, мікробіологічний способи.

1.5.1. Гідрометалургійний метод

При гідрометалургійних процесах дефосфорація концентратів досягається шляхом перекладу за допомогою хімічних реагентів фосфору і деяких мінералів порожньої породи в розчин, а марганцеві мінерали залишаються в твердому стані. Наступною фільтрацією пульпи отримують різній мірі обезфосферений марганцевий концентрат. У ряді випадків ефект дефосфорації досягається попередньою термічною обробкою марганцеворудної сировини для переводу з'єднань марганцю в нерозчинні форми по відношенню до того або іншого реагенту. Нині найбільш підготовленим для промислового застосування є содовий метод. Суть цього методу полягає в переводі нерозчинних у воді з'єднань фосфору і кремнію в розчинні фосфати і силікати натрію по реакціях:

$$P_2O_5+Na_2CO_3=Na_2O\cdot P_2O_5+CO_2\ ; \qquad (1.3)$$

$$SiO_2+Na_2CO_3=Na_2O\cdot SiO_2+CO_2, \qquad (1.4)$$

що досягається спіканням суміші подрібненої руди з речовиною що містить натрій (сода). Висока міра дефосфорації (90-95%) забезпечується при наступних технологічних параметрах: температурі спікання 840-900^{0}С; крупності початкових матеріалів <1 мм; мокрому способі підготовки шихти до спікання; тривалістю витримки у воді перед вилуговуванням > 8 годин; тривалість вилуговування 0,5 годин; температурі вилуговування 90-95^{0}С; числі промивань осаду 2. В результаті вилуговування спека отримують марганцевий концентрат, вміст SiO_2 в якому не перевищує 8% (15-18% в початковій марганцевій сировині), концентрація шкідливої домішки фосфору знижується з 0,2 до 0,01 - 0,02%. Відмітні особливості содового процесу : можливість використання типового устаткування, виготовленого із звичайної сталі, повна авто-

матизація процесу, регенерація соди, отримання білої сажі - цінного дефіцитного побічного продукту для шинної і гумової промисловості. Виробництво і застосування обезфосфореного содовим методом марганцевого концентрату докорінно міняє технологію виплавки марганцевих феросплавів, підвищує наскрізне витягання марганцю на 8-10% і забезпечує значний економічний ефект [13].

Гаусманітовий метод розроблений стосовно дефосфорації головним чином карбонатних руд. З усіх мінералів марганцю стійким до дії азотної кислоти є гаусманіт (Mn_3O_4). В той же час фосфорвмісна речовина карбонатних і оксидних руд і концентратів активно взаємодіє з азотною кислотою по реакціях:

$$Ca_{10}F_2(PO_4)_6+2OHNO_3=10Ca(No_3)_2+2HF+6H_3PO_4; \quad (1.5)$$

$$Ca_3(PO_4)_2+6HNO_3=3Ca(NO_3)_2+2H_3PO_4. \quad (1.6)$$

В зв'язку з цим основними стадіями гаусманітової технології обезфосфорювання є випалення карбонатних і оксидних марганцевих руд (концентратів) при 950-1000^{0}С для переводу оксидів і карбонатів марганцю в розчин за допомогою азотної кислоти. Обезфосфоренний гаусманітовим методом концентрат має наступний склад: 49-51% Mn; питомий вміст фосфору 0,002%.

У зв'язку з великою питомою витратою азотної кислоти, що досягає 147 кг (100%-ва HNO_3) на 1 тонну початкового концентрату або 250 кг на 1 тонну обезфосфоренного концентрату, була розроблена схема переробки азотнокислих розчинів з отриманням змішаного добрива. По укладенню розробників, справжня технологія є безвідходною, із замкнутим водообігом.

1.5.2. Хімічний метод

При хімічних методах дефосфорації фосфор з руд або концентратів віддаляється за допомогою різних хімічних реагентів (кислот, лугів). Особливість методів полягає в тому, що компоненти (Mn, Fe, P) марганцеворудної сировини переводять в розчин, з якого осаджують спочатку фосфор, потім марганець. Оскільки хімічні методи розробляються для витягання марганцю з бідної сировини, то їх називають методами хімічного збагачення марганцевих руд. Хімічні методи дефосфорації марганцевої сировини дуже різноманітні. У зв'язку з цим нижче розглянуті найбільш нові процеси хімічної дефосфорації.

Сфера застосування сірчаного- і сірчистокислих процесів, як і SO_2, визначається природою марганецьвмісних мінералів в рудах. Якщо марганець представлений в рудах у вигляді оксиду MnO_2, то він порівняно легко може бути переведений в розчин з використанням вказаних сірчаних реагентів. У разі карбонатних різниць марганцевих мінералів руду необхідно заздалегідь піддавати прожаренню для переводу карбонатних з'єднань в оксидні. Використання сірчистого газу і сірчаної кислоти для витягання марганцю з руди має недолік: в рідкій фазі відбувається утворення побічних з'єднань $MnSO_2$, $Mn(HSO_3)_2$, і інші, які утрудняють подальшу переробку. Тому був розроблений спосіб, заснований на використанні сильнішого хімічного реагенту, - сірчаної кислоти у поєднанні з сірчистою кислотою, що в 1,5-2 рази прискорює вилуговування руди. Обробка сировини, що містить різні форми марганцю, перехід марганцю в розчин у вигляді $MnSO_4$ протікає за хімічними реакціями [14]:

$$Mn^{2+}+H_2SO_4 \rightarrow MnSO_4+2H^+; \quad (1.7)$$

$$MnO_2+SO_2 \rightarrow MnSO_4; \quad (1.8)$$

$$Mn_2O_3+SO_2+H_2SO_4 \rightarrow 2MnSO_4+H_2O. \quad (1.9)$$

Міра витягання марганцю в розчин при вилуговуванні сумішшю $SO_2+H_2SO_4$ складає 90%. Цей спосіб виключає необхідність попереднього випалення марганецьвмісної сировини. Не потрібно витрату реагентів і додаткових операцій по очищенню розчину від домішок, оскільки очищення розчину здійснюється нагріванням суспензії до повного розкладання надлишку сірчистої кислоти і видалення сірчистого газу, що виділився при цьому. «Самоочищення» рідкої фази має місце, якщо сірчану кислоту беруть в еквівалентній кількості по відношенню до кислорозчинного компоненту руди. При нагріві суспензії до 90-100^{0}C, H_2SO_3 разлагається і віддаляється, а рідка фаза без витрати лужних реагентів має pH 3,5 - 3,8. Завдяки підвищенню pH середовища відбувається осадження з'єднань фосфору і інших небажаних домішок.

До хімічних методів збагачення марганцевих руд відноситься спосіб вилуговування руд травильними розчинами. Зазвичай травильні розчини містять до 10% H_2SO_4 і 10-20% $FeSO_4$. Обробка тонкоподрібненої руди травильним розчином (5% H_2SO_4 і 15% $FeSO_4$) забезпечує витягання марганцю до 95%. Причому кращі результати були отримані при обробці суспензії газом, що містить SO_2. Незважаючи на високу міру витягання, травильні розчини зазвичай знаходяться на великій відстані від джерел марганцевої сировини, що пов'язано з великими транспортними витратами.

Дослідно-промислове освоєння проходить дитіонатний метод. Суть його полягає в наступному: через приготовану з марганцевого шлаку і розчину дитіонату кальцію суспензію пропускають сірчистий газ (SO_2) і сірчаний ангідрит (SO_3). Розчинення цих газів у воді призводить до утворення сірчаної і сірчистої кислот. У останній інтенсивно розчиняються оксиди марганцю з утворенням марганцевої солі дитіонатової кислоти і сульфату марганцю по реакціях:

$$MnO_2+2SO_2=MnS_2O_6; \quad (1.10)$$

$$MnO_2+SO_2=MnSO_4. \quad (1.11)$$

У присутності надлишку дитіонату кальцію відбувається осадження сульфату кальцію і утворення дитіонату марганцю:

$$MnSO_4+CaS_2O_6=MnS_2O_6+CaSO_4. \quad (1.12)$$

Вилужену пульпу нейтралізують вапняним молоком до pH 4-5, потім аерують для окислення оксиду FeO і видалення надлишку сірки SO_2. В осад випадають тривалентне часткове гідролізоване залізо, фосфор, алюміній, кремнезем. Осад фільтрують, промивають гарячою водою і відправляють у відвал. З очищеного розчину додаванням гашеного вапна осаджають марганець у вигляді гідрооксиду. Осад гідрооксиду марганцю фільтрують, промивають, сушать, прожарюють при 1000^0C. Прожарений концентрат містить: 62% Mn; 1,5% SiO_2; 0,01% P; 8% CaO; ≤ 2% S [15].

Азотнокислі процеси зазвичай відносять до кругових процесів, оскільки використовувана HNO_3 в голові технологічної схеми може бути регенерована і повернена в схему. Особливістю хімізму азотнокислотного процесу є відновне випалення початкової сировини для переводу MnO_2 в MnO. При вилуговуванні обпаленого продукту азотною кислотою в розчин переходить марганець, а оксиди Fe_3O_4, SiO_2 і Al_2O_3 не розчиняються. Фосфорвмісні речовини в розчин також не переходять. Розчин, що містить нітрати марганцю і в невеликих кількостях нітрати натрію, калію і магнію, фільтрують і випаровують, після чого переводять в агрегат з корозійностійкої сталі для розкладання. Процес ведуть при 200^0C. Випарювання, що супроводжується розкладанням розчину нітрату марганцю, ведуть до отримання діоксиду марганцю. Пари HNO_3, що утворюються при випарюванні розчину, конденсуються і при концентрації ~50% повертаються на стадію вилуговування. З оксидної мар-

ганецьвмісної сировини отримані концентрати з 60-70% Mn і < 0,01% Р.

Суть хлоркальцієвого процесу полягає в автоклавній обробці або заздалегідь підготовленої руди розчином хлориду кальцію $CaCl_2$. Розчин $CaCl_2$ має бути насичений CO_2, а температура автоклавного вилуговування обпаленої руди має бути ~160^0С. Хімізм процесу в загальному вигляді описується реакцією:

$$MnO+CaCl_2+CO_2 \rightarrow MnCl_2+CaCO_3. \quad (1.13)$$

З відфільтрованого розчину марганець осаджують у вигляді гідроксиду шляхом обробки фільтрату вапном. Якість отримуваного хлоркальцієвим способом марганцевого концентрату за інших рівних умов визначається вмістом у вапні, використовуваному для осадження марганцю. Прокалений гідроксид марганцю представляє високоякісний марганцевий концентрат (до 68% Mn) з низьким вмістом фосфору. Біохімічні методи збагачення бідних марганцевих руд складають велику групу запатентованих різновидів. Суть їх полягає в тому, що бактерії, введені в марганецьвмісне середовище, виділяють органічні метаболіти - речовини, що виникають в організмі в процесі обміну речовин, наприклад, лимонну, молочну кислоти, амінокислоти. Ці кислоти переводять марганець в розчин, з якого потім відомими способами осаджають з'єднання марганцю. Залежно від типу бактерій фосфор і деякі інші елементи можуть переходити в розчин або залишатися в твердому залишку. Досліди з організмами, що виділяють вказані вище кислоти, підтвердили ефективність розчинення марганцю.

1.5.3. Електрометалургійний метод

На ПАТ «Нікопольський завод феросплавів» та ПАТ «Запорізький

ферросплавний завод» при необхідності отримання феросилікомарганцю з пониженим вмістом фосфору застосовують малофосфористий марганцевий шлак - продукт електрометалургійного методу дефосфорації марганцевої сировини. Вибір методу отримання безфосфористого або низькофосфористого шлаку залежить від призначення обезфосфорювання руд або концентратів. безфосфористий шлак (48% Mn, 0,01-0,015% P) виплавляється з концентратів I сорту і сорту А. Низькофосфористий шлак (35-45% Mn, 0,03% P) є продуктом дефосфорації бідних окисних або карбонатних концентратів. По своєму складу ці сорти концентратів відповідають приблизно 8-12% SiO_2 і близько 60-65% MnO.

З діаграми стану MnO - SiO_2 (рис. 1.2) слідує, що рудний розплав такого складу має високу температуру плавлення.

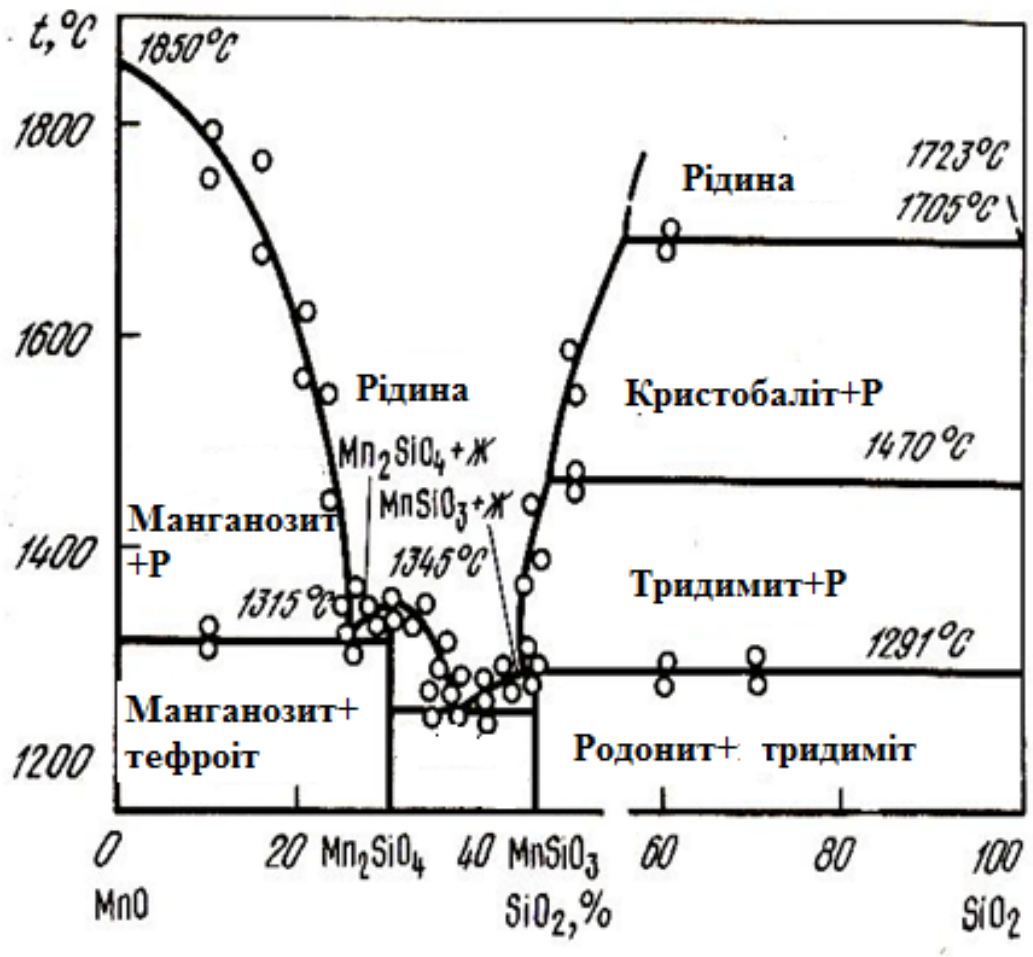


Рисунок 1.2 - Діаграма стану MnO - SiO_2.

Температура плавлення MnO складає 1850°С і SiO_2 - 1723 °С. Шлак, щомістить 0-20% SiO_2, маєгетерогенний склад (манганит + рідина) і рідкорухливістьйогодуженизька.

Склад шлаку робить первинне явище на міру дефосфорації марганцевих концентратів. Так, збільшення вмісту MnO в системі MnO - SiO_2, чинить істотний вплив на величину міжфазного натягнення, яке прямолінійно знижується зі збільшенням вмісту MnO в шлаку. Отже, MnO є поверхнево активним компонентом шлакової фази. Чим більше P_2O_5 в шлаку, тим нижче міжфазне натягнення на межі розділу залізофосфористих сплавів з розплавом MnO - SiO_2 -P_2O_5. Якщо концентрація фосфору складає 0, 5, 10, 20%, то при відношенні MnO/SiO_2, рівному 2, поверхневе натягнення відповідно дорівнює 430, 520, 450, 360 ерг/см^2, а міжфазне натягнення - 1100, 920, 790, 810 ерг/см^2.

З аналізу даних міжфазної вільної енергії виходить, що з боку оксидної фази відбувається адсорбція на міжфазній межі катіонів марганцю, а з боку металевої фази - фосфору, що обумовлює утворення на цій межі зв'язків P - O - Mn - O. Зі збільшенням вмісту MnO в шлаку підвищується і рівноважний вміст в ньому фосфору. При відношенні MnO/SiO_2= 2,71 рівноважна концентрація фосфору складає 0,0166% а при 3,67-0,166%.

У концентраті сорту А відношення MnO/SiO_2 дорівнює приблизно 5 і, отже, рівноважний вміст фосфору в шлаку такого складу має бути не вище 0,2% і тільки зменшення відношення MnO/SiO_2 до 2 за рахунок присадки кварциту створює умови для отримання шлаку з низьким вмістом фосфору (0,015%). Загалом схема дефосфорації рудних розплавів може бути представлена за умови проходження процесу дефосфорації на межі коксик - розплав таким чином. Оскільки фосфор є поверхнево-активним елементом, він постійно концентруватиметься на поверхні шару, що полегшує його взаємодію по приведених раніше реакціях. Разом з цим утворюватиметься марганець, який поглинає відновлений фосфор.

Різниця питомих ваг рідкого королька і шлаку при певному розмірі королька забезпечить умови його осадження. У міру витрачання фосфору, що знаходиться поблизу розділу фаз шлак-коксик, процес лімітуватиметься доставкою фосфору до межі розділу шлак-коксик, чому сприяє градієнт концентрації.

Оскільки фосфор в якийсь момент часу (τ) витрачений, а коксик постійно знаходиться у контакті з розплавом марганцю і заліза, за період часу (τ+Δτ)буде відновлено певну кількість марганцю і заліза вуглецем коксика. Можна уявити, що у цей момент концентрація фосфору в корольку дорівнює нулю. Як тільки пройде деякий відрізок шляху (Δx), вуглець королька взаємодіятиме з киснем фосфатів, і відновлений фосфор може поглинатися металом королька. В результаті проходження цих реакцій вміст фосфору підвищується, а вуглецю - знижується до рівноважного з шлаком на якійсь ділянці шляху.

