Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім Ю.М. Потебні
(назва факультету)

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
(повна назва кафедри)

Пояснювальна записка

до кваліфікаційної магістерської роботи

рівень вищої освіти___перший бакалаврський рівень_____
(другий (магістерський) рівень)

на тему Вдосконалення технології виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм методом змішування _____

Виконав: студент ___*4*__курсу, групи *6.1361*

__Кушніренко Я.Я._____
(ПІБ) (підпис)

спеціальності

____*136 Металургія*_____
(шифр і назва)

спеціалізація

_____
(шифр і назва)

освітньо-професійна програма

*Металургія*_____
(шифр і назва)

Керівник Скачков В.О._____
(прізвище та ініціали) (підпис)

Рецензент Проценко В.М._____
(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 _____*перший бакалаврський рівень*_____
другий (магістерський) рівень)

Спеціальність ___*136 металургія*_____
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма ___*металургія*_____
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри _____*МТЕТБ*_____
_____*Ю.О. Бєлоконь*__

"_12_" _____02_____2024 року

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

_____*Кушніренко Ян Янович*_____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи)__Вдосконалення технології виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм методом змішування _____

керівник роботи (проєкту)____*Скачков Віктор Олексійович*_____*д.т.н, професор*____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом вищого навчального закладу від "26"___12__ 2023року № 2215-с

2. Строк подання студентом роботи (проєкта)____14.*06.2024*_____

3. Вихідні дані до роботи (проєкта)__*Вдосконалення технології феросилікомарганцю*_____

_____4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)_*Реферат. Вступ. Загальна частина. Дослідницька частина, Охорона праці та техногенна безпека, Висновки. Перелік посилань.*

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

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
Розділ 1 назва розділу	*Скачков В.О., професор*	
Розділ 2 назва розділу	*Скачков В.О., професор*	
Розділ 3 назва розділу	*Скачков В.О., професор*	
Нормоконтроль	*Бєлоконь Ю.О. завідувач кафедри*	

7. Дата видачі завдання *12.02.2024*

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	*Вступ*	*15-20.04.2024*	
2	*Реферат*	*21-12.05.2024*	
3	*Розділ 1*	*13-26.05.2024*	
4	*Розділ 2*	*27-02.06.2024*	
4	*Розділ 3*	*03-09.06.2024*	
5	*Висновки*	*10-16.06.2024*	

Студент _____ **Я. Я. Кушніренко**
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи) _____ ***В.О. Скачков***
(підпис) (прізвище та ініціали)

РЕФЕРАТ

На пояснювальну записку дипломної роботи на тему «Розробка технології виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм методом змішування», яка включає 81 стор. машинописного тексту, 8 рис., 28 табл., 33 найменувань переліку посилань.

Мета роботи - розробка технології виробництва силікомарганцю з алюмінієм методом змішування.

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

У розділі 2 описані матеріали і методи досліджень, вибрана технологія виплавки феросилікомарганцю з алюмінієм. Проведено аналіз і узагальненні результатів досліджень.

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

ФЕРОСИЛІКОМАРГАНЕЦЬ, КВАРЦИТ, КОКСОВИЙ ГОРІШОК, ВІДХОДИ ВТОРИННОГО ВИРОБНИЦТВА АЛЮМІНІЮ, ТЕПЛОФІЗИЧНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ, РУДОВІДНОВЛЮВАЛЬНА ПІЧ, ВАПНО, ПИТОМА ВИТРАТА ЕЛЕКТРОЕНЕРГІЇ.

ЗМІСТ

Вступ..... 7
Розділ 1 Аналіз сучасного стану виробництва феросилікомарганцю.... 10
1.1. Актуальність проблеми удосконалення технології виробництва феросилікомарганцю..... 10
1.2. Технологія виробництва марганцевих сплавів..... 11
1.2.1. Виробництво феросилікомарганцю..... 11
1.2.2. Основні напрями вдосконалення технології виплавки силікомарганцю…….. 17
1.2.3. Повторне використання відвального шлаку для виплавки силікомарганцю..... 19
1.2.4. Виплавка силікомарганцю з використанням шунгитової породи..... 20
1.3. Характеристика комплексних феросплавів..... 21
1.4. Висновки..... 24
Розділ 2 Дослідження технології отримання феросилікомарганцю з алюмінієм..... 26
2.1. Методика дослідження..... 26
2.2. Аналіз способів отримання феросилікомарганцю з алюмінієм…..... 26
2.3. Вибір та обґрунтування оптимального способу виробництва..... 28
2.3. Фізико-хімічні основи виробництва сплаву..... 31
2.4. Розрахунок шихти і матеріальний баланс плавки феросилікомарганцю..... 34
2.5. Освоєння технології виплавки силікомарганцю з використанням комплексного відновника..... 45
2.6. Характеристика шихтових матеріалів для виплавки силікомарганцю..... 47
2.7. Технологія виробництва силікомарганцю з алюмінієм..... 52

2.8. Технологія випуску та розливання феросилікомарганцю..... 56
2.9. Економічний ефект виплавки силікомарганцю з алюмінієм..... 56
2.10. Висновки 59
Розділ 3 Охорона праці та техногенна безпека..... 64
3.1. Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища в цеху виплавки марганцевих феросплавів..... 64
3.2. Заходи з поліпшення умов праці..... 67
3.3. Електробезпека..... 69
3.4. Розрахунок звукоізольованої кабіни посту управління..... 70
3.5. Пожежна безпека..... 74
3.6. Висновки..... 76
Висновки..... 77
Список використаної літератури..... 79

ВСТУП

Сучасну чорну металургію неможливо представити без феросплавної галузі. Високоякісні сталі і сплави, використовуються в авіаційній і космічній промисловості, виробництві високотехнологічного озброєння, в атомній галузі, електрогенерації та інших галузях.