При цьому, судячи з приведених даних, зміниться поверхнева енергія королька металу, набувши певного постійного значення. Подальший рух королька в розплаві до металевої ванни визначатиметься тільки фізичними умовами осадження, визначеними законом Стоксу. Дефосфорація розплаву за рахунок вуглецю може йти на межі метал-шлак. Відновлений фосфор в цьому випадку засвоюється в ванні металу.

Дослідження технології виплавки феросилікомарганцю показує, що підвищення вмісту марганцю в початковій сировині на 1% дозволяє понизити концентрацію фосфору у феросиликомарганці на 0,005%. Тому вирішальний вплив на якість сплаву по фосфору робить витрату шлаку марганцевого передільного. У зв'язку з цим одним з шляхів підвищення ефективності виробництва феросилікомарганцю з пониженим вмістом фосфору є вдосконалення технології отримання шлаку марганцевого передільного [17].

1.6. Висновки

1. Феросилікомарганець є комплексним розкислювачем, що широко застосовується при виплавці спокійних і напівспокійних вуглецевих і ряда легованих сталей в кисневих конвертерах, електричних і мартенівських печах.

2. На сьогоднішній день основна кількість (~70%) феросилікомарганцю виплавляється з вмістом фосфору більше 0,35%, оскільки вживані марганцеві оксидні концентрати I і II сортів мають високий питомий вміст фосфору.

3. Отримання феросилікомарганцю з вмістом фосфору до 0,35% можна досягти введенням в шихту низькофосфористого шлаку, застосуванням марганцевого концентрату з пониженим вмістом фосфору.

РОЗДІЛ 2
ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВИПЛАВКИ ФЕРОСИЛІКОМАРГАНЦЮ З ПОНИЖЕНИМ ВМІСТОМ ФОСФОРУ

2.1. Методика дослідження

Фазовий і хімічний склад марганцевих руд, продуктів термічної обробки, а також сплавів і шлаків був вивчений із застосуванням хімічного, рентгенофазового методів аналізу. Термічний метод аналізу використовували для дослідження структурних перетворень в рудах, кварцитах, що відбуваються в рудних мінеральних складових при нагріві і визначали із застосуванням стандартної методики. Вивчення кінетики відновлення марганцевих руд проводили гравіметричним методом, фіксація температур здійснювалася вольфрам-ренієвою термопарою ВР5/20.

Дослідження по розробці технологічних основ виплавки силікомарганцю проводили в трифазній рудовідновлювальній печі потужністю 22,5 МВА.

Отримані результати оброблялися з використанням стандартного пакету прикладних програм Microsoft Excel, Microsoft Word.

2.2. Дослідження впливу фосфору марганцевих руд на якість сталей та сплавів

Основним споживачем марганцевих руд є металургійна промисловість. Використання марганцю в циклі від здобичі до виробництва готової сталі і

литва складає 34,6%, а в метал машин металоконструкцій переходить 23,4% Mn.

Сирі марганцеві руди не можуть бути використані із-за високого вмісту в них фосфору і низького вмісту марганцю. Тому майже усі руди (95%), що добуваються, піддаються збагаченню, в процесі якого з шламами втрачається близько 30% марганцю, що добувається. Ця стаття втрат може бути значно скорочена за рахунок витягання марганцю з шламів.

Для підвищення коефіцієнта використання марганцю передусім необхідно боротися з втратами при здобичі його і збагаченні сирих руд. Слід розробляти і впроваджувати високоефективні і економічно вигідні методи дефосфорації і обезкремнювання марганцевих руд.

Фосфор належить до п'ятнадцяти найбільш поширених елементів, що входять до складу земної кори.

При високих температурах фосфор знаходиться в пароподібному стані у вигляді молекул тетраедрів P_4, взаємна відстань атомів в яких дорівнює 2,21Å. Допускається існування двоатомних молекул, кількість яких визначається температурою і тиском. У двоатомних молекулах фосфору відстань P-P складає 1,89Å, а енергія зв'язку оцінюється 10800 кДж/К·моль.

Дослідженнями будови фосфору [12] доведено, що в рідкому стані є динамічні угрупування тетраедрів, тотожні по будові і міжатомним відстаням молекул P_4 в твердому і рідкому станах. Встановлено, що відмічені вище модифікації фосфору мають різну пружність пари. Для рідкого фосфору залежність тиску пари від температури описується рівнянням:

$$\log P = \frac{2740}{T} + 7{,}84 \; мм.рт.ст. \qquad (2.1)$$

При температурах 1500-1700^{o}C пружність пари фосфору складає 106 мм.рт.ст. Пружність пари фосфору над рідкими металевими розплавами із-за міцних зв'язків фосфору з металами оцінюється сотими долями мілімет-

ра ртутного стовпчика.

У марганцевих рудах, як і у більшості рудних утворень, фосфор знаходиться у вигляді кисневих з'єднань, пов'язаних з рудними мінералами або порожньою породою. Відомі нижчі (P_4O, P_4O_2, PO) і вищі (P_4O_6, P_4O_8, P_4O_{10} і P_2O_6) кисневі з'єднання фосфору.

Форми існування кисневих з'єднань фосфору в марганцевих рудах не вивчені. Зазвичай же при валовому хімічному аналізі руд і концентратів вказується на наявність п'ятивалентної кисневої форми оксиду (P_2O_5).

Навіть у слабовідновній атмосфері при плавці руд може утворюватися леткий оксид P_2O_3. З воднем фосфор утворює газоподібні (PH_3), а також самозаймисті рідкі речовини (P_3H_4). Водневі з'єднання фосфору, мабуть, мають певне значення при дефосфорації марганцевих руд шляхом випалення їх в атмосфері природного газу.

Погіршення механічних і технологічних властивостей сталі з підвищеним вмістом фосфору пояснюється утворенням сталі фосфідів заліза, марганцю і алюмінію. У зразках тих, що містять більше 0,15% Р, фосфіди виявляли у формі грубої сітки по межах зерен і у вигляді скупчень усередині них[5]. На рис. 2.1 представлені типові фосфіди для сталі Г13Л, що містять 0,22% Р.

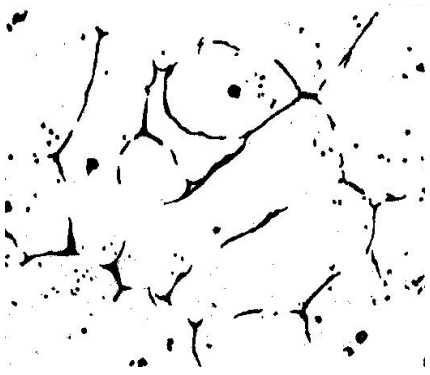


Рисунок 2.1 - Макроструктурні включення фосфідів в сталі, що містить 0,22% Р (відбите світло), х 200.

Порушення суцільності металу фосфідами і виділення їх по межах зерен є однією з головних причин зниження усіх якісних показників сталі.

Однією з особливістю фосфору є трудність його видалення в шлак із сталеплавильної ванни у присутності марганцю, оскільки останній відновлює фосфор з шлаку, де фосфор знаходиться у вигляді кисневих з'єднань. Легування сталі марганцем виконується у відновний період плавки, коли окислювальні процеси не мають розвитку.

При малих концентраціях марганцю в сталеплавильній ванні і порівняно низьких температурах процес видалення фосфору з рідкої сталі йде по реакції:

$$2P + 5(FeO) + 4(CaO) = (4CaO \cdot P_2O_5) + 5Fe. \qquad (2.2)$$

При високій концентрації марганцю ця реакція неможлива і при певному вмісті марганцю в сталі фосфор з шлаку переходить в метал:

$$(4CaO \cdot P_2O_5) + 5Mn = 2P + 4(CaO) + 5(MnO). \qquad (2.3)$$

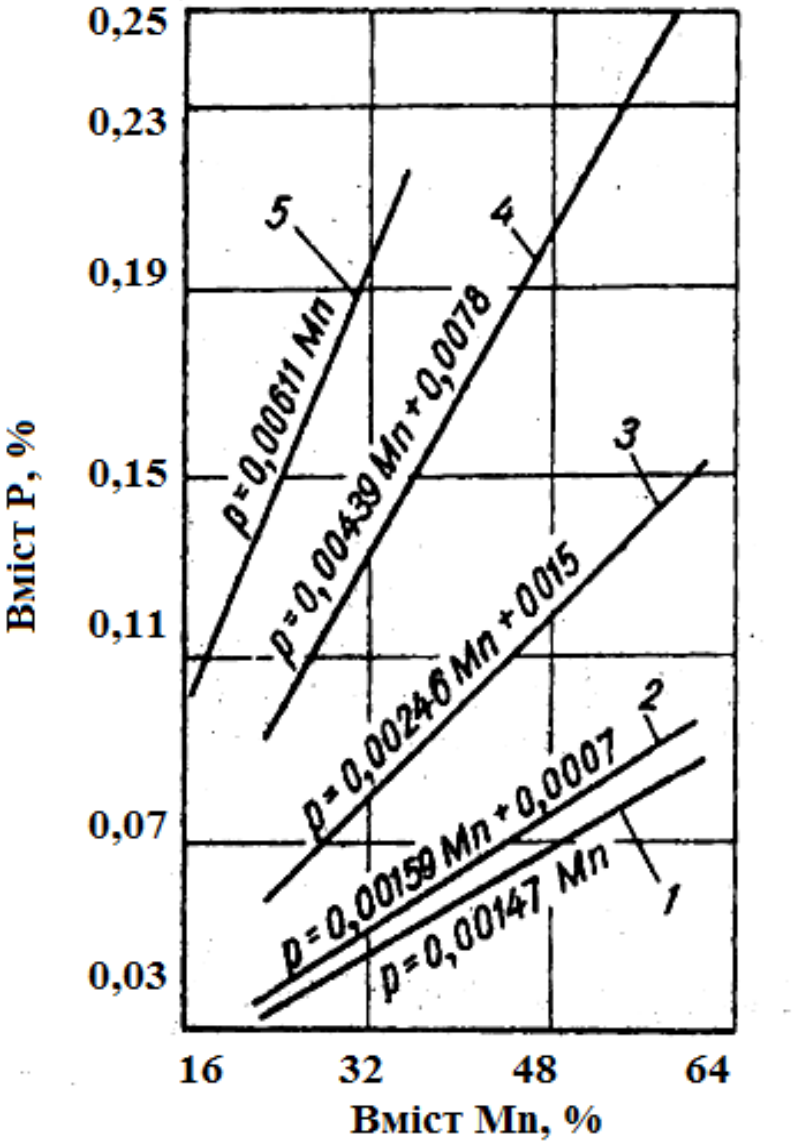
Таким чином, при виплавці сталі не можна досягти високого засвоєння сталеплавильної ванни марганцю і одночасно перевести фосфор в шлак. Встановлено, що для отримання низькофосфористих марганцевих сталей необхідно мати марганцеві феросплави з мінімально можливим вмістом фосфору.

Вміст фосфору, пов'язаного з марганцевими мінералами, різко відрізняється для різних родовищ і навіть ділянок одного і того ж родовища (рис. 2.2) [25].

Цим і пояснюється можливість отримання з руд концентратів з різним вмістом фосфору. Для з'ясування розподілу фосфору між продуктами збагачення було проведено дослідження двох проб марганцевої руди Нікопольського родовища : перша проба відібрана з Грушевської ділянки, друга - зі Східного кар'єру.

В таблиці 2.1 приведені результати дослідів по вивченню розподілу марганцю і фосфору при промиванні руд.

З табличних даних видно, що в миту руду переходить 62,0-75,5% Р, або на 1% Mn митої руди витягається 0,7-0,9% Р, тоді як на 1% Mn шламів витягається 3,2-1,35% Р. Питомий вміст фосфору в митій руді знижується до 0,0055-0,0065, проти 0,008-0,009 в незбагаченій руді. Отже, операцію промивання можна вважати ефективним способом дефосфорації марганцевих руд.



1-Північного; 2-Чіатурського; 3-Нікопольського (Марьєвська і Грушевська ділянки); 4-Нікопольського (Олександровська і Богдановська ділянки); 5-Нікопольського (карбонатна руда Марьєвської ділянки).

Рисунок 2.2 - Залежність вмісту Mn і Р, пов'язаного з марганцевими мінералами, в продуктах збагачення митої руди родовищ.

Таблиця 2.1 - Вихід продуктів, вміст і витягання марганцю і фосфору при промиванні руд Нікопольського родовища

Продукти промивання	Вихід продукту,%	Вміст, %		Витягання, %		P/Mn
		Mn	P	Mn	P	
Проба №1						
Мита руда	62,9	37,2	0,24	88,1	62,0	0,0065
Шлам	37,1	8,5	0,25	11,9	38,0	0,0295
Початкова руда	100,0	26,5	0,244	100,0	100,0	0,0092
Проба №2						
Мита руда	72,2	40,3	0,225	81,9	75,5	0,0056
Шлам	27,8	23,2	0,190	18,1	24,5	0,0082
Початкова руда	100,0	35,6	0,215	100,0	100,0	0,0061

Певний інтерес представляє розподіл фосфору між продуктами збагачення митої руди при виділенні марганцевих концентратів гравітаційним методом. В результаті збагачення промитої руди фосфор тільки перерозподіляється між сортами концентратів, а значення величини відношення фосфору до марганцю залишається високим.

Таким чином, в результаті збагачення марганцевих руд фізичними методами (промивання і відсадження) має місце значна міра дефосфорації, проте разом з цим спостерігаються великі втрати марганцю з шламами, що становлять близько 30%.

2.3. Технологічні процеси виробництва шлаку малофосфористого передільного

2.3.1. Виплавка шлаку малофосфористого передільного

Основне призначення процесу - отримання з окисних марганцевих концентратів передільного високомарганцевого шлаку з дуже низьким вміс-

том фосфору і заліза. Разом з цим попутно вирішується завдання зниження концентрації домішок кольорових металів (Ni, Cu, Co та ін.) в шлаку до рівня, що забезпечує отримання стандартного силікомарганцю.

Фізико-хімічна суть процесу отримання шлаку малофосфористого передільного полягає у відновленні вуглецем оксидів фосфору і домішок кольорових металів і переводі їх в, так званий, попутний метал, що є високофосфористим (2-4% Р) вуглецевим феромарганцем. Продуктами плавки є передільний малофосфористий шлак і попутний метал.

По хімічному складу шлаку малофосфористого передільного (ШМП) повинен задовольняти технічним умовам приведеним в таблиці 2.2.

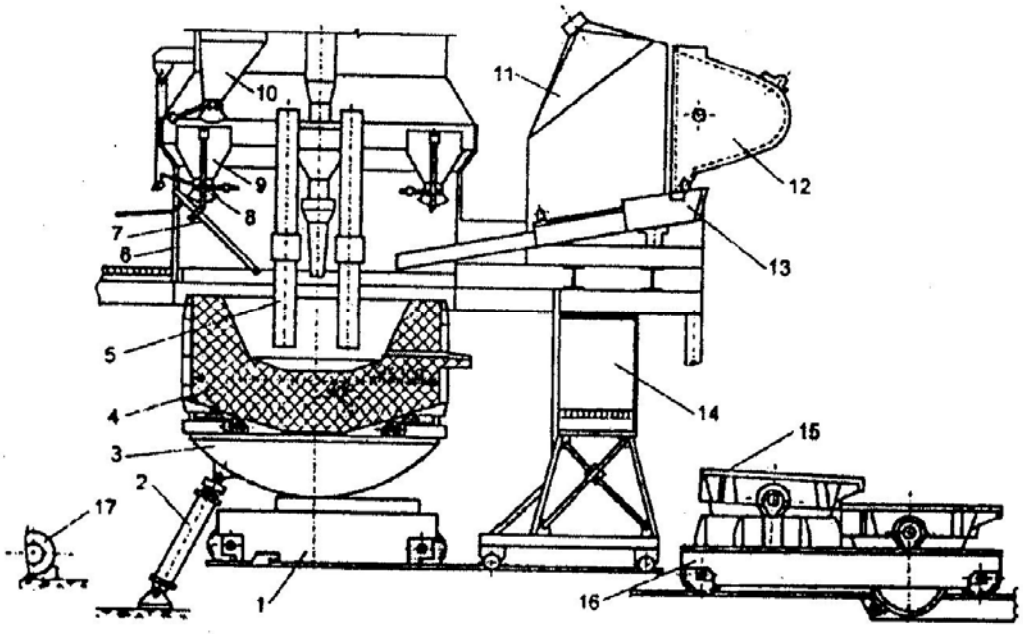
Таблиця 2.2 - Хімічний склад шлаку малофосфористого передільного

Марка	Вміст, %	
	Mn, не менше	P, не більше
ШМП - 45	45	0,017
ШМП - 47	47	0,013

Необхідність вводу в технологічну схему цього електрометалургійного збагачення високосортних окисних марганцевих концентратів обумовлена; передусім, високим вмістом фосфору в початковому марганцевому концентраті. Стандартний силікомарганець по фосфору можна отримати за умови, що питомий вміст фосфору в марганцеворудній сировині складає не вище 0,0002-0,00025%.

Шлак малофосфористий передільний виплавляють в печах РКО-7 з ванною (рис. 2.3) викочування [24].

З пониженням вмісту марганцю в сировині (шлаку) допустима концентрація фосфору має бути нижче. Чим менше вміст MnO в шлаку, тим менше міра витягання марганцю в сплав при практично постійному переході фосфору.



1-візок викочування ванни печі; 2-гідроциліндр механізму нахилу печі; 3-люлька; 4-периклазове футерування ванни печі; 5-графітовані електроди; 6-штори з витяжною парасолькою; 7-завантажувальний лоток; 8-затвор щелепний; 9-проміжний бункер; 10-пічний бункер; 11-камера з витяжною парасолькою; 12-ковш з малофосфористим шлаком; 13-желоб заливний; 14-тележка горнового майданчика; 15- ківш для прийому металу; 16-ковшевий візок; 17-лебідка.

Рисунок 2.3 - Рафінировачна електропіч потужністю 7 МВА з ванною викочування.