Незважаючи на проблеми і складнощі, Україна зайняла одне з провідних місць на світовому ринку феросплавів. Основу феросплавної промисловості країни складає так звана «велика трійка» (рисунок 1):

- ПАТ «Нікопольський завод феросплавів» (НЗФ) - найбільш потужне підприємство по виробництву марганцевих феросплавів в Україні і один з найбільших у світі (більше 11% світового виробництва феросплавів), основною продукцією є феросилікомарганець;

- ПАТ «Запорізький завод феросплавів» (ЗЗФ) - один з найбільших в Європі виробників феросплавів (його доля у світовому обсязі виробництва складає 5,7%), монополіст в СНД по випуску феросиліцію, а також єдиний в Україні виробник середньовуглецевого феромарганцю і металевого марганцю;

- ВАТ «Стахановський завод феросплавів» (СЗФ) - спеціалізується на випуску крем'янистих сплавів і є найбільшим в Україні виробником феросиліцію.

Економічна криза, що вибухнула в 2008 році в Україні відчутно позначилася на феросплавній галузі. Як підсумок, в 2009 році обсяги виробництва в галузі скоротилися на 27,5%, завантаження потужностей впало нижче 50%, а відпускні ціни на готову продукцію довелося понизити приблизно на третину. До кінця 2010 р. Нікопольський завод феросплавів збільшив міру завантаження своїх потужностей до 90%, на Запорізькому заводі феросплавів випуск продукції, в порівнянні з 2009 р., виріс на 33,5% [1].

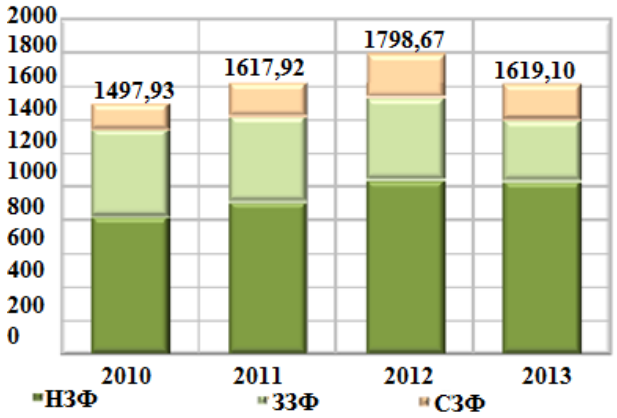


Рисунок 1 - Динаміка феросплавних підприємств в загальному об'ємі виробництва в Україні, тисяч тонн.

В 2011 р. в порівнянні з аналогічним періодом 2010 р. випуск феросплавів в Україні зменшився на 13,7%, до 832,3 тис. тонн (рисунок 2) [2].

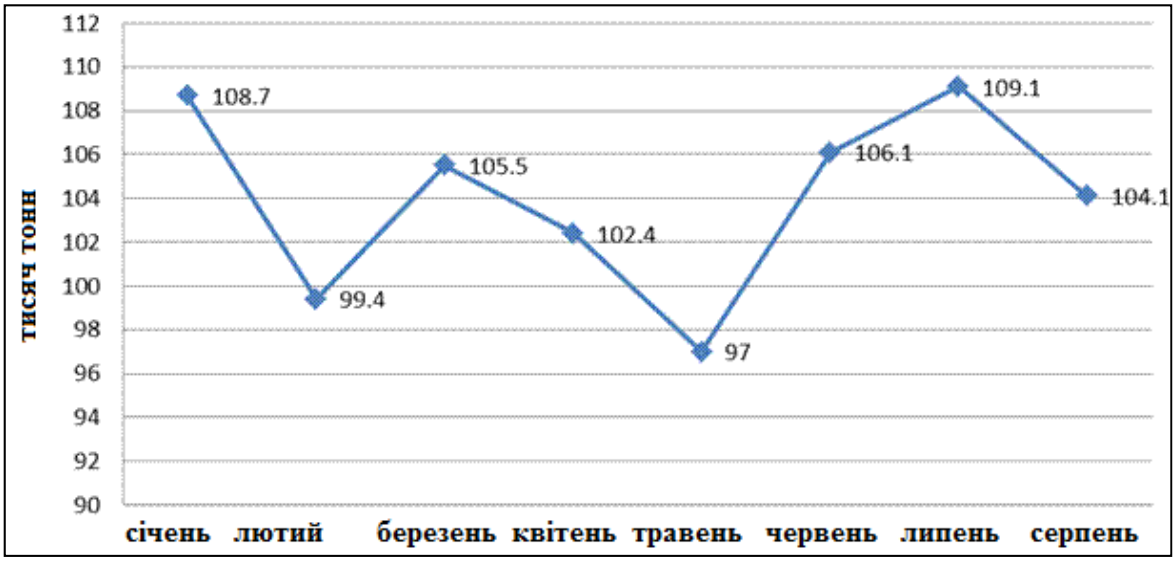


Рисунок 2 - Динаміка феросплавного виробництва в Україні в 2011 р.

Також в 2011 р. стався черговий виток росту імпорту феросплавів в Україну (рисунок 3). Щомісячно в Україну імпортується більше 25 тис. тонн феросплавів [2].

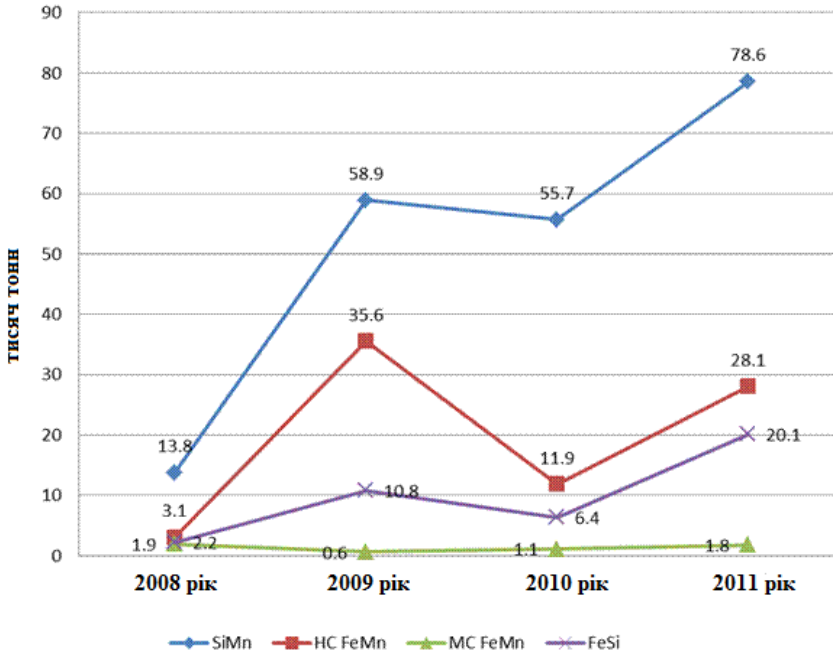


Рисунок 3 - Динаміка імпорту феросплавів в Україну.

Найважливішим резервом підвищення продуктивності та розвитку виробництва феросплавів є економія сировини, палива і енергії, застосування ресурсозберігаючих маловідходних технологій.

Мета дипломної роботи: розробка технології виробництва силікомарганцю з алюмінієм методом змішування.

Для вирішення поставленої мети дипломної роботи треба вирішити наступні задачі:

1. Провести аналіз сучасних способів виробництва феросилікомарганцю, встановити напрями вдосконалення технології його виплавки шляхом використання алюмінієвого комплексного відновника.

2. Провести дослідження теплофізичних властивостей вихідної шихти (марганцевого концентрату, коксику, алюмінієвого комплексного відновника.

3. Провести порівняння технологічних показників виплавки феросилікомарганцю на звичайній та дослідній шихті.

РОЗДІЛ 1
АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ВИРОБНИЦТВА ФЕРОСИЛІКОМАРГАНЦЮ

1.1. Актуальність проблеми удосконалення технології виробництва феросилікомарганцю

Останні роки стали роками кризи, який охопив практично усі галузі економіки. Феросплавна галузь у цьому плані є особливо чутливою до стану справ у металургійній промисловості, так як, з одного боку, високий рівень ресурсо- та енергоспоживання визначає велику залежність феросплавних підприємств від отримання електроенергії, коксу, марганцевої руди, а з другого боку, феросплави є переробною продукцією і рівень їх споживання залежить від загального стану металургійного комплексу.

Одним з ключових пріоритетів стратегії країни є економічний зріст та основи збалансованого розвитку економіки, ефективного використання науково-технічного потенціалу країни та регіону. Економічний зріст цілком можливий, але він може бути тільки на основі інтенсивного технічного и технологічного обновлення виробництва.

Об’єм виробництва феросплавів знаходиться в прямій залежності від потужності електропечей. В останній час важливішим напрямком технічного прогресу у виробництві феросплавів є збільшення потужності плавильних агрегатів. Збільшення потужності плавильних агрегатів значно підвищує продуктивність праці, знижує питому витрату електроенергії, капітальні і експлуатаційні витрати [3].

Конструкції сучасних печей неможливо розглядати окремо від технологічних процесів які проходять в них. На перший погляд рудотермічна або рафініровочна плавки уявляються не складними. У більшості випадків піч працює безперервно або періодично. Однак це тільки зовнішні ознаки. У

ванні печі, проходять різні хімічні та фізичні перетворення, змінюється фазовий стан (твердий, рідкий та газоподібний), протікають багаточисельні та складні реакції.

Найважливішим резервом підвищення продуктивності праці й розвитку виробництва є економія сировини, палива і енергії, застосування ресурсозберігаючих маловідходних технологій, зниження матеріалоємності й залучення в переділ вторинних ресурсів, раніше не використовуваних відходів виробництва.