Це змушує оцінку якості малофосфористого шлаку, виплавленого з використанням марганцевого концентрату різних сортів, робити не лише за абсолютним вмістом фосфору, але і по питомому, такому, що враховує вміст фосфору і марганцю.

2.3.2. Шихтові матеріали

Рудна частина шихти складається з агломерату або суміші агломерату і марганцевого концентрату; кількість концентрату в шихті може доходити до 30%. В якості відновника застосовують кокс-горішок у кількості 4-5% від

маси рудної частини шихти. Для поглинання відновленого фосфору в шихту додають близько 4% сталевої або чавунної стружки. Кількість попутного високофосфористого сплаву складає 9-10% від маси шлаку.

Підготовка сумішей робиться об'ємним способом, коли краном по черзі забирається вказана кількість грейферів відповідної марганецьвмісної сировини, задається для просушування і змішення в піч, потім розсипається по усій площі приямка. Перемішана марганецьвмісна суміш забирається вертикальними зрізами і вивантажується у бункери дозувальних вузлів.

Марганецьвмісні суміші, з використанням імпортних руд, готуються в процесі дозування. Задані співвідношення затверджуються заступником технічного директора по виробництву залежно від наявності сировини і поставлених технологічних завдань його використання.

За відсутності запасу підсушеного марганцевого концентрату, із-за обмежень в споживанні природного газу, для виробництва сплаву застосовуються марганецьвмісні суміші, що складаються з марганцевих концентратів, агломерату і скрапів від виробництва сплаву. Старший майстер встановлює співвідношення матеріалів для підготовки цих сумішей, при цьому вміст вологи в них не повинен перевищувати 10%.

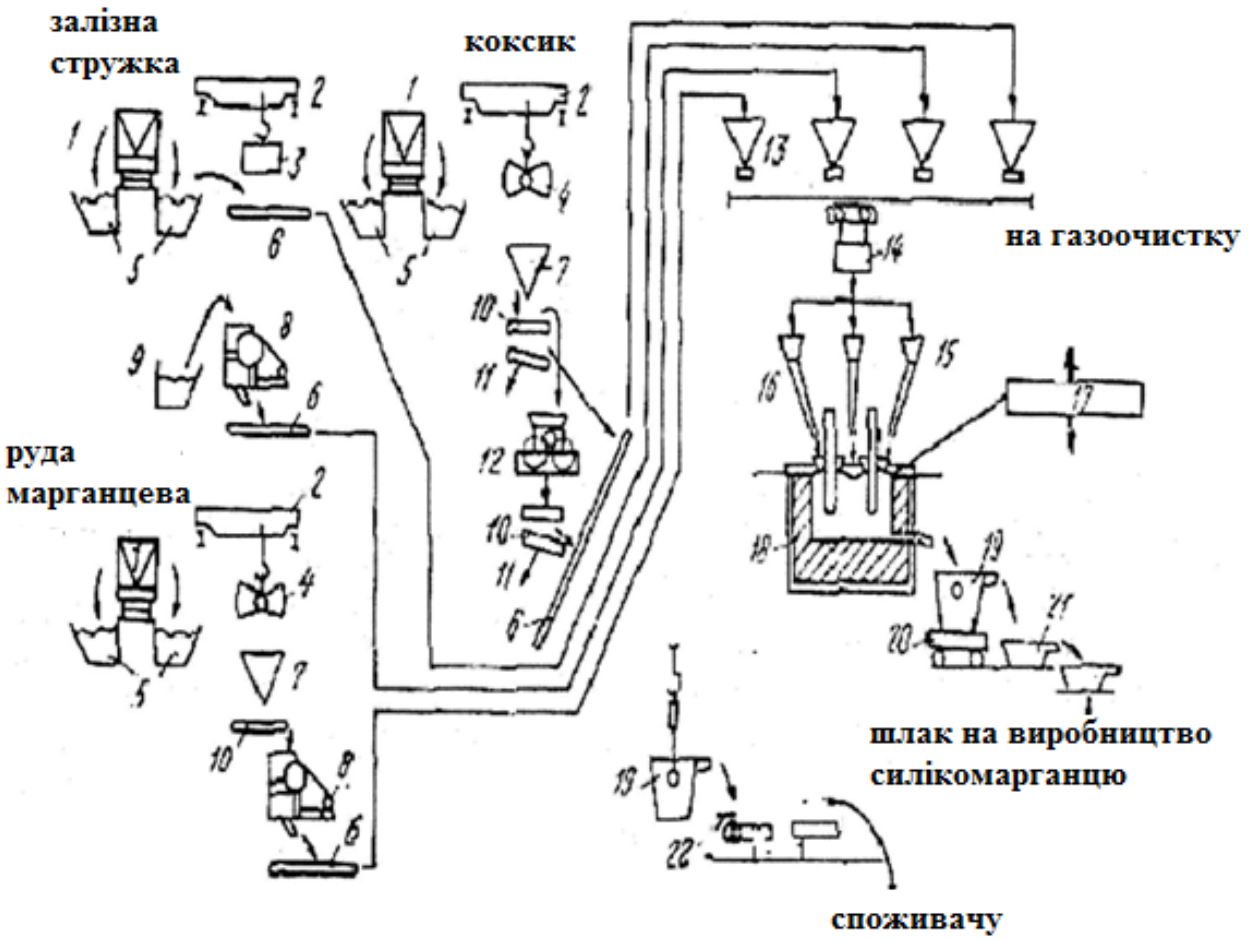
Вуглецеві відновники поступають у вагонах і зберігаються по видах в окремих приямках (засіках).

Вуглецеві відновники інших видів і марок повинні відповідати вимогам відповідних технічних і контрактних умов, які мають бути надані до початку їх використання.

Сталева стружка (довжина витка не більше 50мм) і окалина подається підготовленою на залізничній платформі, в коробах автомашиною або поступає у вагонах і вивантажується в окремий приямок (засік).

Вапно (вапняк) подається в склад шихти в залізничних вагонах.

При зберіганні шихтових матеріалів не допускається забруднення їх сторонніми домішками.



1-з/д вагон; 2-кран бруківки; 3-магнітна шайба; 4-грейфер; 5-закрома; 6-пластинчатий живильник; 7-бункер; 8-щічна дробарка; 9-закрома для повернень власного виробництва; 10-грохот; 11-відсіви; 12-дробилка; 13-дозувальний бункер зтрясковим живильником; 14-дозувальний візок; 15-пічні бункери; 16-труботечка; 17-газоочищення; 18-рафінувальна піч; 19-ковш для сплаву; 20-тележка; 21-шлаковня; 22-подони.

Рисунок 2.4 - Апаратурно - технологічна схема виробництва шлаку малофосфористого передільного.

Колоша шихти складається в наступному порядку: на початку зважується коксик, відходи, марганцева сировина, стружка. Причому, стружка підшихтовується на пічному майданчику в цебер. Порядок зважування шихтових матеріалів встановлюється старшим майстром цеху.

Дозована шихта подається в цебрі краном в пічні кишені. У кожну кишеню вивантажується по 2-3 колоші, останнє навішування в кишеню завантажується після витрачення попереднім.

2.3.3. Фізико-хімічні основи отримання малофосфористого шлаку

Більш високу спорідненість марганцю к кисню (MnO) порівняно з фосфором (P_2O_5) та залізом (FeO) дозволяє шляхом селективного відновлення фосфора та заліза в вуглецевідновній плавці з регламентуючою кількістю коксика в шихті забезпечити високу ступінь переходу заліза та фосфору з окисного концентрату (таблиця 2.3).

Таблиця 2.3 - Розподіл елементів між продуктами плавки при виплавці малофосфористого шлаку з окисного концентрату сорту А

Елемент	Переходить, %		
	В сплав	В шлак	В ульот
Mn	5	90	5
P	65	5	30
Fe	90	10	-
Si	0,5	95	4,5

В процесі виплавки шлаку марганець в кількості 10-15% втрачається в ульот та з попутним металом, а інша кількість залишається в шлаку.

Труднощі отримання сплаву необхідного складу, незважаючи на термодинамічну вірогідність протікання процесу, складаються в складному характері взаємодії корольків попутного металу зі шлаком при осадженні їх на подину. Швидкість опускання корольків попутного високофосфористого металу в першому наближенні може бути визначена по відомому рівнянню Стокса, згідно якого швидкість опускання корольків металу збільшується зі зменшенням в´язкості шлаку.

При русі каплі попутного металу протікають складні фізико-хімічні процеси взаємодії компонентів зі шлаком. Коагуляція капель фосфористого металу визначається, за інших рівних умов, міжфазовим натягом (σ) окисний розплав-рідкий метал. Чим більше значення величини σ, тим більша зміна термодинамічного потенціалу, оскільки убуток його прямо пропорційно

міжфазовомунатягута зменшення поверхні розділу фаз (S):

$$d\Delta G_T^0 = \sigma dS. \quad (2.4)$$

Необхідно забезпечити максимальне відновлення Р та Fe шлаку в металеву фазу при мінімальному розвитку процесу відновлення марганцю, та також створити сприятливі термодинамічні та кінетичні умови для осадження корольків попутного металу.

Фосфати кальцію, заліза та других елементів зустрічаються порівняно рідко у вигляді одиничних зерен.

Для успішної дефосфорації марганцеворудної розплаву температура повинна бути достатньо високою, щоб забезпечити відновлення фосфору, заліза та хорошу рідкоплинність шлаку, ті разом з цим не повинна перевіщувати деякої верхньої межі, за котрою починається інтенсивне відновлення та ульот марганцю. Це положення підтверджується наведеними в таблиці 2.4 даними о вмісті марганцю та фосфору в шлаку в залежності від питомої витрати електроенергії.

Таблиця 2.4 - Показники якості малофосфористого шлаку та питомої витрати електроенергії

Показник, %	Витрата електроенергії, квт·год/т			
	1100	1217	1356	1420
Вміст в шлаку:				
марганцю	49,1	49,3	47,4	46,2
фосфору	0,022	0,017	0,014	0,012
Відношення				
(P) (Mn)·10^{-5}	45	35	29	26

Відновлене залізо та марганець взаємодіють з фосфором, утворюючи термодинамічні міцні фосфіди.

В ряду робіт, в тому числі в дослідженнях О.В. Курнушко та інших, приймається, що теплота утворення фосфідів марганцю значно вище теплоти

утворення фосфідів заліза [15]. Методом однотипових з´єднань знайшли, що теплоти утворення фосфідів марганцю в 1,4 разу вище відповідних величин для фосфідів заліза.

Разом з цим відомо, що теплота утворення силіцидів марганцю нижче, чим теплота утворення силіцидів заліза, що свідчать дані, приведені в таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 - Теплоти утворення силіцидів, кДж/моль

Силіцид	Me_3Si	Me_5Si_5	MeSi	$MeSi_2$
Марганцю	8,28	43,2	14,5	-
Заліза	18,8	58,4	19,2	19,2

Теплота утворення моно фосфіду заліза рівна – 29 *кДж/моль*. Тоді теплота утворення монофосфіда марганцю може бути найдена з співвідношення:

$$\frac{\Delta H^0_{FeSi}}{\Delta H^0_{MnSi}} + \frac{\Delta H^0_{FeP}}{\Delta H^0_{MnP}}, \frac{-19,2}{-14,5} = \frac{-29}{\Delta H^0_{MnP}}, \qquad (2.5)$$

звідки:

$$\Delta H^0_{MnP} = -\frac{14,5 \cdot 29}{19,2} = -21,95\, кДж/моль,$$

що близько к розрахунковим даним Б.П. Бурильова (-19 *кДж/моль*) [24]. За експериментальними даними С.О. Щукарева величина $\Delta H^0_{MnP} = -23 \pm 0,1\, кДж/моль$ [20]. Приведені чисельні значення переконують, що прийнята О.В. Курнушко величина $\Delta H^0_{MnP} = 1,4 \cdot \Delta H^0_{FeP} = 1,4 \cdot (-29) = -44,6\, кДж/моль$ завищена більш чим в 2 рази. В зв´язку з цим термодинамічні розрахунки О.В. Курнушко по дефосфорації марганцевих рудних розплавів потребують уточнення.

При умові, що система Mn-Fe аналогом системи Fe-P, авторами з Б.І. Ємліним, В.Ф. Горбачовим та В.О. Лізогуб були зроблені термодинамічні розрахунки значень теплоти розчинення в системах Mn-P, Fe-P та визначені активності фосфору в марганці та залізі.

При математичному описі кривих залежності інтегральної системи зміщення (ΔH^0_{Me-P}) від мольної долі фосфору (N_P) в системах Mn-P та Fe-P отримано наступні вираження:

$$\Delta H^0_{Fe-P} = -49{,}6 \cdot (1 - N_P)^2, \tag{2.6}$$

$$\Delta H^0_{Mn-P} = -46{,}0 \cdot (1 - N_P)^2. \tag{2.7}$$

Після відповідних розрахунків з урахуванням граничних умов (N_P=0, N_P=1), були отриманні формули для визначення парціальної мольної ентальпії (ΔH_{Me-P}):

$$\Delta \overline{H}_{Fe-P} = -49{,}6 \cdot (1 - N_P)^2, \tag{2.8}$$

$$\Delta \overline{H}_{Mn-P} = -46{,}0 \cdot (1 - N_P)^2. \tag{2.9}$$

При підстановці цих рівнянь в формулу для визначення коефіцієнта активності:

$$\ln f^0 = \frac{\Delta \overline{H}_{Me-P}}{RT}, \tag{2.10}$$

та приймаючи, що величина ΔH_{Me-P} не залежить від температури, знаходимо вираження для визначення коефіцієнта активності:

$$\lg f^0_{P(Fe-P)} = -\frac{49{,}6\cdot(1-N_P)^2}{4{,}575T}, \tag{2.11}$$

$$\lg f^0_{P(Mn-P)} = -\frac{46{,}0\cdot(1-N_P)^2}{4{,}575T}. \tag{2.12}$$

Звідки активність фосфору в залізі та марганцю:

$$\lg a_{P(Fe-p)} = -\frac{49{,}6\cdot(1-N_P)^2}{4{,}575T} + \lg N_P, \tag{2.13}$$

$$\lg a_{P(Mn-p)} = -\frac{46{,}0\cdot(1-N_P)^2}{4{,}575T} + \lg N_P \ . \tag{2.14}$$

Наявність окислів заліза в марганцевих концентратах полегшує дефосфорацію рудного марганцевого розплаву. Більш успішний розвиток процесу дефосфорації в присутності окислів заліза вбачають лише тільки в появі корольків заліза, який відновлюється при більш низькій температурі ніж марганець. При цьому не враховувалась більш міцніша термодинамічна міцність фосфідів заліза в порівнянні з фосфідами марганцю. Таким чином, позитивний вплив заліза на процес дефосфорації проявляється не тільки в більш ранньому відновленні його окислів, але і в утворенні термодинамічно міцних розчинів. Саме ці два фактори пояснюють ефективний вплив підвищенного вмісту окислів заліза в концентратах або введеного в шихту разом з окалиною залізорудного концентрату, що вперше було рекомендовано С.І. Хітриком та Ю.В. Беліковим [14].

Оскільки в концентратах є окисі кальцію, фосфоровмісні аніони переважно будуть зв´язані з іонами кальцію. Приймаючи, що ций зв´язок відповідає термодинамічному зв´язку фосфору в фосфаті кальцію, процес дефосфорації можна записати так:

$$(Ca_3P_2O_8) + 5C + 3(SiO_2) = 2P + 3(CaO \cdot SiO_2) + 5CO \ . \qquad (2.15)$$

Оксид кремнію (IV), що міститьсяв розплаві підвищує активність P_2O_5 внаслідок протікання реакції:

$$Ca_3P_2O_8 + 3SiO_2 = 3(CaO \cdot SiO_2) + (P_2O_5) \ . \qquad (2.16)$$

Теоретичну температуру відновлення P_2O_5 при наявності в розплаві SiO_2 нижче чим в випадку його відсутності. Таким же чином діє і Al_2O_3, хоча його дія вважається більш слабкою в зрівнянні з дією SiO_2. З практики виробництва електротермічного фосфору з фосфатів відомо, що при заміні Al_2O_3 на SiO_2 при температурі 1400 ^oC підвищується вихід фосфору на 6-7%. Таке відбувається в виробництві фосфору в випадку відсутності в окисному розплаві закису марганцю.

2.3.4. Виплавка малофосфористого передільного шлаку з введенням в шихту відходів коксохімічних заводів

Виплавка стандартних по фосфору марганцевих феросплавів обумовлює використання для їх виробництва малофосфористого марганцевого шлаку. При цьому усі основні техніко-економічні показники процесу (продуктивність печі, питома витрата електроенергії і шихтових матеріалів) багато в чому визначаються якістю вживаного передільного марганцевого шлаку.

Питання підвищення якості малофосфористого марганцевого шлаку традиційно пов'язані з вибором ефективних розріджувачів, які забезпечують досить повний розподіл шлакової і металевої фаз в ході плавки, швидше осадження корольків попутного металу.

Відомий спосіб отримання малофосфористого шлаку в електропечах потужністю 5 МВА шляхом завантаження і одночасного проплавлення марганцевих концентратів з вуглецевим відновником і флюсами (кварцитом і відвальним шлаком товарного силікомарганцю), селективного відновлення заліза і фосфору, випуску шлаку з печі.

Недоліками відомого способу є низька якість отримуваного малофосфористого шлаку за вмістом фосфору і кремнезему, а також висока питома витрата відновника - коксика.

Мета роботи - зниження вмісту фосфору, кремнезему і підвищення вмісту марганцю в шлаку, зниження питомих витрат електроенергії, марганцевого концентрату і вуглецевого відновника при виробництві шлаку.

Поставлена мета досягається тим, що після проплавлення шихти і часткового відновлення шлакового розплаву до вмісту фосфору 0,025-0,030%, в розплав задають відходи вуглезбагачення у кількості 9-13% від ваги розплаву.

Використання відходів вуглезбагачення дозволяє додатково вирішувати питання, пов'язані з комплексним використанням відходів вуглезбагачення, цінної мінеральної сировини, що містить вуглецевий відновник у вигляді зростків вугілля з породою. Відходи вуглезбагачення за даними Запорізького коксохімічного заводу мають хімічний склад наведений в таблиці 2.6.

Вказані відходи коксохімічних заводів не використовуються і йдуть у відвал.