Проблема раціонального використання марганцю, віднесеного у світовій металургійній практиці до стратегічних металів, придбала народногосподарську значимість. Поставлені завдання більш ефективного використання марганцевосировинних ресурсів нашої країни шляхом подальшого розвитку фундаментальних досліджень і на їхній основі – створення й впровадження у виробництво принципово нових і вдосконалення діючих технологічний схем і процесів, що забезпечують мало- і безвідходні технології видобутку, збагачення, металургійного переділу марганцевих руд і концентратів і ефективного використання сплавів марганцю в сталеплавильному виробництві й кольоровій металургії [3].

1.2. Технологія виробництва марганцевих сплавів

1.2.1. Виробництво феросилікомарганцю

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

За хімічним складом 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 0,45 % 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 типу РПЗ-48, РПЗ-63І1, РПЗ-63 і РПЗ-63М2 (трансформатори потужністю 63 МВА) і круглих закритих печах типу 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 більш. Електропечі типу 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 (рисунок 1.1).

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

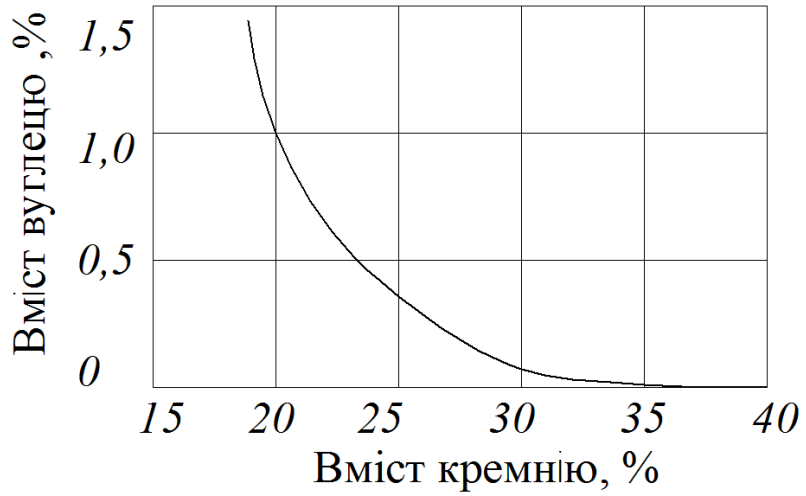


Рисунок 1.1 - Залежність вмісту вуглецю у феросилікомарганці від вмісту в ньому кремнію.

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 за реакцією:

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

і утворення феросилікомарганцю, що може бути описане хімічною схемою:

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

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 труботічкам з бункерів. При пониженому вмісті кремнію в сплаві склад шихти корегується добавкою кварциту з коксом, а в разі підвищеної концентрації кремнію –

марганцевого концентрату з коксом. Витрата шихтових матеріалів приведена в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Витрата шихтових матеріалів для виплавки феросилікомарганцю

Марка сплаву	Склад колоші, кг/співвідношення					
	Марганцевий агломерат II сорт	Марганцевий концентрат II сорт (сухий)	Шлак малофосфористий передільний ШМП 78	Карбонатна руда (суха)	Кварцит	Коксик сухий
МнС17Р50	(50%) 300/1,00	(50%) 340/1,13	-	-	100-140 0,33-0,47	150-180 0,5-0,6
	(40%) 300/1,00	(60%) 575/1,92	-	-	110-145 0,37-0,48	150-180 0,5-0,62
	(30%) 300/1,00	(70%) 785/2,62	-	-	130-140 0,43-0,47	190-240 0,63-0,80
	(20%) 300/1,00	(60%) 1010/3,37	-	(20%) 450/1,50	220-230 0,73-0,77	200-210 0,67-0,70
МнС17Р40	(25%) 175/0,58	(40%) 315/1,05	(35%) 300/1,00	-	40-50 0,13-0,17	120-145 0,4-0,48
	або суміш: 490/1,63					
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.

Нормальна робота печі характеризується наступними ознаками:

- рівномірним сходом шихти в завантажувальних лійках;

- глибокою стійкою посадкою електродів при заданій потужності печі;

- оптимальна довжина робочого кінця електроду має бути в межах 2,7–2,8 м;

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

- максимальним використанням потужності печі на даному рівні напруги;

- тиск під склепінням 0,5÷1 мм вод. стовпа;

-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%.

Кількість колошникового газу для печей типа РПЗ і РПГ до 8000 $м^3$/год.

Порушеннями процесу є:

- висока посадка електродів;

- низька посадка електродів з втратою струмового навантаження;

- недолік відновника;

- зависання шихти в завантажувальних лійках;

- нерівномірний вихід металу і відсутність виходу шлаку;

- зростання тиску газів під склепінням печі;

- просідання гарнісажу у льотки.

Розподіл елементів між продуктами плавки феросилікомарганцю і питома витрата шихтових матеріалів приведені в таблиці 1.2 і 1.3.

Випуск металу проводиться у футерований ківш, а шлак перетікає в

сталеві ковші, встановлені каскадно.

Тривалість випуску для нормально працюючої печі встановлюється 15-20 хв. Випускають сплав і шлак кожні 2 години. Температура металу на випуску 1500-1550°С. Ковші з металом і шлаком викочують в розливний проліт. Перед розливанням сплаву зливають шлак з ковша так, щоб виключити втрати феросилікомарганцю. Шлак, який залишився в ковші над металом, густішають піском з метою запобігання попаданню кислого шлаку в злитки сплаву при розливанні.