Введення в шлаковий розплав оксидів лужних металів дозволяє зменшити в'язкість малофосфористого марганцевого шлаку і понизити в шлаку вміст SiO_2. Підвищення в шлаку вмісту Al_2O_3та S також сприяють зниженню в'язкості шлаку.

Застосування відходів вуглезбагачення дозволяє отримати якісніший шлак за вмістом фосфору і кремнезему.

Таблиця 2.6 – Хімічний склад відходів вуглезбагачення

Склад порожньої породи	%
SiO_2	60-70
Al_2O_3	15-17
FeO	7-10
CaO	1,0-1,5
MgO	0,7-1,0
P	0,02-0,06
Na_2O	2,0-3,5
K_2O	2,0-3,5

Відмітною особливістю електрометалургійного перепаду марганцевих концентратів для отримання малофосфористого марганцевого шлаку є необхідність після розподілу в період протікання відновного процесу:

$$P_2O_5 + 5C = 2P + 5CO, \quad (2.17)$$

отримання рідкоплинного шлакового розплаву для, як можна повнішого, розподіли шлаку і частинок високофосфористого попутного металу, що утворилися.

Тому введення після проплавлення шихти і часткового відновлення фосфору до 0,025-0,030% в розплав відходів вуглезбагачення, що містять вуглець і флюсуючі оксиди, дозволяє прискорити відновний процес і розподіл попутного металу і шлаку. Це у свою чергу дозволяє підвищити якість шлаку за вмістом фосфору і SiO_2, понизити питому витрату відновника і підвищити в цілому техніко-економічні показники процесу.

Промисловими плавками встановлено, що введення в шлаковий розплав відходів вуглезбагачення більше 13% призводить до росту SiO_2 в шлаку до 27% і зниженню в ньому марганцю, що негативно позначається на наступному переділі. Зниження відходів вуглезбагачення, що вводяться, менше 9%

призводить до підвищення в'язкості шлакового розплаву, що негативно позначається на якість шлаку і не дозволяє понизити питому витрату відновника і електроенергії. При проплавленні першої частини шихти найдоцільніше понизити вміст фосфору в шлаку тільки до 0,025-0,030%. За цієї умови додаткове введення в шлаковий розплав відходів вуглезбагачення, що містять вуглець і флюсуючі оксиди (SiO_2, Al_2O_3, Na_2O, K_2O, SO_3), дозволяє якнайповніше здійснити довідновлення шлаку з одночасним його розрідженням.

У промисловій електропечі потужністю 5,0 МВА провели випробування з метою отримання малофосфористого шлаку за відомою і пропонованою технологією. Отримані показники приведені в таблиці 2.7.

В ході проведення дослідної кампанії відбирали проби повітря на плавильному майданчику і майданчику горнових. Як показали результату аналізу, концентрації SO_2 у відібраних пробах складає 0,4 - 0,5 мг/м^3, що знаходиться на рівні вмісту SO_2 в повітрі за звичайною технологією і значно менше гранично допустимою концентрацією.

Таблиця 2.7 - Технологічні показники плавки малофосфористого передільного шлаку

Показники	Цехова технологія	Дослідний спосіб	Зміна, %
Кількість плавок	56	50	11
Витрата на 1 баз. т.:			
Марганцевий концентрат, кг	1106	1060	4,2
Відвальний шлак силікомарганцю, кг	92	91	1,1
Кварцитова дрібниця, кг	110	-	-
Відходи коксохімічного заводу, кг	-	130	-
Коксик, кг	81	58	28,4
Електроенергія, кВт·год	1240	1170	5,6
Витягання Mn, %			4,2
Склад ШМП, %			
Mn	46,5	47,5	2,2
P	0,014	0,010	28,6
SiO_2	26,5	23,5	11,3

Отримані дані свідчать, що застосування відходів кокосохімічного заводу в шихту для виплавки марганцевого шлаку передільного дозволило істотно поліпшити його якість.

2.4. Технологічні особливості виплавки силікомарганцю МнС17 з вмістом фосфору менше 0,35%

2.4.1. Шляхи підвищення якості силікомарганцю МнС17

Однією із актуальних задач, яка стоїть перед феросплавним виробництвом є підвищення якості марганцевих феросплавів, насамперед зниження вмісту в них фосфору. Особливу значимість це питання набуває на даний час в умовах постійного погіршення якості марганцевої сировини.

Відомо, що фосфор який міститься в сировині майже на 90% переходить в сплав навіть при 10%-ому відновленні марганцю. По ходу плавки вміст фосфору в металі зменшується розбавленням його відвовлювальним марганцем і кремнієм. При існуючій технології виробництва силикомарганцю СМн17Р вилучення марганцю в сплав складає близько 76%, при цьому фосфору в металі вміщується приблизно біля 0,5%, і сплав не відповідає вимогам ДСТУ 4756-77, який обмежує вміст фосфору в сплаві до 0,35%.

Очевидним шляхом зниження вмісту фосфору в металі є підвищення вилучення марганцю, що може бути досягнуто освоєнням технології виплавки силікомарганцю з підвищенням вилучення марганцю, що може бути досягнуто освоєнням технології виплавки силікомарганцю з підвищенням до 24-33% вмісту кремнію.

Дослідженнями встановлено, що при виплавці такого силікомарганцю (рис. 2.5) модуль фосфору (P/Mn) в силікомарганці марок СМн26Р та

СМн30Р на 8-10% нижче, ніж в СМн17Р. Тому для зниження фосфору в металі виплавка висококремністого силікомарганцю є перспективним направ-ленням.

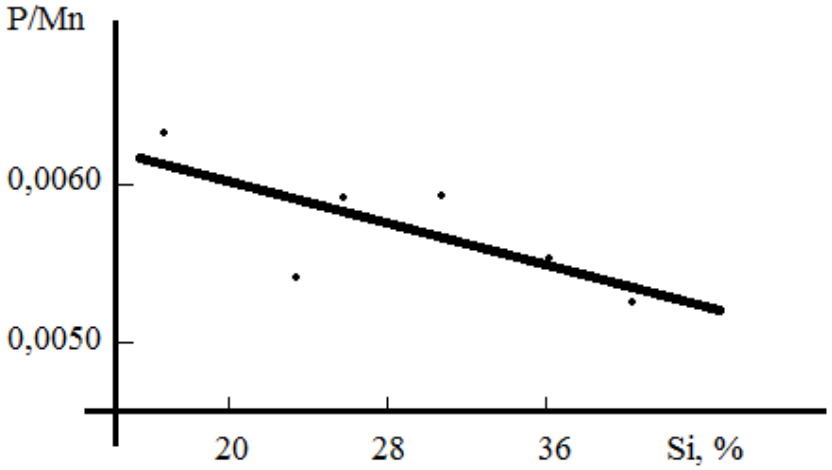


Рисунок 2.5 - Залежність величини модуля фосфору в силікомарганці від вмісту в ньому кремнію.

Таким чином, з метою підвищення якості марганцевих феросплавів і зниження в них шкідливих домішок вельми перспективним представляється виробництво силікомарганцю з підвищенням (до 33%) вмістом кремнію.

2.4.2. Фізико-хімічні основи отримання феросилікомарганцю

Феросилікомарганець є багатокомпонентним сплавом системи Mn - Si - Fe - C - P. Вміст вуглецю в ньому залежить від концентрації крем-нію: чим більше кремнію в сплаві, тим нижче розчинність в сплаві вуглецю. Це пояснюється вищою термодинамічною міцністю силіцидів в порівнянні з карбідами марганцю. Вплив вмісту кремнію і вуглецю на активність марган-цю в системі Mn - Si - C показане на рис. 2.6.

Внаслідок більшої термодинамічної міцності зв'язків Mn - Si, чим Mn - C, при збільшенні добавок кремнію відбувається розрив менш міцних зв'язків Mn - C з виділенням вуглецю у вигляді вільного графіту або карбіду кремнію. Фазовий аналіз зразків сплавів системи Mn - $C_{нас}$ показав, що до 23,48% Si рівноважним є графіт, а зверху - карбід кремнію. При 23,48% Si сплав представлений силікокарбідом власної структури, що містить до 0,15-0,20% C, знаходиться в рівновазі з вуглецем і карбідом кремнію.

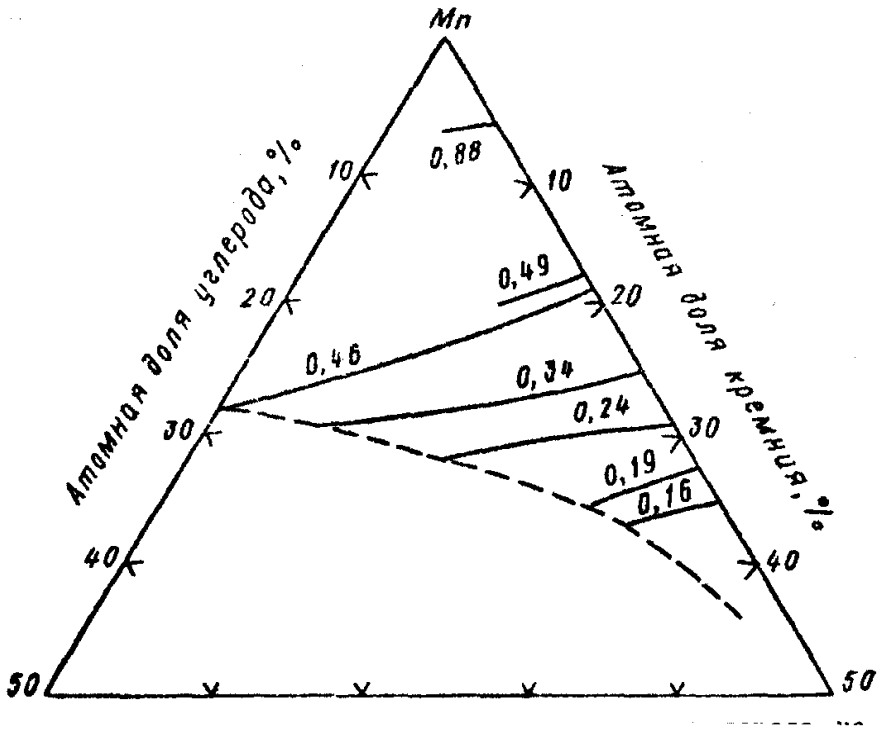


Рисунок 2.6 - Вплив концентрації кремнію і вуглецю на активність марганцю в системі Mn - Si - C.

Утворення стандартного по кремнію сплаву відбувається у напрямі поступового збагачення вуглецевих часток металу відновлюваним кремнієм, внаслідок чого постійно змінюється склад часток сплаву. Це утрудняє точний опис хімічної суті процесу отримання феросилікомарганцю за допомогою стехіометричних реакцій. В зв'язку з цим нижче показана послідовність хімізму стадій складного процесу утворення феросилікомарганцю. На першій стадії розвиваються процеси відновлення вищих оксидів марганцю агломера-

ту за участю монооксиду вуглецю, а потім оксиду марганцю MnO по реакції прямого відновлення до карбіду:

$$(MnO)+(1-X)C \rightarrow MnC_x+CO; \quad \Delta G^o_т=196293-123,0T. \qquad (2.17)$$

Умови $\Delta G^o_т=0$ виконується при р=101 кПа і Т=1597 К. У зоні високих температур помітний розвиток отримує реакція відновлення кремнезему. Наявність металевого розплаву термодинамічно полегшує процес відновлення кремнію:

$$SiO_2+2C=Si+2CO; \qquad \Delta G^o_т=669730-366,6T \qquad (2.18)$$

і утворення феросилікомарганцю, що може бути описано хімічною схемою:

$$(SiO_2)+2C+[MnC_x]=[Mn\text{-}Si\text{-}C_x]+2CO\ . \qquad (2.19)$$

Теоретична температура початку протікання цієї реакції визначається вмістом кремнію в сплаві. У загальному вигляді процес отримання феросилікомарганцю можна представити сумарною реакцією:

$$(MnO)+(SiO_2)+(3+X)C=[Mn]+[Si]+X[C]+3CO, \qquad (2.20)$$

$$\kappa_{Mn,Si}=\frac{a_{[Mn]}\cdot a_{[Si]}\cdot a_{[C]}\cdot P^3_{CO}}{a_{(MnO)}\cdot a_{(SiO_2)}}\ .$$

При аналізі відновних реакцій виплавки феросилікомарганцю слід мати на увазі, що до 23,5% Si рівноважною фазою з цими сплавами є графіт, тоді як вище 23,5% Si - тільки карбід кремнію. Ця залежність підтверджується експериментально. Таким чином, в насиченому вуглецем розплаві феросилі-

комарганцю можна прийняти a_c=1. Розплави феросилікомарганцю з вмістом кремнію до 23% знаходяться в рівновазі з графітом. Якщо в локальних зонах ванни печі і створюються умови відновлення SiO_2 кварциту до карбіду кремнію, то у контакті з металевою фазою нерівноважний карбід кремнію руйнується. Послідовність процесів взаємодії металевих насичених вуглецем розплавів з карбідом кремнію може бути представлена наступними хімічними схемами [23]:

$$[Mn, Fe]_7C_3+SiC\rightarrow[Mn, Fe]_{14}C_2Si_3+C_{граф.}; \quad (2.21)$$

$$[Mn, Fe]_{14}C_3Si_3+SiC\rightarrow[Mn, Fe]_{13}C_2Si_3+C_{граф.}; \quad (2.22)$$

$$[Mn, Fe]_{13}C_2Si_3+Si\rightarrow[Mn, Fe]_5Si_3C_x+SiC; \quad (2.23)$$

$$[Mn, Fe]_5Si_3C_x+Si\rightarrow[Mn, Fe]Si(C_x)+SiC; \quad (2.24)$$

$$[Mn, Fe]SiC_x+Si\rightarrow[Mn, Fe]_{15}Si_{26}(C_x)+SiC. \quad (2.25)$$

У рудовідновлювальній електропечі при виплавці феросилікомарганцю не створюються сприятливі умови для утворення чистого кремнію, тому три останні реакції носять умовний характер. Ймовірніше, що підвищення концентрації кремнію в сплаві досягається завдяки відновленню кремнію на межі розділу фаз оксидний насичений кремнеземом шлаковий розплав - вуглецевий відновник, а також внаслідок взаємодії вуглецю, розчиненого в перших краплях сплаву, з SiO_2 за схемою:

$$[Mn, Fe]C_xSi_y+SiO_2\rightarrow[Mn, Fe]_{13}C_2Si_3+[Mn, Fe]_5Si_3C_x+CO. \quad (2.26)$$

Аналіз багатошлакової системи при виплавці феросилікомарганцю показує, що масовий вміст в шлаку 46-48% SiO_2 близько до насичення і, отже, $a_{SiO2}=1$. Враховуючи, що процес ведеться при атмосферному тиску ($p_{co}=0,1$ МПа), характеристика рівноваги сумарної реакції матиме вигляд:

$$K_{Mn,\,Si}=a_{[Mn]}a_{[Si]}/a_{(MnO)}=[Mn]f^{\Sigma}_{Mn}[Si]f^{\Sigma}_{Si}/(MnO), \qquad (2.27)$$

де [Mn] і [Si] - масовий вміст марганцю і кремнію в сплаві, %;

(MnO) - масовий зміст MnO в шлаку, %;

f^{Σ}_{Mn}, f^{Σ}_{Si}, f^{Σ}_{MnO} - коефіцієнти активності марганцю, кремнію в сплаві і MnO в шлаку з урахуванням впливу інших компонентів сплаву і шлаку [18].

Кислий шлак формується з домішкових оксидів марганцевої сировини, кварцитів і золи відновника і містить 47-49% SiO_2; 18-20% MnO; 12,2-14% CaO; 7-8% Al_2O_3; 2,9-3,1% MgO. Шлак має низьку електричну провідність і високу в'язкість.

Однією з головних шкідливих домішок майже в усіх видах феросплавів являється фосфор. Тому одним із завдань електрометалургії феросплавів є застосування початкової рудної сировини із строго регламентовано низьким вмістом фосфору. Необхідність отримання низькофосфористого феросиліко-марганцю обумовлена тим, що фосфор має меншу спорідненість до кисню, чим більшість провідних елементів. Як відомо, фосфор розчинений в залізі може бути окислений за реакцією:

$$2[P]_{Fe}+5(FeO)+(4CaO)=(4CaO\cdot P_2O_5)+5[Fe], \qquad (2.28)$$

оскільки хімічна спорідненість фосфору до кисню вища, ніж у заліза. Здійснити дефосфорацію феросилікомарганцю обробкою його розплаву компонентами, що містять кисень, термодинамічно ускладнено. Це зобов'язує ретельно підбирати сировинні матеріали з допустимим вмістом фосфору. За відсут-

ності відповідних низькофосфористих концентратів початкова мінеральна сировина заздалегідь піддається дефосфорації.

Фосфор має температуру плавлення 317 К і температуру кипіння 530 К. Якщо оцінити можливу поведінку чистого фосфору у високотемпературних відновних процесах отримання феросилікомарганцю по його температурі кипіння, слід було б помилково припустити, що проблема виробництва низькофосфористого феросилікомарганцю легко вирішувана. Проте, відновлюваний в ході феросплавних процесів фосфор з шихтових компонентів утворює дуже термодинамічно міцні з'єднання фосфіди, що супроводжується практично повним переходом фосфору у феросилікомарганець, що виплавляється.

З марганцем фосфор утворює наступні фосфіди: Mn_3P, Mn_2P, Mn_3P_2, MnP. Реакція взаємодії фосфору з марганцем супроводжується великою зміною енергії Гіббса і характеризується наступними значеннями функції $\Delta G^o_т(T)$, Дж/моль:

$$3Mn_р+P_р=Mn_3P_р, \qquad \Delta G^o_т(Mn_3P)=190820+28,6T. \qquad (2.29)$$

$$2Mn_р+P_р=Mn_2P_р, \qquad \Delta G^o_т(Mn_2P)=-185050+31,1T. \qquad (2.30)$$

З цих даних виходить, що фосфіди марганцю мають високу термодинамічну міцність. Оскільки марганець характеризується вищою хімічною спорідненістю до кисню, то видалити фосфор з рідкого феросилікомарганцю окислювальною дефосфорацією неможливо. У розплавах системи Mn - P має місце сильна міжчасткова взаємодія марганцю з фосфором, що характеризується значним негативним відхиленням від закону Рауля. Досліджена активність фосфору в рідкому марганці при 1593 К. Пониження концентрації фосфору в марганці з 15 до 0,5% супроводжується зменшенням його активності з 0,041 до $3\cdot10^{-5}$ при одночасному збільшенні активності марганцю з 0,59 до 0,98.

Концентраційна залежність коефіцієнтів активності марганцю γ_{Mn} і фосфору γ_p при 1573 К описується рівнянням:

$$\lg\gamma_{Mn}=-4{,}29/[1+0{,}455(X_{Mn}/X_p)]^2; \quad (2.31)$$

$$\lg\gamma_p=18{,}88[1+0{,}455(X_{Mn}X_p)]^{-1}-1+0.455(X^2_{Mn}/X_p)]^{-1}. \quad (2.32)$$

Активність фосфору в рідкому залізі, що містить 1-5% фосфору, при 1873 К має позитивне відхилення від закону Генрі. Парціальна теплота розчинення фосфору ΔH_p в залізі складає - 140 кДж/моль [24].

2.4.3. Виплавка силікомарганця Мн17 с вмістом фосфору менше 0,35%

Техніко-економічні показники виплавки феросплавів багато в чому залежать від фізико-хімічних властивостей використовуваних шихтових матеріалів.

У цьому пункті приведені результати досліджень характеристик якості кремнеземвмісної сировини: кварцитів Тарасовського і Овручського родовищ, кварцу Аджаметського родовища. Встановлений вплив сировини на процес плавки силікомарганця з вмістом фосфору менше 0,35%, розроблена оптимальна технологія виробництва сплаву.

Для вивчення причин різної термічної стійкості матеріалів провели комплекс досліджень із застосуванням термогравіметричного (на дериватографі) і мінералогічного методів аналізу.

При спостереженні за протіканням технологічного процесу плавки виявили різну поведінку кварцитів у верхніх горизонтах печі. Відомо, що тарасовський кварцит інтенсивно розтріскується вже на колошнику, що при-

зводить до відносно раннього розм'якшення шихти, погіршенню газопроникності колошника, інтенсифікації про-цесса утворення шлакового розплаву і, як следст-вие, до зниження техніко-економічних показників роботи печі.

Зразки тарасовського і овручського кварцитів мають характерні для кварцу термограми. При 575 °С проявляється ендотермічний ефект, пов'язаний з трансформацією кварцу, тобто з перебудовою кристалічної решітки; у аджаметского кварцу при 590 °С спостерігається «розмитий» пік, що свідчить про зкритнокристалічну структуру.



Рисунок 2.7 - Деріваторгаф 1000Д (Венгрія).

Декрептограми зразків показали, що найбільша кількість вибухів у тарасовського кварциту (рис. 2.8, а), в сумі 123 імпульси, причому інтенсивність імпульсів різко зростає в інтервалі 350-560 ^{0}С, що відповідає температурі колошника рудовідновлювальної електропечі.

Імпульси вибухів у овручського кварциту і аджаметського кварцу практично відсутні (відповідно 20 і 17 імпульсів, рис. 2.8, б і в). При кімнатній температурі кварцит тарасовського родовища складається із зерен кварцу (осадова порода — кварцеві піщаники) округлої форми пов'язаних між собою серицит-глинисто-халцедоновим цементом. Серицит - тонкочешуйчатий або волокнистий різновид мусковіту - обрамляє окатані зерна кварцу, утворюючи жеодки, заповнені тонковолокнистим халцедоном.

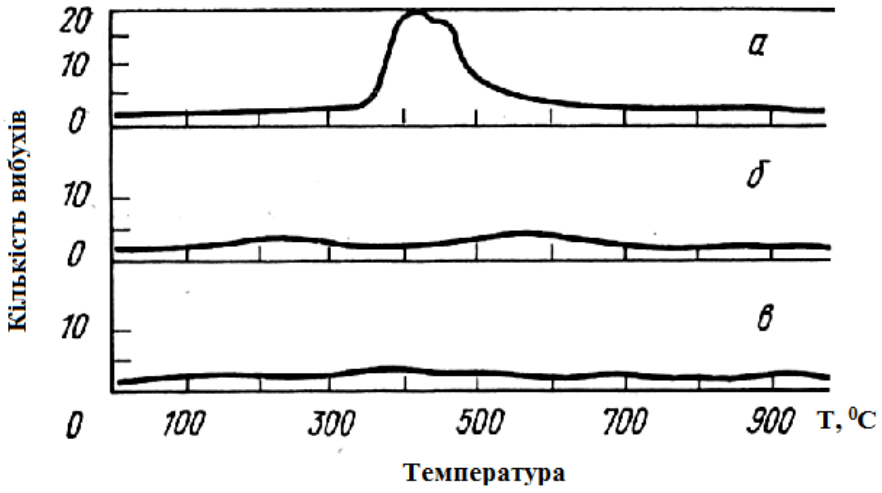
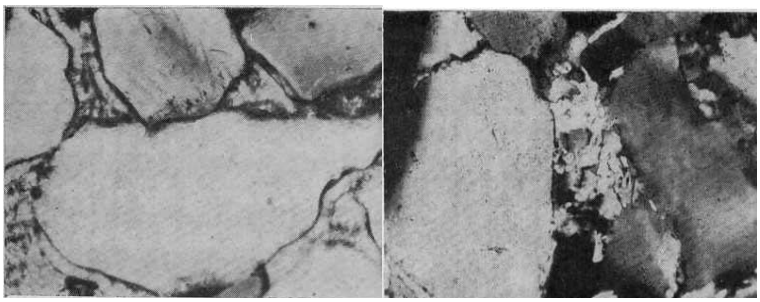


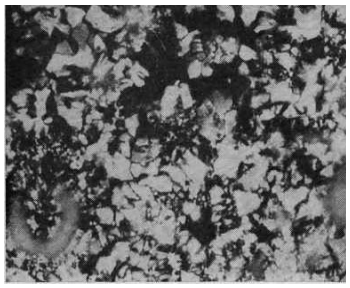
Рисунок 2.8 - Декрептограми тарасовського (а), овручського (б) кварцитів та аджаметського кварцу (в).

При 600 ^{0}С в зернах кварцу тарасовського кварциту виникають тріщини переважно по цементу з одночасним захопленням зерен. Виявляються і сліди від смуг (вакуолі), що були в початковій структурі. При 1000 °С відбувається подальше збільшення розмірів тріщин в цементі і зернах.

Зерна кварцу в овручському кварциті зістиковані без проміжного цементу (рис. 2.9, б). Кварцит є зливною породою гідротермального походження. Близько 5 % структурного об'єму займають окремі включення мусковіту з серицитом. Нагрівання при 300 °С не вносить змін в структуру.



а) б)



в)

а - шлиф тарасовського кварциту (чорні крапки на білому фоні - гази, які оточені рідиною); б - шлиф овручського кварциту; в - шлиф аджаметського кварцу при 600 °С.

Рисунок 2.9 - Мікроструктура зразків (прозорий шлиф), х600.

На мікроструктурі тарасовського кварциту (рис. 2.9, а) видно газорідинні включення в зернах кварцу, сіра ділянка між зернами - цемент. При 300 °С мікроструктура тарасовського кварциту практично не змінюється.

При 600 ^{0}С так само, як і в тарасовському кварциті, в зернах кварцу з'являються тріщини, пов'язані з перетворенням. При цьому мусковіт з серицитом повністю зберігають свою структуру. При 1000 °С мусковіт і серицит зневоднюються. Проте волога, що виділилась, не порушує сплошності структури.

На відміну від кварцитів кварц - продукт перікристалізації спонголітів, що є органогенною породою. При кімнатній температурі в пробах аджаметського кварцу чітко виявляються включення великих розмірів - каолініт. При 600 °С перетворення кварцу не спостерігається (рис. 2.9, в), що підтверджує його скритну кристалічну структуру. Світлосірі утворення в шліфі - причина розкладання каолініту з виділенням значної кількості вологи.

Отримані результати дозволяють зробити висновок, що головною причиною розтріскування деяких різновидів кварцитів, зокрема тарасовського, є

розкриття газорідинних включень, котрі залишаються на дефектах і нерівностях граней кристалів при їх утворенні і рості з мінералоутворюючим середовищем і потім консервуються, покриваючись новими шарами мінералу. Розміри цих включень коливаються в межах 0,005-0,1 мм, а кількість може досягати 102-1016 на 1 $см^3$ мінералу в залежності від швидкості кристалізації [4]. При нагріві до 350-550 °С розчини у включеннях збільшуються в об'ємі і тиск усередині порожнин зростає до значень, що перевищують міцність мінерала, що викликає вибух включень, який супроводиться руйнуванням межзеренних зв'язків. Оскільки процес розвивається від периферії до глибини шматків матеріалу, зовнішні шари шматків кварциту відриваються, що і спостерігається у виробничих умовах на колошнику печі. Процес трансформації кварцу при 575 °С сприяє інтенсифікації руйнування породи, послабляючи кристалічну решітку, оскільки тріщини, що виникають в результаті вибухів порожнин, проходять по цементу і зерну. Починаючи від 575 °С на руйнування матеріалу вирішальний вплив робить підвищення температури.

Руйнування аджаметського кварцу, на відміну від кварцитів, відбувається без різко вираженого розтріскування породи, в результаті розкладання каолініту, що супроводжується виділенням значної кількості вологи.

Дослідження впливу кварцитів Тарасовського і Овручського родовищ і аджаметського кварцу на технологічні показники процесу плавки силікомарганця проводили проводили в трифазній електропечі потужністю 22,5 МВА (рис. 2.10).

У першій серії плавок використовували тарасовський кварцит, в другій серії - овручський кварцит. Інші складові шихти були однаковими (таблиця 2.7). Загальна тривалість кампанії в кожній серії 10 діб.

Використання овручського кварциту, в порівнянні з тарасовським, дозволило скоротити питомуи витрату сировини і електроенергії, збільшити міру вилучення в сплав марганцю і кремнію і зменшити втрати марганцю зі шлаком на 4,2 % (таблиця 2.7).

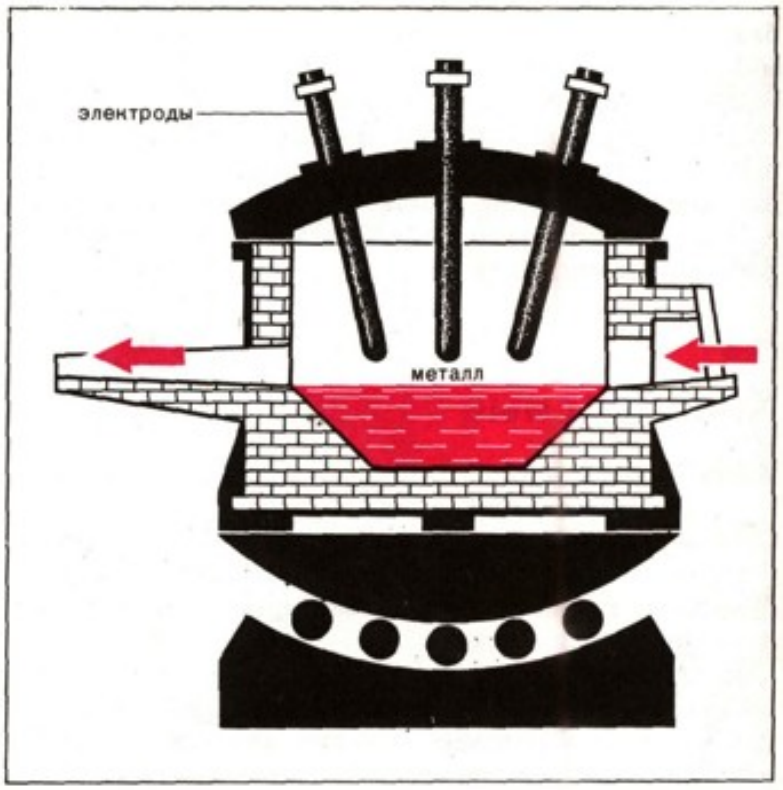


Рисунок 2.10 - Трифазна електропіч з потужністю 22,5 МВА.

Таблиця 2.7 – Основні показники роботи печі потужністю 22,5 МВА за балансовий період виплавки силікомарганця (з розрахунку на 1 базову тонну)

Показники	Одиниці виміру	Серія плавок	
		I	II
Витрата матеріалів:			
марганцевий агломерат	т	0,45	0,43
марганцевий концентрат		0,90	0,86
шлак малофосфористий передільний		0,90	0,86
кварцит		0,50	0,44
коксик		0,53	0,49
Витрата електроенергії	кВт·год/т	14580	13860
Розподіл елементів в сплаві:			
марганець	%	73,0	78,4
кремній		33,7	43,5
Розподіл елементів в шлаці:			
марганець	%	17,8	13,6
кремній		57,5	48,7

Отриманий силікомарганець мав хімічний склад наведений в таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 – Хімічний склад силікомарганцю

Серія плавок	Масова доля, %					
	Si	Mn	C	P	S	Fe
I	18,1	74,7	1,30	0,15	0,028	5,722
II	18,9	74,6	1,22	0,13	0,026	5,124

2.4.4. Технологія виплавки феросилікомарганцю

Виплавка феросилікомарганцю МнС17 з пониженим вмістом фосфору ведеться безперервно. Шихта завантажується в піч самопливно по труботечкам з бункерів. У бункери завантажуються шихтові матеріали, що пройшли підготовку. Зважування шихтових матеріалів на дозувальних вузлах робиться за допомогою ваговимірювальних приладів з допустимою погрішністю ±1,0% і ±0,5%. Завантаження шихти в пічні кишені робиться у міру її витрачання. Облік витрати завантажених калош шихти і кількості матеріалів ведеться по лічильнику.

Неприпустимо проплавлення шихти у воронках, оскільки це розгерметизує піч і приведе до росту температури під зведенням внаслідок підсосу повітря. Схід шихти робиться у міру її проплавлення. При необхідності, добавки шихти для коригування подаються на плавильний майданчик і завантажуються у воронки вручну. У разі зависання шихти у воронках і труботечках робиться шуровка цих ділянок дерев'яними рейками або металевими інструментами з дерев'яного містка.

Нормальна робота печі характеризується наступними ознаками:

- рівномірним сходом печі;

- глибокою стійкою посадкою електродів при заданій потужності печі;

- оптимальною довжиною робочого кінця електроду в межах 2500-2800 мм;

- максимальним використанням потужності печі на цьому ступені напруги;

- тиском під зведенням 0,2-0,4 мм вод. ст. до +2 мм вод. ст;

- температурою газу під зведенням в межах 350-400^{0}С, вимірювана термометрами;

- постійною кількістю газів наступного складу, що відходять: 85-90% СО, не більше 15% CO_2, не більше 8% H_2, не більше 1% O_2;

- розрідженням на початку похилого газоходу не вище 40-80 мм вод. ст., вимірюється тягомірами;

- перепадом розрядки на трубі Вентури в межах 1500-2000 мм вод. стовпа, вимірюється тягомірами;

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

В ході роботи можуть виникнути наступні порушення ходу печі:

- висока посадка електродів;

- низька посадка електродів з втратою струмового навантаження;

- недолік відновника;

- зависання шихти в завантажувальних воронках, утворення настилів у воронках;

- нерівномірний вихід металу і відсутність виходу шлаку;

- зростання розрядки;

- просідання гарнісажа у льотки.

При високій посадці електродів необхідно:

- у разі стійкого підвищення напруги перемкнути піч на нижчий ступінь напругу;

- при надлишку відновника відкоригувати його до норми і вжити заходи для посадки електродів, як виняток допускається дача кварциту у вільному виді;

- при коротких електродах зробити позачергове їх перепускання;

- перевірити правильність дозування шихтових матеріалів.

При низькій посадці електродів з втратою струмового навантаження необхідно:

- підняти ступінь напруги;

- перевірити правильність дозування шихтових матеріалів;

- дати додаткові порції коксу і відкоригувати навішування відновника.

Ознаки недоліку відновника :

- падіння струмового навантаження і її характер, що коливається;

- підвищення в'язкості шлаку, утруднення і припинення його виходу;

- видування газів з випускного отвору під тиском;

- спікання шихти у воронках і на колошнику, поява «свищів»;

- підвищення запиленості колошникового газу, підвищення перепаду тиску під зведенням;

- підвищення водню в газах, що відходять.

Щоб уникнути утворення «козлів» необхідно:

- постійно стежити за якістю шихтових матеріалів і їх відповідності вимогам інструкцій;

- перевірити довжину робочого кінця електроду і вжити відповідні заходи;

- добитися стійкої глибокої посадки електродів.

При нерівномірному виході металу і шлаку необхідно:

- перевірити точність дозування шихтових матеріалів;

- дати додаткові порції коксика і відкоригувати навішування відновника;

- забезпечити стійку глибоку посадку електродів.

При зростанні розрядки необхідно:

- перевірити розрядку в усіх точках газового тракту;

- зробити при необхідності чистку підсклепінного простору і похилого газоходу.

Чистка підсклепінного простору робиться на відключеній печі через вибухові клапани і кришку запасної склянки. При виникненні обвалів шихти плавильник аналізує причини: короткі електроди, висока вологість концентрату, недостатня кількість агломерату в шихті, велика кількість дрібної фракції в коксику.

В цілях запобігання викидам шихти з печей до усунення вказаних причин трансформатор печі негайно перемикається на знижений ступінь напруги.

Тиск газу під зведенням печі має бути позитивним, не більше +2 мм вод. стовпа (20Па). Робота з напругою не допускається.

Відбір газу для манометричних приладів контролю тиску повинен робитися не менше, чим в двох точках. Оптимальний режим встановлюється при тиску під зведенням 0,2-0,4 мм вод. стовпа (1,96-2,92 Па). Контроль тиску газу під зведенням здійснюється контрольно-вимірювальними приладами класу точності не нижче ±2%. Контроль вмісту газів на окисел вуглецю і водню здійснюється автоматичними газоаналізаторами. Відбір проби на вміст кисню двоокису вуглецю і окислу вуглецю робиться один раз в добу камерним способом. При рості перепаду тиску під зведенням плавильник повинен встановити причини порушення режиму і вжити заходи для їх усунення. Слід пам'ятати, що охолоджений колошниковий газ при контакті з повітрям вибухонебезпечний. Межа вибухомості 12,5-74% CO. Підвищення вмісту водню в газах, що відходять, свідчить про підвищення вологості шихти, порушенні сходу шихти або про наявність течі води при несправностях водяного охолодження електродів.