Таблиця 1.2 – Розподіл елементів між продуктами плавки феросилікомарганцю

Елемент	Переходить, %		
	У сплав	У шлак	В ульот
Mn	75	17	8
Si	40	50	10
P*	80	4	16

* - Експериментально встановлено, що частина фосфору випаровується

Таблиця 1.3 – Питома витрата шихтових матеріалів і електроенергії (кВт·год/т) при виплавці феросилікомарганцю (у перерахунку на базову тонну [Mn] + [Si] = 82 %)

Показник	НЗФ (печі РПЗ-63)	ЗФЗ (РКЗ-16,5)	ЗЗФ (РКЗ-16,5)
Питома витрата матеріалів, кг/т:			
концентрату марганцевого	-	92	500
агломерату марганцевого	-	2056	1415
шлаку малофосфористого	1780	339	36
кварциту	350	386	335
відходів феросилікомарганцю	274	—	—
коксу	462	488	433
електродної маси	26	32	31
Витрата електроенергії, кВт·год/т	3930	3843	4176

Феросилікомарганець розливають на розливних машинах в злитки вагою 40-50кг або через приймач-копильник в чавунні виливниці пошарово.

Відвальний шлак феросилікомарганцю має наступний хімічний склад: 48-52% SiO_2; 10-12% Mn; 12-14% CaO; 2-3% MgO; 7-8% Al_2O_3; 0,002-0,003% P% 0,5-0,7% S. Кратність шлаку 0,6-0,7.

1.2.2. Основні напрями вдосконалення технології виплавки силікомарганцю

Аналіз даних матеріального балансу виплавки силікомарганцю найбільш масової марки МнС 17 показує, що витягання марганцю в сплав складає 72-75 %, а кремнію 40-45 % при практично повному (80-85 %) переході фосфору в сплав (таблиця 1.4). Встановлено, що для шихтових матеріалів оптимальна основність шлаку силікомарганцю знаходиться в межах 0,17-0,19.

Таблиця 1.4 – Розподіл елементів між продуктами плавки силікомарганцю

Елемент	Переходить, %		
	у сплав	у шлак	у відліт
Mn	75	17	8
Si	40	50	10
P	80	4	16

Для забезпечення в сплаві 17-20 % Si шлаки силікомарганцю повинні мати насичену концентрацію кремнезему (47-49 % SiO_2), тому відвальні шлаки силікомарганцю з 13-15 % Mn і 47-49 % SiO_2, по хімічному складу близькі до рівноважних. Для підвищення витягання марганцю і

кремнію в силікомарганець рекомендовані для впровадження технологічні заходи, виплавки силікомарганцю, що істотно покращують техніко-економічні показники.

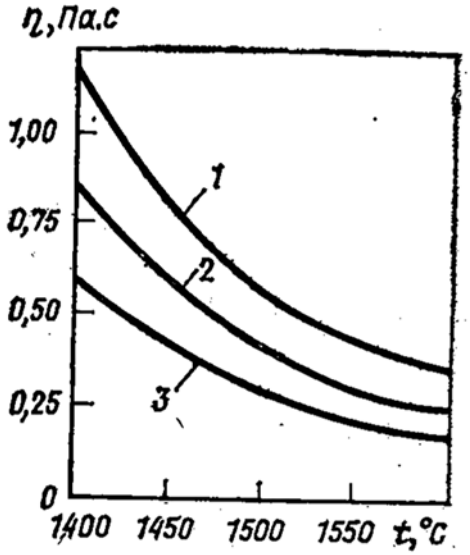


Рисунок 1.2 - Залежність в'язкості шлаку силікомарганцю (16-17 % MnO, 49-50 % SiO_2) від температури при концентрації Na_2O+K_2O рівної 4,7 (1); 7,4 (2) і 15,3 (3).

Оксиди лужних металів істотно знижують в'язкість розплаву в температурному інтервалі 1400-1600°С (рисунок 1.2), Na_2O і K_2O прискорюють процеси відновлення оксидів вуглецем і покращують горіння електричної дуги у ванні печі, тому рекомендується вводити до складу шихти лужні алюмосилікати (пегматит, лужні граніти, відходи збагачення вугілля на коксохімічних заводах).

Нині запропоновано використовувати при виплавці силікомарганця замість кварциту лужний алюмосиликат - туф (67% SiO_2; 7-9 % $\Sigma(NaO+ K_2O)$ Артикського родовища (Вірменія) [5].

В порівнянні із звичайною технологією продуктивність печі типу РКЗ-16,5 підвищилася на 5 %, питома витрата електроенергії знизилася на 3 %, вилучення марганцю в сплав збільшилося на 2,5 % і кремнію на 5 %.

Разом з туфом, пегматитом можна використовувати трахіт (8-10 % K_2O, 2 % Na_2O, 15 % $A1_2O_3$, SiO_2 - ост.).

Показана також доцільність застосування малофосфористого шлаку з підвищеним вмістом оксидів Na_2O і K_2O, отриманого із застосуванням пегматиту, для виробництва силікомарганця. Виплавлений в печі РКЗ-16,5 шлак з використанням пегматиту [70% SiO_2; 16,8% Al_2O_3; 9,4% (Na_2O + K_2O) мав склад: 47,5 % Mn; 24 % SiO_2; 4,5 % Al_2O_3; 3,4 % (Na_2O + K_2O) і 0,011 % P]. При виплавці з вмістом фосфору 0,25 і 0,35 % і використанням у складі шихти такого малофосфористого шлаку витягання марганцю підвищується на 12-15 %, продуктивність печі - на 10 %, питома витрата електроенергії знижується [6].

1.2.3. Повторне використання відвального шлаку для виплавки силікомарганцю

Однією з умов підвищення витягання марганцю при виплавці силікомарганця є його довідновлення, при якому отримують додаткову кількість марганцю і кремнію. Розроблений двохстадійний метод виплавки силікомарганця, який полягає в наступному. На першій стадії за діючою технологією отримують силікомарганець із стандартним вмістом фосфору. На другій стадії шлак, що отримується на першій стадії, після грануляції і помелу застосовують в якості марганцеворудної сировини при виплавці силікомарганця низькофосфористої групи. Однією з умов успішного ведення процесу є брикетування шлаку з відновником (М. І. Гасик, В. А. Гладких).

Розроблена високоефективна технологія виплавки стандартного силікомарганця марки СМн17Р з використанням замість кварциту спільно з вугіллям відвального шлаку силікомарганця або

марганцевих шламів — відходів збагачення марганцевих руд. У дослідах в якості шламу використовувалися відходи збагачення, що накопичилися у великих кількостях в шламосховищі (склад шламу 21,5 % Mn; 48 % SiO_2; 0,16 % P). Підтверджена можливість зниження витрати кварциту, зменшення витрати марганцевих концентратів I сорту на 200-250 кг і заміни дефіцитного коксику газовим вугіллям в середньому на 170 кг/т. В печі потужністю 1200 кВА оброблена технологія виплавки високо-крем'янистого силікомарганця (36-45 % Si; 45-55 % Mn; 8-10 % Fe; 0,05-0,08 % P) з використанням відвального шлаку товарного силікомарганця. Плавка на брикетованих шламах підвищує вміст в сплаві P < 0,1-0,3 %, і вилучення Mn при цьому досягає 90 %, Si - 60 %. Оптимальна кількість с.с.б. щільністю 1,2 г/см^3 при брикетуванні відвального шлаку фракції 2 мм і вологістю 2 % складає 7,5 %, марганцевого шламу вологістю 8 % - 9 %. Зусилля пресування ~ 19,6 МПа. Відвальний шлак силикомарганцю Гани використовується в шихті для виплавки чавуну в доменних печах.

1.2.4. Виплавка силікомарганцю з використанням шунгитової породи

Шунгитова порода є комплексним матеріалом, що містить вуглець і кремнезем, і її розглядають як можливий ефективний замінник коксика і кварциту при виплавці феросплавів. Шунгитові породи Карелії мають наступний хімічний склад: 20-25% C; 37-70% SiO_2 ; 1,5-3% Fe_2O_3; 2-5% $A1_2O_3$; 0,1-0,5% CaO; 1-2% MgO; 0,1-0,5% Na_2O; 0,6-2% K_2O; 1-1,5% S і ≤ 0,03% P. Значення щільності знаходяться в межах 1,86-2,0 г/см^3, щільність по шкалі Мооса складає 3,5 од. (В. А. Кравченко та ін.). Вивчена можливість застосування шунгитової породи для виплавки феросиліцію і силикомарганцю, можна її застосовувати і для отримання ба-

гатьох інших видів електротермічної продукції. Промислова виплавка силікомарганця в печі РПЗ-63 з введенням в шихту шунгитової породи (36 % С, 50 % SiO_2) показала, що присадка її в кількості до 200 кг/т забезпечує зниження питомої витрати, коксику на 60-70 кг/т, кварциту - на 140-160 кг/т і електроенергії - на 1-2 %. Витягання марганцю при цьому підвищується на 1-3 %. Техніко-економічних показників виплавки силікомарганцю можуть бути значно поліпшені, якщо шихту заздалегідь нагрівати. Це одночасно вирішить і проблему утилізації колошникового газу, що має високу теплоту згорання. Представляють інтерес результати дослідження можливості застосування плазмового нагріву для рудовідновних процесів, у тому числі для виплавки силікомарганцю.

1.3. Характеристика комплексних феросплавів

Одним з основних шляхів збільшення випуску чавуну високої якості є розширення його модифікування, для чого потрібний випуск достатньої кількості феросплавів-модифікаторів, оптимального для кожної групи чавунів складу.

Таким чином, для корінного поліпшення якості сталі і чавуну необхідно мати спеціальні феросплави, що в першу чергу комплексні, такі, що мають необхідні службові характеристики.

Комплексні (багатокомпонентні) феросплави можуть бути або тільки розкислювачем (модифікатором, що легує сплавом), або сукупністю розкислюючого і легуючого сплаву, модифікатора і розкислювача та ін. Основу комплексних сплавів складають залізо, кремній, нікель, алюміній та ін.

Процес отримання комплексних сплавів має позитивні і негативні сторони: розширюється рудна база їх виробництва, оскільки в нього можуть

залучатися бідніші і комплексні руди, з'являється можливість гнучкішого регулювання технологічних параметрів процесу (підбір в'язкості, температури плавлення шлаку і сплаву, електроопору шихти та ін.)