На печах встановлені наступні межі сигналізації і відключення печей за свідченнями приладів газового аналізу :

- спрацьовування сигналізації при вмісті 8% H_2;

- відключення печі при вмісті 12% H_2;
- спрацьовування сигналізації при вмісті 1% O_2 і негайне відключення печі плавильним персоналом.

Вміст водню під зведенням і в тракті чистого газу має бути не більше 8%. При стійкому вмісті водню в газі вище 8% плавильник піднімає тиск під зведенням до 2-3 мм вод. стовпа, встановлює причини і вживає заходи для усунення підвищеного вмісту водню. При вмісті водню 12% або кисню 1% піч має бути негайно відключена. Встановлення і усунення причин підвищених концентрацій кисню і водню в цьому випадку робиться тільки на відключеній печі.

При перевірці водоохолоджуваних елементів зведення, воронок, склянок, похилого газоходу на витік води і при усуненні неполадок маневрувати електродами забороняється.

2.4.5. Технологія випуску та розливання феросилікомарганцю

Випуск феросилікомарганцю робиться відповідно до встановленого графіку. В цілях запобігання надмірному накопиченню розплаву в печі, що може призвести до аварії на горні і прогару ванни, з'їм електроенергії між двома випусками не повинен перевищувати встановленої величини. Льотки відкривають машиною. Випуск металу робиться у футерований ківш місткістю 5 $м^3$. Шлак випускають в сталеві ковши місткістю 3 $м^3$. Ковши встановлюються каскадно. Тривалість випуску для нормально працюючої печі складає 20-40 хв. Для кращого виходу шлаку під час випуску, після сходу основного струменя металу і шлаку горновий робить періодичну шуровку льотки. Під час випуску необхідно стежити за рівнем металу в ковші, не допускаючи його переливання в сталевий ківш. Для забезпечення нормального виходу металу і шлаку необхідно підтримувати льотку в нормальному робочому

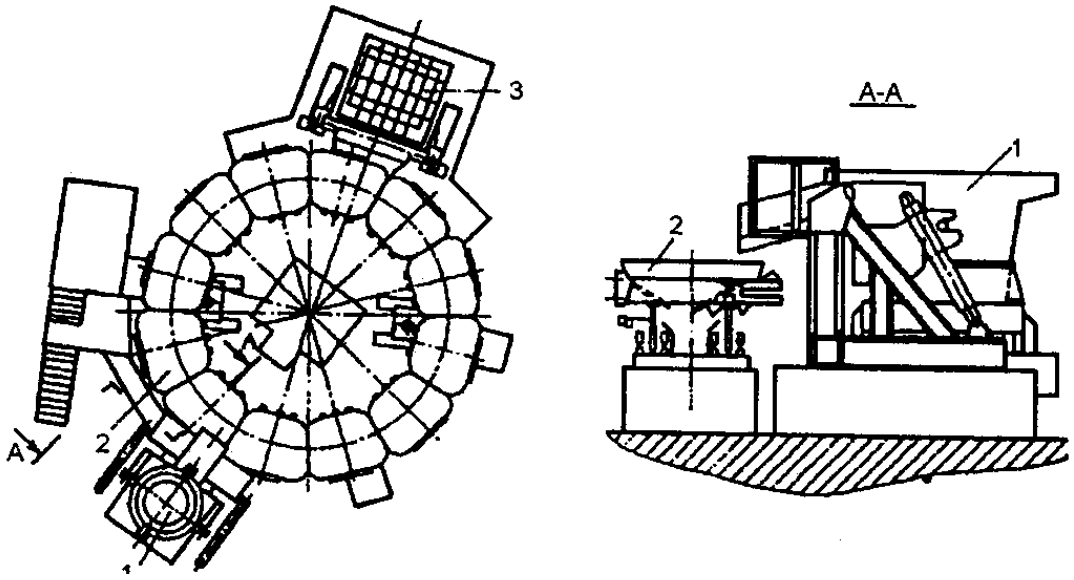
стані, діаметр її не повинен перевищувати 120 мм. У разі збільшення діаметру льотки більше 120 мм, її необхідно забити електродною масою, після чого довести до нормального стану. Горновий не повинен допускати ошлакування льотки. У разі ошлакування льотки перед закладенням її необхідно розпалити. Закладення ошлакованої льотки не допускається. Закривається льотка конусами, виготовленими з вогнетривкої глини м'якої консистенції. У глину додається 20-30% дрібної електродної маси. Підготовлений конус має бути просушений до повного видалення вологи. Нормально працююча льотка повинна закриватися 2-3 конусами так, щоб зовнішня частина каналу льотки була вільна на 100-150 мм.

Після кожного випуску ківш має бути очищений від шлаку і металу і проконтрольований на справність футерування. При будь-якому стані льотки у горна печі завжди повинен знаходитися запасний парк ковшів.

Виплавлений феросилікомарганець розливають на конвеєрній розливній машині (рис. 2.11). Застосування розливної машини дозволяє значно підвищити продуктивність праці на розливанні і полегшити умови праці робітників.

Розливання повинне робитися на підготовленій розливній машині. Приймальний жолоб вузла розливання очищується від залишків металу попередньої плавки і заправляється сухим вогнетривким піском. Мульди під заливку металу повинні підходити сухими. Покриття мульд вапняним молоком в цілях попередження приварювання чушок до мульд здійснюється за допомогою механічних обприскувачів. Вапняне молоко є протипригарною обмазкою, від якості якої залежать стійкість мульд, втрати сплаву і продуктивність розливної машини.

Отримання вапняного розчину робиться в вапняно-гасильному барабані, що обертається, гасінням водою. Приготований вапняний розчин подається у бак-мішалку на розливній машині, де постійно перемішується для надання однорідності розчину.



1 – ковш з металом; 2 – виливниці; 3 –бункер.

Рисунок 2.11 - Конвеєрна розливна машина.

Якість розчину повинна забезпечуватися постійним за рахунок підтримки щільності розчину в межах 1,1-1,05 по ареометру. Обприскування мульд робиться на похилій ділянці конвеєра за рахунок обертання навколо осі двох барабанів. Покриття мульд має бути рівномірним, забезпечуючи візуально товщину захисного шару на робочій поверхні мульд близько 1 мм.

Перед початком розливання шлак з ковша зливається в сталевий ківш до появи металу в струмені. Потім горновий на спеціальному стенді викачує залишки шлаку металевим гребком до чистого дзеркала металу. Якщо повністю видалити шлак не вдається, горновий закидає в ківш пісок і за допомогою «баби», підвішеної на крюк мостового крану, загущає залишки шлаку. Після цього ківш з металом за допомогою мостового крану подається до розливної машини і плавно, без поштовхів встановлюється на траверсу кантувальника по усій його опорній поверхні. До розливання приймаються тільки підготовлені ковши. Після установки ковша на кантувальник носик на ковші заправляється сухим піском, а кірка у носика ковша і з протилежного боку обов'язково пробивається. Перед початком розливання машиніст розливної машини повинен переконатися, що поставлена коробка під розливання чиста, не має шматків металу від попередньої плавки.

Розливання починається плавним, без ривків, нахилом ковша з рідким феросилікомарганцем. Після наповнення першої мульди рідким розплавом приводиться в рух стрічка розливної машини. Швидкість нахилу ковша узгоджується із швидкістю руху стрічки розливної машини так, щоб феросилікомарганець, що виливається з ковша, рівномірно наповнював мульди, не допускаючи переливання. Падіння струменя металу має бути з мінімальної висоти (70 мм) щоб уникнути розбризкування металу і збільшення втрат сплаву. При недостатньому заповненні мульд треба збільшити злив металу, прискорюючи кантівку ковша. При переповнюванні мульд слив металу зменшується. У міру зливу металу швидкість кантівки необхідно коригувати для підтримки рівномірного наливання мульд. Під час зливу металу з ковша необхідно стежити за станом жолоба і носика, одночасно очищаючи їх від настилів. При зупинці розливної машини з будь-якої причини необхідно негайно припинити розливання металу і подачу води для охолодження зливків.

Товщина зливків візуально має бути не більше 80 мм, не допускається переливання металу з мульд в мульду.

Охолодження рідкого металу на розливній машині може здійснюватися нижнім охолодженням у ваннах з водою, встановлених на горизонтальній частині конвеєра і за допомогою форсунок, які подають воду з верху, на застиглу кірку металу. Розливання феросилікомарганцю робиться тільки з двома першими верхніми точками охолодження. Переохолодження зливків не допускається, оскільки це веде до розтріскування металу і збільшення кількості дрібниці. Машиніст розливної машини зобов'язаний постійно стежити за падінням зливків з мульд в короб. За якістю перших 10 зливків сплаву визначається їх міра охолодження. Зливок, вага якого складає приблизно 65 кг, повинен розбиватися мінімум на три шматки без витікання з них рідкого металу. Якщо це спостерігається, машиніст зобов'язаний: збільшити міру охолодження, зупинити конвеєр і зробити витримку або перемкнути конвеєр на меншу швидкість.

Під час розливання не допускається попадання шлаку і інших сторонніх домішок в мульди з феросилікомарганцем. Якщо в процесі розливання шлак почав потрапляти в мульди, розливання необхідно припинити і вжити заходи по додатковому загущенню або скачуванню шлаку.

В процесі розливання феросилікомарганцю робиться дві зупинки конвеєра. Перша 3-х хв. зупинка робиться при підході металу до скидання, після чого розливання триває на 2-ій швидкості (4,8 м/хв.). Друга витримка металу робиться після закінчення зливу металу з ковша з припиненням подачі води на охолодження, після чого скидання металу поновлюється на 3-ій швидкості (2,5 м/хв.).

У разі почервоніння ковша в процесі розливання, необхідно кантувальник повернути в початкове положення, машину зупинити, ківш відправить до розливного прольоту, метал з нього перелити в справний ківш. Новий ківш з перелитим металом встановлюється на кантувальник і розливання триває. Від кожної плавки під час розливання металу з ковша на розливній машині робиться відбір проби. Проба відбирається графітовою ложкою з-під струменя від середини ковша. Після закінчення розливання, коли вийде остання мульда, треба зупинити конвеєр машини, щоб вода, яка заливається для охолодження мульд, не потрапила в коробку з розлитим металом.

Вивантаження чушок феросилікомарганцю з розливної машини робиться в спеціальні короби, встановлені на візок, розташованих в складі готової продукції на спеціальному майданчику проти скидаючого жолоба розливної машини. При падінні чушок із стрічки конвеєра машиніст розливної машини повинен стежити за рівномірним їх розподілом в коробі.

Остаточне охолодження зливків робиться в коробах в складі готової продукції шляхом вистоювання на повітрі до температури, що дозволяє вивантажувати метал у вагони [20].

У разі аварійного виходу з ладу розливної машини в розливному прольоті передбачені виливниці для розливання металу через копильник-приймач. Перед розливанням копильник заправляється піском, шаром не

менше 100 мм, і в ньом встановлюється сифонова плита. Для збереження виливниць від роз'їдаючої дії металу перед кожним розливанням робиться обприскування вапняним розчином, на місце падіння струменя металу підкладаються шматки феросилікомарганцю. Проба металу в цьому випадку відбирається з виливниці. Вибивання виливниць із застиглим металом робиться на спеціальних стендах за допомогою мостового крану, після чого метал перекантовується в короби [21].

2.5. Розрахунок шихти феросилікомарганцю МнС17 з вмістом фосфору менше 0,35%

Для розрахунку приймаємо встановлене співвідношення шихтових матеріалів в калоші, тобто доля агломерату 30% в базових одиницях або 28% в натуральному вираженні.

Розрахунок ведемо на 100 кг сухої марганецьвмісної суміші, яка складається з 28 кг агломерату та 72 кг марганцевого концентрату II сорту.

Навішування відходів власного виробництва в калоші на 100 кг марганцевої сировини приймаємо 8,1 кг.

В таблиці 2.9 приведено хімічний склад шихтових матеріалів.

Розподіл елементів між продуктами плавки показано в таблиці 2.10.

Розрахунок шихти.

Вихід феросилікомарганцю складе:

$$\frac{28 \cdot 0{,}41 \cdot 0{,}75 + 72 \cdot 0{,}365 \cdot 0{,}75 + 8{,}1 \cdot 0{,}75 \cdot 0{,}7 \cdot 0{,}14 + 8{,}1 \cdot 0{,}3 \cdot 0{,}7}{0{,}72} = 42{,}53 \text{ кг.}$$

Таблиця 2.9 – Хімічний склад шихтових матеріалів

№ п. п.	Найменування	Масова доля, %													
		Mn	MnO	SiO_2	FeO	CaO	SiC	Al_2O_3	MgO	C	P	S	Зола	в.п.п.	Кор Si	Fe
1	Марганцевий агломерат	41	53,3	24	3	4,5	-	2,9	2	0,5	0,22	0,15	-	2,5	-	-
2	Марганцевий концентрат	36,5	46,99	25	2,2	3,7	-	2,2	1,5	1,5	0,2	0,1	-	14,5	-	-
3	Кварцит	-	-	96,5	0,5	1,3	-	1,1	-	-	0,01	0,01	-	0,6	-	-
4	Кокс	-	-	-	-	-	-	-	-	85	-	-	13	2	-	-
5	Зола коксу	-	-	41	22	3,5	-	23,2	1,4	-	0,16	2	-	-	-	-
6	Карбонатна руда	27,3	-	11,6	1,9	10,3	-	1,8	2	6,9	0,2	-	-	27,4	-	-
7	Відходи МнС	14	18,1	49	0,4	11,9	-	8,5	4,5	0,5	0,012	1	-	-	30	-
8	Корольки МнС	70	-	-	-	-	-	-	-	1,5	0,5	0,03	-	-	18	7
9	ШМП 78	33	38,7	35	0,25	7,3	-	4	3	0,	0,012	0,3	-	-	-	-
10	Пилококові окатиші	8,9	11,5	18,5	3	3,6	-	3,4	3,2	25	0,05	-	48	27	-	-

Таблиця 2.10 – Розподіл елементів між продуктами плавки силікомарганцю

Елемент	В метал, %	В шлак, %	В ульот , %
Марганець			
з руд і шлаків	75	14	11
з корольків	100	-	-
Кремній			
з руд і шлаків	41	50	9
з корольків	100	-	-
Залізо			
з руд і шлаків	90	5	5
з корольків	100	-	-
Фосфор			
з руд і шлаків	90	5	5
з корольків	100	-	-
Сірка			
з руд і шлаків	5	80	15
з корольків	80	10	10

В шихті необхідно мати SiO_2:

$$\frac{42,53 \cdot 0,18 \cdot 0,28 + 42,53 \cdot 0,18 \cdot 0,72}{0,41} \times \frac{60}{28} = 39,99 \text{ кг.}$$

Поступає кремнезему (SiO_2) з шихти:

$$28 \cdot 0,24 + 72 \cdot 0,25 + 3,4 \cdot 0,37 \cdot 0,42 + 8,1 \cdot 0,49 \cdot 0,7 + 3,4 \cdot 0,58 \cdot 0,65 \cdot 0,5 \cdot \frac{60}{28} = 29,1 \text{ кг.}$$

В тому числі від окислення кремнію за реакцією:

$$2MnO + Si = 2Mn + SiO_2; \qquad (2.33)$$

$$3,4 \cdot 0,58 \cdot 0,65 \cdot 0,5 \cdot \frac{60}{28} = 1,37 \text{ кг.}$$

Вноситься шихтою MnO:

$$28\cdot0,41+72\cdot0,365+8,1\cdot0,14\cdot0,7\cdot\frac{71}{55}=49,77\ \text{кг.}$$

З цієї кількості відновиться кремнію за реакцією (2.21):

$$X_{MnO}\cdot\frac{28}{142}=3,4+0,58\cdot0,65\cdot0,5;$$

$$X_{MnO}=3,4\cdot0,58\cdot0,65\cdot0,5\cdot\frac{142}{28}=3,25\ \text{кг.}$$

Необхідно вуглецю для відновлення з окислів Mn, Si, Fe, P по реакціям:

$$MnO+C=Mn+CO; \qquad (49,77-3,25)\cdot(0,75+0,11)\cdot\frac{12}{71}=6,76\ \text{кг.} \qquad (2.34)$$

$$SiO_2+2C=Si+2CO; \qquad (39,99\cdot(0,41+0,09)\cdot\frac{24}{60}=8\ \text{кг}. \qquad (2.35)$$

$$FeO+C=Fe+CO;$$

$$(28\cdot0,03+72\cdot0,022+3,4\cdot0,42\cdot0,15+8,1\cdot0,7\cdot0,004)\cdot0,9\cdot\frac{12}{72}=0,42\ \text{кг.} \qquad (2.36)$$

$$P_2O_5+5C=2P+5CO;$$

$$(28\cdot0,0022+63\cdot0,002+8,1\cdot0,7\cdot0,00012)\cdot0,9\cdot\frac{60}{142}=0,08\ \text{кг.} \qquad (2.37)$$

Витрачається вуглецю на навуглецювання металу:

$$42,53 \cdot 0,02 = 0,85 \text{ кг.}$$

Всього потрібно вуглецю:

$$6,76+8+0,42+0,08+0,85=16,11 \text{ кг.}$$

Навішування коксику з урахуванням корисного його використання 80% складе:

$$\frac{16,11}{0,85 \cdot 0,8} = 23,69 \text{ кг.}$$

Всього поступить SiO_2, в тому числі із золою:

$$29,1+(23,69 \cdot 0,13 \cdot 0,41)=30,4 \text{ кг.}$$

Необхідно додатково внести SiO_2:

$$39,99 - 30,4 = 9,6 \text{ кг.}$$

Навішування кварциту складе:

$$\frac{9,6}{0,965} = 9,9 \text{ кг.}$$

Приймаємо 10 кг.

Базова вага металу:

$$\frac{43,334 \cdot (70,66 + 19,64)}{82} = 47,72 \text{ кг.}$$

Переразрохунковий коефіцієнт:

$$1000:47,72=20,96.$$

Розрахунок навішування шлаку марганцевого передільного (ШМП 78).