Продукція феросплавного виробництва повинна мати оптимальне співвідношення між двокомпонентними феросплавами (Fe-Si, Fe-Mn, Fe-Cr та ін.) і комплексними сплавами.

Вивченням фізико-хімічних характеристик феросплавів займалися багато авторів: І.П. Козачков, Б.М. Лепинських, М.І. Гасик та ін. [2-8].

Більшість дослідів при виборі оптимального складу феросплавів виходять з їх дії на якість і властивості оброблюваного металу. На думку [2], для вибору складу лігатур окрім відомостей про механічні і технологічні властивості сталі представляють інтерес дані про розкислю вальну здатність лігатур. Є думка, що при розробці складів комплексних модифікаторів необхідно враховувати особливості впливу входящих в них елементів на процеси структуроутворення оброблюваного металу, обумовлені різною спорідненістю модифікаторів до кисню, сірки, відмінністю в термодинамічній активності на литу структуру, рідкоплинність, фізико-механічні та інші властивості металу.

Ряд авторів при визначенні складу феросплавів враховує наступне: температуру плавлення, щільність, технологічні особливості і економічність їх отримання, розсипаємість, токсичність.

Пропонується і комплексний підхід до вибору складу феросплавів. Так, для визначення ефективності дії активних елементів (ЛЗМ, Al, Si) А. С. Дубровин використовував величини пружності їх пари і теплових ефектів взаємодії з іншими елементами разом з даними про технологічних, еконо-мічних і екологічних характеристиках. Про ефективність складу феро-сплаву судили по його впливу на якість поверхні і макроструктуру заготі-вель, вихід придатної продукції, неметалічні включення, механічні власти-вості сталі, залишковий вміст в ній елементів сплаву і домішок. Враховува-лися також щільність сплаву, засвоєння основних компонентів, методи вве-

дення в сталь. В. Е. Власенко вважає, що при розробці нових марок феросплавів окрім відомих фізико-хімічних характеристик сплаву (температури плавлення, щільність) слід враховувати такі чинники, як економічна ефективність і технологічність виплавки, потреба в сплаві, його засвоєння, розкислювальна здатність, тенденція розвитку сталеплавильних процесів та ін. На думку [3], вибір оптимального складу комплексних сплавів можливий з урахуванням поведінки складових сплаву в рідкому металі, міри їх спорідненості до кисню і інших елементів, розподіли продуктів окислення і зниження температури рідкої сталі. Найбільш розповсюджений і глибокий підхід до вибору нових марок комплексних сплавів міститься в роботах І. П. Козачкова [4], який враховував тепловий ефект присадки феросплавів в сталь, швидкість їх плавлення в ковші, температуру плавлення і щільність сплавів, їх хімічну взаємодію з киснем і азотом і очищення сталі від неметалічних включень.

Комплексний підхід при виборі складу феросплаву, безумовно, є найбільш доцільним. Проте такий підхід за рідкісним виключенням, не використовувався на практиці із-за відсутності загальноприйнятої схеми і трудності визначення деяких фізико-хімічних характеристик.

Специфіка отримання і використання феросплавів пред’являють до їх якості певні вимоги.

Фізико-механічним характеристикам феросплавів почали приділяти увагу у зв'язку із застосуванням сортованих і порошкоподібних феросплавів, їх дробленням, гранулюванням [6].

Інші вимоги до феросплавів можна звести до наступного:

- вміст основного (ведучого) елементу необхідно мати максимальним;

- легуючі елементи повинні мати мінімальну, а елементи - розкислювачі - максимальну спорідненість до кисню, у комплексних розкислювачах слід мати елементи, що мають різну спорідненість до кисню;

- температуру плавлення феросплаву раціонально приймати нижче за температуру кристалізації оброблюваного металу або нижче, ніж температура сталі в ковші;

- щільність феросплаву має бути рівною чи вищою, чим у оброблюваного металу;

- тепловий ефект взаємодії феросплавів з рідкою сталлю не повинен призводити до значного охолодження останньої;

- тривалість розчинення складових сплаву в рідкому металі має бути мінімальною [3, 4].

1.4. Висновки

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

2. За хімічним складом феросилікомарганець повинен задовольняти вимогам ДСТУ 3548-97.

3. Феросилікомарганець виплавляється в закритих трифазних електродугових печах безперервним процесом. Футерування печей вугільне. Шихта завантажується в піч безперервно самопливом по труботічкам з бункерів. При пониженому вмісті кремнію в сплаві склад шихти корегується добавкою кварциту з коксом, а в разі підвищеної концентрації кремнію – марганцевого концентрату з коксом.

4. Феросилікомарганець розливають на розливних машинах в злитки вагою 40-50кг або через приймач-копильник в чавунні виливниці пошарово.

5. Аналіз даних матеріального балансу виплавки силікомарганцю найбільш масової марки МнС 17 показує, що витягання марганцю в сплав складає 72-75 %, а кремнію 40-45 % при практично повному

(80-85 %) переході фосфору в сплав. Встановлено, що для шихтових матеріалів оптимальна основність шлаку силікомарганцю знаходиться в межах 0,17-0,19.