В металі необхідно мати фосфору:

$$\frac{43,334 \cdot 0,31}{100} = 0,134 \text{ кг.}$$

Необхідно зменшити фосфору:

$$0,204 - 0,134 = 0,07 \text{ кг.}$$

або зменшити в шихті фосфорвмісної суміші:

$$100 - \frac{(0,055 + 0,13) - 0,07}{0,9 \cdot 0,021} = 39,2 \text{ кг,}$$

і замінити їх на 40 кг шлаку марганцевого передільного (ШМП78).

Приймаємо приблизне співвідношення матеріалів в калоші, %:

ШМП 78	40
Марганцевий концентрат	40
Марганцевий агломерат	20
Кварцит	5
Коксик	14

Базова вага металу:

$$\frac{36,25 \cdot (74,48 + 18,42)}{82} = 41,07 \text{ кг.}$$

Склад та кількість металу приведені в таблиці 2.11.

Таблиця 2.11 – Склад та кількість металу

Елемент	Переходить в метал					Всього	
	з агломерату	з концентрату	з ШМП 78	з кварциту	з золи коксику	кг	%
Mn	20×0,41× ×0,75=6,15	40×0,365× ×0,75=10,95	40×0,33× ×0,75=9,9	—	—	27,0	76,27
Si	20×0,41× ×0,24×0,47= =0,92	40×0,41× ×0,25×0,47= =1,91	40×0,41× ×0,35×0,47= =2,68	5×0,41× ×0,965×0,47= =0,92	240,13×0,41× ×0,41×0,47= =0,25	6,68	18,87
Fe	20×0,03×0,9× ×0,8=0,42	40×0,022× ×0,9×0,8= =0,62	40×0,9× ×0,0025×0,8= =0,07	5×0,9×0,005× ×0,8=0,02	24×0,13× ×0,22×0,9× ×0,8=0,47	1,6	4,52
C	На навуглецювання					—	—
P	20×0,9× ×0,0022= =0,0396	40×0,9× ×0,002=0,072	40×0,9× ×0,00012= =0,0043	следы	24×0,13×0,9× ×0,0016= =0,004	0,12	0,34
Всього	7,5296	13,552	12,6543	0,94	0,724	35,4	100

Приблизний склад колоші та питома витрата матеріалів приведені в таблиці 2.12.

Таблиця 2.12 – Склад колоші та питома витрата матеріалів для виплавки феросилікомарганцю

Найменування матеріалу	Співвідношення матеріалів	Склад колоші, кг	Питома витрата, б. кг./б. т.
Марганцевий шлак	40	340	670
Марганцевий агломерат	20	170	416
Марганцевий концентрат	40	340 (388 вл. 14%)	740
Кварцит	5	40-45	122
Коксик	22	185-190	530
Відходи МнС17Р35	5	35	120

2.6. Економічна ефективність виплавки феросилікомарганцю

Енергетичні затрати на виробництво однієї тонни феросилікомарганцю МнС17 з пониженним вмістом фосфору приведені в таблиці 2.13.

Таблиця 2.13 – Енергетичні затрати на виробництво однієї тонни феросилікомарганцю МнС17 з пониженним вмістом фосфору

Найменування	Одиниці вимірювання	На 1 тонну сплаву		
		кількість	ціна, грн.	сума, грн.
Електроенергія	кВт·год	4017	0,074	297,3
Природний газ	$м^3$	23	1,73	39,8
Вода	$м^3$	98	0,09	8,8
Разом				345,9

Питома заробітна плата складе:

$$\frac{1587712,1}{120000} = 13,23 \text{ грн.}$$

Загальна величина амортизаційних відчислень підраховують згідно вартості будівлі, споруд, а також встановленого проценту амортизаційних відрахувань, котрі складають 5,1% в рік від вартості основних коштів і складає на одну тонну сплаву:

$$\frac{12429969 \cdot 5,1}{120000 \cdot 100} = 5,28 \text{ грн.}$$

Затрати на зношення змінного обладнання приймаємо рівним 2,85 грн/т.

Поточний ремонт і вміст основних засобів визначаємо по формулі:

$$\frac{199500}{120000} = 1,7 \text{ грн./т.}$$

Витрати на транспортні перевезення приймаємо 21348 гривень в рік.

Транспортні витрати на одну тонну сплаву складатимуть:

$$\frac{21348}{120000} = 0,18 \text{ грн./т.}$$

Інші витрати включають в себе затрати на утримання лабораторії, техніки безпеки та ін. приймемо величину цих витрат рівним 105539 гривень на рік. Інші витрати на одну тонну сплаву складатимуть:

$$\frac{105539}{120000} = 0,88 \text{ грн./т.}$$

Всього витрати по переділу:

$$345,9+13,23+2,85+5,28+1,7+0,18+0,88=370,02 \text{ грн./т.}$$

Загальнозаводські витрати приймаємо в розмірі 20% від витрат переділу:

$$370,02\times0,2=74 \text{ грн./т.}$$

Загальні витрати на виплавку однієї тонни феросилікомарганцю МнС17 з пониженним вмістом фосфору складатиме:

1. Витрати на сировину.

Марганцева сировина витрачається в кількості 1156 кг на одну тонну сплаву. Собівартість одного кілограму марганцевої сировини складе 0,3121 гривні. Всього на одну тонну потребується:

$$0,3121\cdot1156= 360,79 \text{ грн./т.}$$

Кварцит витрачається в кількості 122 кілограми на тонну сплаву. Ціна кварциту складає 0,02 гривні за кілограм. Всього на одну тонну сплаву необхідно:

$$122\cdot0,02=2,44 \text{ грн./т.}$$

Коксик необхідно в кількості 530 кг на одну тонну сплаву. Ціна одного кілограму коксику складає 0,426 гривень. Всього на одну тонну сплаву:

$$530\cdot0,426=225,78 \text{ грн./т.}$$

Шлак марганцевий передільний витрачається в кількості 670 кг на одну тонну сплаву. Ціна одного кілограму передільного шлаку 0,525 гривень. Всього на одну тонну сплаву витрачається:

$$670 \times 0{,}525 = 351{,}75 \text{ грн./т.}$$

Всього на сировину потребується:

$$360{,}79 + 2{,}44 + 225{,}78 + 351{,}75 = 940{,}76 \text{ грн./т.}$$

2. Затрати на переділ складуть 370,02 грн./т.

3. Загальнозаводські витрати 74 грн./т.

Собівартість однієї тонни феросилікомарганцю МнС17 з пониженним вмістом фосфору:

$$940{,}76 + 370{,}02 + 74 = 1384{,}78 \text{ грн./т.}$$

Рентабельність виробництва – можливість використовувати данні засоби для отримання визначенного проценту прибутку:

$$E_р = \frac{Ц - С}{ОФ + О} \times 100\,\%, \qquad (2.38)$$

де Ц – вартість продукції;

С – собівартість продукції;

ОФ – вартість основних фондів;

О – нормуєма частина основних коштів.

Нормована частина власних оборотних коштів визначається як сума витрат на запас шихтових матеріалів.

Витрати на марганецьвмісну сировину складуть:

2738332,8·0,3121=854633,7 грн.

Витрати на запас шлаку марганцевого передільного:

1587096·0,525=833225,4грн.

Затрати на запас кварциту:

288993,6·0,02=825,7 грн.

Затрати на запас коксику:

1255464·0,426=534827,7 грн.

Затрати на запас електродної маси:

99489,6·1,7=169132,3 грн.

Нормована частина оборотних коштів складе:

854633,7+833225,4+825,7+534827,7+169132,3+130792890=133185534,8 грн.

Вартість виробленої продукції:

Ц=120000·1500=180000000 грн.

Собівартість продукції:

С=120000·1384,78=166173600 грн.

Рентабельність виробництва феросилікомарганцю МнС17 з вмістом фосфору менше 0,35% складе:

$$Е_{ц}=\frac{180000000-166173600}{133185534,8+12429969}\cdot 100=0,095\cdot 100=9,5\%.$$

2.7. Висновки

1. Дослідження проб марганцевої руди Нікопольського родовища показало, що в миту руду переходить 62,0-75,5% Р, або на 1% Mn митої руди витягається 0,7-0,9% Р, тоді як на 1% Mn шламів витягається 3,2-1,35% Р. Питомий вміст фосфору в митій руді знижується до 0,0055-0,0065, проти 0,008-0,009 в незбагаченій руді.

2. Виплавка стандартних за фосфором марганцевих феросплавів обумовлює використання для їх виробництва малофосфористого марганцевого шлаку, при цьому усі основні техніко-економічні показники процесу (продуктивність печі, питома витрата електроенергії і шихтових матеріалів) багато в чому визначаються якістю вживаного передільного марганцевого шлаку.

3. Питання підвищення якості малофосфористого марганцевого шлаку традиційно пов'язані з вибором ефективних розріджувачів, які забезпечують досить повний розподіл шлакової і металевої фаз в ході плавки, швидше осадження корольків попутного металу. Встановлено, що після проплавлення шихти і часткового відновлення шлакового розплаву до вмісту фосфору 0,025-0,030%, в розплав можна вводити відходи вуглезбагачення у кількості 9-13% від ваги розплаву.

4. Застосування відходів коксохімічних заводів в шихту для виплавки марганцевого шлаку передільного дозволило зменшити вміст фосфору до

0,01%.

5. Використання овручського кварциту, в порівнянні з тарасовським, дозволило скоротити питому витрату сировини і електроенергії, збільшити міру вилучення в сплав марганцю і кремнію і зменшити втрати марганцю зі шлаком на 4,2 %.

6. В умовах ПАТ “Запорізький феросплавний завод” впровадження технології виплавки феросилікомарганцю МнС17 з вмістом фосфору менше 0,35% призведе до рентабельності виробництва 9,5%.

РОЗДІЛ 3
ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

3.1. Аналіз шкідливих та небезпечних чинників виробничого середовища феросплавного цеху

У феросплавному цеху створюються несприятливі умови для обслуговуючого персоналу. Основними шкідливими чинниками в цеху є виділення великих кількостей тепла, пилу і газів, а також шум [30].

У повітря робочої зони при переплавленні сировини можуть потрапляти наступні газоподібні речовини: CO, SO_2, NO_2 та ін.

Шкідливим чинником виробничого середовища може бути наявність високих концентрацій пилу в повітрі робочої зони.

Висока температура в робочому просторі призводить до випару металу з подальшою конденсацією і утворенням пилу дрібних фракцій.

Заправка поду, укосів і ряд інших операцій також можуть супроводжуватися виділенням пилу.

При виконанні деяких операцій процесу переплавлення вторинної сировини можливо виникнення шуму механічного, аеродинамічного і термічного походження. Вібрацію можуть створювати ті ж агрегати, які є джерелами шуму.

Із-за наявності в цеху великих кількостей надлишкового тепла відбувається значне підвищення температури повітря. Підвищена теплова дія на організм людини призводить до перенапруження його терморегуляторних функцій і може спричиняти порушення теплового балансу організму.

Несприятливий вплив високих температур повітря посилюється дією випромінюваного тепла. Потоки теплових випромінювань в цеху створюють в основному інфрачервоні промені довжиною хвилі до 10 мкм.

Аналіз шкідливих і небезпечних виробничих факторів та карта умов праці представлені в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Оцінка чинників виробничого трудового процесу

№ з/п	Чинники виробничого середовища і трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі і небезпечні умови, характер праці			Тривалість дії чинника за зміну, %
				I ст.	II ст.	III ст.	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м^3: 1 клас небезпеки Ангідрид хромовий Оксид марганцю 3 клас небезпеки Сірководень Діоксид азоту Оксид вуглецю	 0,01 0,05 10 2,0 20,0	 0,07 0,39 10,8 0,55 5,0	 1,08		 7 7,8	90
2	Пил фіброгенної дії, г/м^3	4	18,4			4,6	90
3	Шум, дБА	80	86	6			90
4	Вібрація (локальна), дБ	109	116			7	90
5	Мікроклімат в приміщенні: - Температура, ^{o}C - Швидкість руху повітря, м/с - Відносна вологість повітря, % - Інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	 16-27 0,2-0,6 40-60 140	 30 0,71 45 650	 3 1,18 511			90
6	Тяжкість і напруженість праці	Категорія робіт - важка, III напружена					

Таким чином, проведений аналіз умов праці дозволяє зробити висновок, що умови праці відносяться до III класу 3 ступеня. Робоче місце має в наявності 3 чинника I ступеня, і 4 чинника III ступеня.

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

Пил виявляє шкідливу дію на організм людини, подразнюючи шкіру, очі, ясна, вуха. Проникаючи в легені, пил може викликати специфічні професійні захворювання, такі як силікоз, силікатоз, антракоз та ін. [31].

Найбільш ефективними засобами боротьби з пилом є механізація виробничих процесів з герметизацією операцій, пов'язаних з просіюванням, змішуванням і транспортуванням сипучих матеріалів і аспірацією пилу з місць її утворення, а також зрошування водою при різних робочих операціях, пов'язаних з пилоутворенням. Також необхідно застосовувати засоби індивідуального захисту органів дихання, зокрема респіратора ШБ-2 «лепесток», який усуває дію пилу на організм працюючих [32].

Одному з основних заходів по попередженню можливого отруєння оксидом вуглецю (II), сірчистим ангідридом, оксидом азоту (II) і іншими газами є своєчасне виявлення місць їх виділення або скупчення. Ці місця є газонебезпечними. Перелік таких місць і ділянок складається заздалегідь і затверджується головним інженером заводу. Працівники санітарно-технічних лабораторій і газорятувальні служби щодоби по встановленому графіку контролюють склад повітряного середовища в усіх газонебезпечних місцях. При виявленні виділень або скупчень газу негайно приймають заходи по припиненню допуску в газонебезпечні зони людей і локалізації джерела виділення газу.

Для поліпшення мікроклімату на робочих місцях передбачена природна і механічна подача повітря душируючими установками з обробкою повітря на типових кондиціонерах до постійних робочих місць. Також потрібна витяжна вентиляція - за допомогою місцевих відсмоктувань і механічної вентиляції [33].

Надмірний шум негативно позначається на продуктивності праці.

Тривала дія шуму може привести до зниження слуху, а іноді до глухоти. Шум негативно впливає на серцево-судинну і центральну нервову систему.

Для захисту виробничого персоналу від шуму устаткування його повністю закривають герметично звукоізолюючим кожухом, який виготовляють зазвичай із сталевих листів товщиною 2-3 мм, а внутрішні поверхні облицьовували звукопоглинальними матеріалами. Звукоізолюючий кожух встановлюють на пружних прокладеннях, а машину ретельно віброізолюють від фундаменту, не допускаючи жорстких контактів між машиною і кожухом. Отвори для циркуляції повітря і проходу комунікацій забезпечуються глушниками шуму або герметизуються сальниками.

Підвищена теплова дія на організм людини призводить до перенапруження його терморегуляторних функцій і може викликати порушення теплового балансу організму. Вимивання з'єднань хлору з організму призводить до пониження кислотності шлункового соку і виникнення шлунково-кишкових захворювань [34].

Для зниження шкідливої дії тепла на організм людини стінки і колони мають бути теплоізольовані. З боків печей для захисту від променистого тепла мають бути влаштовані екрани у вигляді щитів з металевих листів і азбесту.

3.3. Заходи з електробезпеки

До основного електроустаткування печей відносяться автоматичні вимикачі потужності, пічні трансформатори, коротка мережа, автоматичні регулювальники пересування електродів і електромагнітні перемішувачі металу.

Небезпека електричних поразок в цеху створює різне устаткування: електричний привід (включаючи пускорегулюючу апаратуру), електроустат-

кування підйомно-транспортних пристроїв, електрифікований внутрішньозаводський транспорт, зварювальні апарати, освітлювальні установки, електричний ручний інструмент і т.д. На рівень електротравматизму чинять вплив недоліки в конструкції і монтажі устаткування, недоліки в експлуатації, незадовільна організація робочих місць, недостатній інструктаж і т.п. Також можливий дотик до струмоведучих частин пускорегулюючих і захисних апаратів. При експлуатації електродвигунів замкнутого типу можливий випадковий дотик до дротів, що підводять електрострум, виводи яких знаходяться на сполучних клемах коробки на корпусі електродвигуна, у разі її незахищеності.

На особливу увагу заслуговують переносні електродвигуни, які вживаються при експлуатації різних переносних електроінструментів. Якщо корпус такого електродвигуна опиняється під напругою, то внаслідок щільного контакту з великою поверхнею зіткнення створюється небезпека важкої поразки електричним струмом працюючих.

На ділянках цеху є велика кількість електродвигунів, панелей, електричних приладів, апаратури, комплектна трансформаторна підстанція. Для роботи електроустаткування потрібна напруга 380 В. Електричний струм використовується також для освітлення приміщень; необхідна напруга 220 В. Таким чином, цех відноситься до категорії з підвищеною небезпекою поразки людей електричним струмом.

При нормальному режимі роботи безпечніша трипровідна мережа з ізольованою нейтраллю. При аварійному режимі більш безпечна чотирипровідна мережа з глухо заземленою нейтраллю. Мережі з глухозаземленою нейтраллю застосовуються там, де неможливо забезпечити хорошу ізоляцію дротів, оскільки є висока температура і вологість повітря, агресивне середовище, велика протяжність мережі. Ефективною мірою захисту для трифазних чотирипровідних мереж напругою до 1000 В з глухозаземленною нейтраллю є захисне занулення [35].

3.4. Заходи з пожежної та техногенної безпеки

Причинами пожеж можуть бути недоліки в будівельних конструкціях, спорудах, плануванні приміщень, пристрої комунікацій, дефекти устаткування, порушення режимів технологічних процесів, неправильне ведення робіт, необережність і недбалість персоналу, самозаймання, розряди атмосферної і статичної електрики.

Приміщення цеху можна віднести до категорії «Д» (пожежонебезпечні), оскільки вони призначені для речовин, що не згорають, і матеріалів в холодному стані.

У цеху передбачена установка пожежної сигналізації, яка призначена для автоматичного виявлення і видачі сигналів про пожежу, включення апаратури аварійної сигналізації, формування управлінських сигналів для системи сповіщення про пожежу, відключення вентиляції технологічних блокувань.

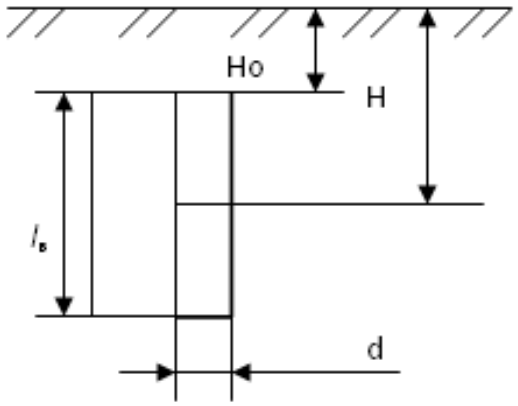
Найбільш поширені, надійні і дешеві автоматичні установки водяного гасіння. Як вогнегасильні засоби в них використовуються краплинні водяні струмені, водно-хімічні піни і емульсії, легко-механічні піни з додаванням змочувачів. Дренчерне устаткування – сухопутна система; дренчерні голівки постійно відкриті. Це устаткування використовується в основному для створення по периметру будівлі водяних завіс, що перешкоджають поширенню пожеж.

Для гасіння пожеж також застосовують хімічні пінні вогнегасники ВХП-10 і вуглекислотні вогнегасники ВВ-2, ВВ-5 і ВВ-8, а також пересувні ВВ-25 і ВВ-80 [36].

3.5 Розрахунок захисного заземлення та захисного відключення

У цеху як засіб захисту від електричного струму прийнято захисне заземлення за допомогою заземлюючих пристроїв, оскільки на підприємстві використовують трифазний змінний струм напругою 380/220 В.

Підбираємо конструкцію комбінованого заземлюючого пристрою і визначимо його опір розтіканню струму замикання на землю для наступних умов: вертикальні електроди із сталевих труб діаметром 100 мм, завдовжки 2 м, верхні кінці яких з'єднуються між собою за допомогою горизонтального електроду – сталевої смуги перетином 4×40 мм, укладеною в землю на глибині H_o = 0,75 м (рис. 3.1). Тип заземлювача вибираємо виносний контурний. Грунт – змішаний. Кліматичний район розташування об'єкту – II.



$$H = \frac{l}{2} + H_0 = \frac{2}{2} + 0,75 = 1,75м.$$

Рисунок 3.1 - Схема розташування заземлювача в ґрунті.

Визначаємо розрахункові опіри розтіканню електродів – вертикального $R_в$ і горизонтального $R_г$ за наступними формулами [36]:

$$R_B = \frac{\rho}{2\pi \cdot l_в}\left(\ln\frac{2 \cdot l_в}{d} + \frac{1}{2}\ln\frac{4H + l_в}{4H - l_в}\right), \qquad (3.1)$$

де $\rho_г$ – розрахунковий питомий опір ґрунту, Ом·см;

$l_в$ – довжина вертикального електрода, см;

d – діаметр електрода, см.

H – заглиблення електроду на середині його довжини (рис. 3.1), см.

Опір горизонтальної смуги:

$$R_г = \frac{\rho_г}{2\pi \cdot l_п} \ln \frac{2 \cdot l_п^{\,2}}{в \cdot H_0}, \tag{3.2}$$

де $H_о$ – заглиблення смуги, см;

$в$ – ширина сполучної смуги, см;

$l_і$ – довжина сполучної смуги, см.

Розрахунковий питомий опір ґрунту, Ом см:

$$\rho_г = \psi \cdot \rho, \tag{3.3}$$

де ψ – кліматичний коефіцієнт; для комбінованого заземлювача та II кліматичного району розташування об'єкту ψ=1,6 [37];

ρ - питомий опір ґрунту, Ом·см; для змішаного ґрунту

ρ = 10000 Ом·см [36].

$$\rho_в = \psi \cdot \rho = 1{,}6 \cdot 10000 = 1{,}6 \cdot 10^4 \text{ Ом см.}$$

$$R_В = \frac{1{,}6 \cdot 10^4}{2 \cdot 3{,}14 \cdot 200}\left(\ln \frac{2 \cdot 200}{10} + \frac{1}{2}\ln \frac{4 \cdot 175 + 200}{4 \cdot 175 - 200}\right) \approx 50{,}7 \text{ Ом.}$$

Знаходимо орієнтовну кількість вертикальних заземлювачей в контурі:

$$n = \frac{R_В}{R_Д}, \tag{3.4}$$

де $R_Д = 4$ Ом – допустимий опір заземлювача для установок напругою до 1000 В з ізольованою нейтраллю [36].

$$n = \frac{50,7}{4} = 13 \text{ шт.}$$

Приймаємо відстань між заземлювачами:

$$a = 2 \cdot l_в , \tag{3.5}$$

$$a = 2 \cdot 200 = 400 \text{ см.}$$

Далі, зважаючи на те, що прийнятий заземлювач контурний і що кількість заземлювачей – 13 шт, а відношення $\frac{a}{l_b} = \frac{400}{200} = 2,$ визначаємо коефіцієнт використання електродів заземлювача, враховуючий їх взаємне екранування – $\eta_{е.з} = 0,66$ [36]. Визначимо кількість заземлювачей з урахуванням їх взаємного екранування:

$$n_з = \frac{n}{\eta_{е.з}} = \frac{13}{0,66} \approx 20 \text{ шт.} \tag{3.6}$$

Довжина смуги, що сполучає заземлювачі, см:

$$l_п = 1,05 \cdot a \cdot n_з , \tag{3.7}$$

$$l_п = 1,05 \cdot 400 \cdot 20 = 8400 \text{ см} = 84 \text{ м.}$$

Тоді

$$R_г = \frac{1,6 \cdot 10^4}{2 \cdot 3,14 \cdot 8400} \ln \frac{2 \cdot 8400^2}{0,4 \cdot 750} = 4 \text{ Ом.}$$

Дійсний опір горизонтального заземлювача з врахуванням взаємного екранування:

$$R_{Г} = \frac{R_{г}}{\eta_{Г}}, \tag{3.8}$$

де $\eta_{Г} = 0{,}34$ – коефіцієнти використання заземлюючого горизонтального про відника [36].

$$R_{Г} = \frac{4}{0{,}34} = 11{,}8 \text{ Ом.}$$

Знайдемо опір розтіканню прийнятого групового заземлювача, Ом:

$$R = \frac{R_{В} \cdot R_{Г}}{R_{В} \cdot \eta_{г} + R_{Г} \cdot \eta_{в.} n_{з}}, \tag{3.9}$$

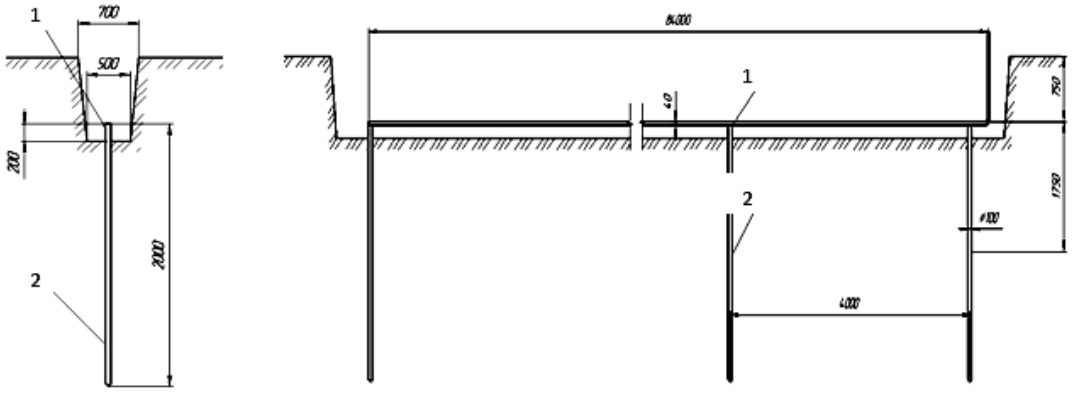
$$R = \frac{50{,}7 \cdot 11{,}8}{50{,}7 \cdot 0{,}34 + 11{,}8 \cdot 0{,}66 \cdot 20} = 3{,}5 \text{ Ом.}$$

Цей опір менший, ніж необхідний $R_{Д}$ = 4 Ом, отже приймаємо цей результат остаточним.

Отже: проектований заземлювач – контурний виносний, складається з 20 вертикальних стержневих електродів завдовжки 2 м і діаметром 100 мм і горизонтального електроду у вигляді сталевої смуги перетином 4×40 мм, заглиблених в землю на 0,75 м (рис. 3.2).

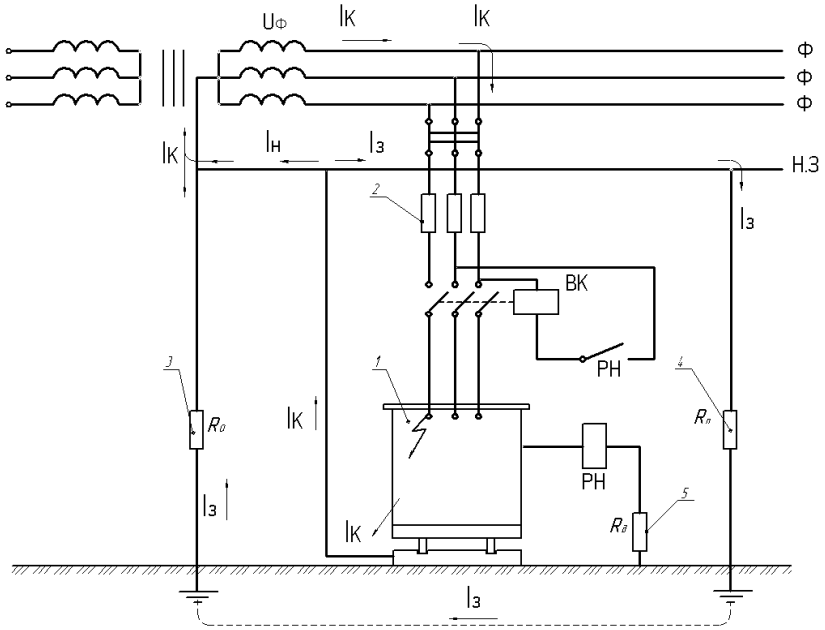
Однак можливі випадки відмови заземлення. Разом з тим за умовами безпеки потрібне безумовне відключення установки при замиканні фази на корпус, причому напруга дотику $U_{д}$ не повинна перевищувати 42 В. Для виконання цих умов забезпечуємо установку захисного відключення (УЗВ), що реагує на потенціал корпусу (рис. 3.3). При цьому використовуємо реле

напруги, у якої напруга спрацьовування U_c = 30 В, активний опір обмотки $R_р$=400 Ом, індуктивний опір $X_р$=200 Ом [36].



1 – смуги, що сполучає заземлювачі; 2 – заземлювач.

Рисунок 3.2 - Розташування заземлювачей трансформаторної підстанції



1 – трансформатор; 2 – апарати захисту від струмів КЗ (запобіжники); $R_п$ – опір повторного заземлення нульового проводу; R_0 – опір робочого заземлення нейтралі трансформатору; $R_д$ – опір допоміжного заземлення трансформатору; $I_к$ – струм короткого замкнення; $I_з$ – струм замкнення на землю; $I_н$ – частина струму короткого замкнення, який тече через нульовий захисний провідник;ВК – відключаюча катушка автоматичного вимикача; РН – реле напруження; Ф – фазні провідники; Н.З. – нульовий захисний провідник.

Рисунок 3.3 - Принципова схема захисного відключення.

Знайдемо опір допоміжного заземлення $r_В$, при якому УЗВ спрацьовуватиме, з рівняння напруги спрацьовування реле U_c:

$$U_c = U_д \frac{\sqrt{R_p^2 + X_p^2}}{\sqrt{(R_p + r_B)^2 + X_p^2}}, \qquad (3.10)$$

де $R_р$ и $X_р$ – активний і індуктивний опіри обмотки реле, Ом;

$U_д$ – допустима напруга дотику, В.

Підставляємо відповідні значення в рівняння (3.5) напруги спрацьовування реле та отримуємо:

$$30 = 42 \cdot \frac{\sqrt{400^2 + 200^2}}{\sqrt{(400 + r_B)^2 + 200^2}}.$$

$$1764 \cdot (400^2 + 200^2) = 900 \cdot [(400 + r_B)^2 + 40000].$$

Отже

$$r_В^2 + 800 \cdot r_В - 552000 = 0.$$

Звідки знаходимо опір допоміжного заземлення:

$$r_B = \frac{-800 + 1687{,}6}{2} = 444 \ Ом.$$

Таким чином, якщо напруга дотику досягне 42 В, то пристрій захисного відключення спрацьовуватиме при опірі допоміжного заземлення $r_В$=444 Ом.

3.6. Висновки

1. Умови праці в феросплавному цеху відносяться до III класу 3 ступеня. Робоче місце має в наявності 3 чинника I ступеня, і 4 чинника III ступеня. За показниками робоче місце слід важати з особливо шкідливими і особливо важкими умовами праці.

2. Для зниження шкідливої дії тепла на організм людини стінки і колони мають бути теплоізольовані. З боків печей для захисту від променистого тепла мають бути влаштовані екрани у вигляді щитів з металевих листів і азбесту.

3. У цеху як засіб захисту від електричного струму прийнято захисне заземлення за допомогою заземлюючих пристроїв, оскільки на підприємстві використовують трифазний змінний струм напругою 380/220 В.

ВИСНОВКИ

1. На сьогоднішній день основна кількість (~70%) феросилікомарганцю виплавляється з вмістом фосфору більше 0,35%, оскільки вживані марганцеві оксидні концентрати I і II сортів мають високий питомий вміст фосфору.

2. Отримання феросилікомарганцю з вмістом фосфору до 0,35% можна досягти введенням в шихту низькофосфористого шлаку, застосуванням марганцевого концентрату з пониженим вмістом фосфору.

3. Дослідження проб марганцевої руди Нікопольського родовища показало, що в миту руду переходить 62,0-75,5% Р, або на 1% Mn митої руди витягається 0,7-0,9% Р, тоді як на 1% Mn шламів витягається 3,2-1,35% Р. Питомий вміст фосфору в митій руді знижується до 0,0055-0,0065, проти 0,008-0,009 в незбагаченій руді.

4. Виплавка стандартних по фосфору марганцевих феросплавів обумовлює використання для їх виробництва малофосфористого марганцевого шлаку. При цьому усі основні техніко-економічні показники процесу (продуктивність печі, питома витрата електроенергії і шихтових матеріалів) багато в чому визначаються якістю вживаного передільного марганцевого шлаку.

5. Питання підвищення якості малофосфористого марганцевого шлаку традиційно пов'язані з вибором ефективних розріджувачів, які забезпечують досить повний розподіл шлакової і металевої фаз в ході плавки, швидше осадження корольків попутного металу. Поставлена мета досягається тим, що після проплавлення шихти і часткового відновлення шлакового розплаву до вмісту фосфору 0,025-0,030%, в розплав задають відходи вуглезбагачення у кількості 9-13% від ваги розплаву.

6. Застосування відходів коксохімічних заводів в шихту для виплавки марганцевого шлаку передільного дозволило зменшити вміст фосфору до 0,01%.

7. Використання овручського кварциту, в порівнянні з тарасовським,

дозволило скоротити питому витрату сировини і електроенергії, збільшити міру вилучення в сплав марганцю і кремнію і зменшити втрати марганцю зі шлаком на 4,2 %.

8. В умовах ПАТ “Запорізький феросплавний завод” впровадження технології виплавки феросилікомарганцю МнС17 з вмістом фосфору менше 0,35% призведе до рентабельності виробництва 9,5%.

9. Проаналізовані основні шкідливі і небезпечні чинники феросплавного виробництва і запропоновані заходи щодо їх усунення та встановлено, що:

- умови праці в феросплавному цеху відносяться до III класу 3 ступеня. Робоче місце має в наявності 3 чинника I ступеня, і 4 чинника III ступеня. За показниками робоче місце слід важати з особливо шкідливими і особливо важкими умовами праці;

- для зниження шкідливої дії тепла на організм людини стінки і колони мають бути теплоізольовані. З боків печей для захисту від променистого тепла мають бути влаштовані екрани у вигляді щитів з металевих листів і азбесту;

- у цеху як засіб захисту від електричного струму прийнято захисне заземлення за допомогою заземлюючих пристроїв, оскільки на підприємстві використовують трифазний змінний струм напругою 380/220 В.

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.

ПУБЛІКАЦІЇ ЗА ТЕМОЮ КВАЛІФІКАЦІЙНОЇ РОБОТИ

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю. М. Потебні



МАТЕРІАЛИ

УКРАЇНСЬКОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ КОНФЕРЕНЦІЇ ЗА УЧАСТЮ

МОЛОДИХ УЧЕНИХ ТА ЗДОБУВАЧІВ ВИЩОЇ ОСВІТИ

АКТУАЛЬНІ ПИТАННЯ СУСПІЛЬСТВА У СФЕРАХ

ЕКОЛОГІЧНОЇ ТА ЦИВІЛЬНОЇ БЕЗПЕКИ,

ТОЗБЕРЕЖЕННЯ, МЕНЕДЖМЕНТУ ТА ЕКОНОМІКИ»

Запоріжжя

2024

К669.168

Анісімов Олег Ігорович
магістр 2 курсу
ІНМ ім. Ю.М. Потебні Запорізького національного університету
Куріс Юрій Володимирович
д.т.н., професор кафедри металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
ІНМ ім. Ю.М. Потебні Запорізького національного університету

ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА ФЕРОСИЛІКОМАРГАНЦЮ З ВМІСТОМ ФОСФОРУ МЕНШЕ 0,35%

Актуальность темы обумовлюється: завдяки обмежених ливостях використання шихтових матеріалів феросплавної плавки з ових марганцевих концентратів необхідне науково обгрунтовано і ально підшихтовувати марганцеві руди і концентрати, що рюються.

Враховуючи особливості марганцевих руд і концентратів, що рюються, по хімічному складу і фізичним властивостям назріла ність в проведенні комплексних досліджень їх металургійної кті.

Мета роботи - розробка технології виробництва товарного силікомарганцю з використанням карбонатних марганцевих центратів.

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

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

Фосфор, що знаходиться в марганцевих концентратах, може бути ий видалений у вигляді фосфіну при відновному випаленні їх у ності $H_2O_{пар}$ в інтервалі температур 950-1050 °С:

$$Me_3(PO_4)_2 + 8C_{тв} + 3H_2O_{пар} = 3MeO_{в.} + 2PH_{3г} + 8CO_{г}. \qquad (1)$$