6. Для підвищення витягання марганцю і кремнію в силікомарганець приведені технологічні заходи, що істотно покращують техніко-економічні показники. Рекомендується вводити до складу шихти лужні алюмосилікати (пегматит, лужні граніти, відходи збагачення вугілля коксохімічних заводів).

РОЗДІЛ 2
ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ОТРИМАННЯ ФЕРОСИЛІКОМАРГАНЦЮ З АЛЮМІНІЄМ

2.1. Методика та методи дослідження

Для вирішення поставлених в роботі задач виконано комплексний аналіз і обґрунтовано вибір відповідних теоретичних методів, апаратури і методик експериментальних досліджень. Найбільш повно застосовані наступні методи:

- комплексний термічний аналіз фазових перетворень;
- термодинамічний аналіз реакцій в системах Mn-Si-Fe-C-P;
- термодинамічна оцінка активності компонентів Al_2O_3 і SiO_2 в мінерально-силікатній основі пічних шлаків;

Алюмінієво-кремнієві сплави виплавляли, використовуючи прогресивний електротермічний метод, який дозволяє застосовувати потужні плавильні агрегати і використовувати вітчизняну алюмосилікатну сировину.

Для виявлення впливу добавок відходів суміжних виробництв на властивості шихти, були виконані дослідження теплофізичних властивостей шихтових компонентів.

В лабораторних умовах в печі Таммана в ідентичних умовах було проведене порівняльний аналіз шихти. Опробуванні шість складів шихт, які відрізнялися одна від одної за вмістом алюмінієвого комплексного відновника.

Отриманий метал підвергався хімічному аналізу з метою визначення вилучення марганцю. Визначалася також питома витрата матеріалу.

Результати досліджень підвергалися статистичній обробці з використанням пакетів програмного забезпечення.

2.1. Аналіз способів отримання феросилікомарганцю з алюмінієм

Дослідженнями процесів розкислення сталі встановлено, що комплексні системи Mn-Si-Al-(Mn-Si-Al-C) забезпечують більш глибоке розкислення сталевої ванни і створюють передумови для формування в злитках неметалічних включень більш сприятливого складу і форми [6].

У зв'язку з цим в 50-60 -х роках минулого століття були розпочаті роботи зі створення найбільш ефективних технологій отримання комплексних сплавів на основі марганцю. Існують дві групи отримання комплексних сплавів даної системи.

Сутність способів, що відносяться до першої групи, полягає в розчиненні алюмінію в переробному (28% Si; 0,4% C) або товарному (17-20% Si; 1,5% C; 0,45% P, решта марганець) феросилікомарганці. Таким способом одержують комплексний сплав з 2-5% Al на Нікопольському ферросплавному заводі. На Запорізькому ферросплавному заводі отримували сплав з 5-10% Al розчиненням чушкового алюмінію в переробному феросилікомарганці.

Друга група включає способи, засновані на спільному відновленні шихт, що містять оксиди марганцю, кремнію і алюмінію вуглецевим відновником. Як правило, такі шихти включають марганцеві концентрати, кварцит і глиноземисті компоненти. Підтверджено ефективність використання відходів збагачення кам'яного вугілля. При плавці цих шихт протікає реакція відновлення оксидів вуглецем, в тому числі і Al_2O_3, що забезпечує отримання сплаву необхідного складу.

Однією з вимог сталеплавильників до якості комплексних сплавів є поставка їх у шматках. Разом з тим сплави системи Mn-Si-Al і Mn-Si-Al-C схильні до розсипання в порошок, що ускладнює його використання при виплавці сталі.

Проведено дослідження причин розсипання і запропоновано кілька механізмів процесів цього розсипання. Дослідники пов'язують це явище з окисленням фосфіду алюмінію водяною парою, з поліморфними перетвореннями при кристалізації й охолодженні злитків комплексних сплавів, із взаємодією карбіду алюмінію Al_4C_3 з H_2O і утворенням гідрооксиду алюмінію і металу.

За хімічним складом феросилікомарганець повинен відповідати вимогам ДСТУ 3548-97 [5]. Верхній ліміт вмісту фосфору дорівнює 0,60 %. Марки основи сплаву та хімічний склад феросилікомарганцю повинні відповідати вимогам таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Марки основи сплаву та хімічний склад феросилікомарганцю

Марка основи сплаву	Масова частка елементів, %					
	Si	Mn, не менше	C	P		Si
				А	Б	
			не більше			
МнС 25	25,0 - 35,0	60,0	0,5	0,05	0,25	0,03
МнС 22	20,0 - 25,0	65,0	1,0	0,1	0,35	0,03
МнС 17	15,0 - 20,0	65,0	2,5	0,1	0,60	0,03
МнС 12	10,0 - 15,0	65,0	3,5	0,2	0,60	0,03

2.2. Вибір та обґрунтування оптимального способу виробництва сплаву з алюмінієм

Марганець підвищує розкислюючи властивості кремнію. В порівнювальних умовах при розподільному розкислені сталі, угар марганцю складає 46%, кремнію - 37%, а при розкислені феросилікомарганцем - 29% для обох елементів. Середня потреба феросилікомарганцю в

сталеплавильному виробництві дорівнює 7-9 кг на 1 тону сталі. Феросилікомарганець може використовуватися як відновлювач при виробництві середньовуглецевого феромарганцю та металевого марганцю. Однак, головна привабливість феросилікомарганцю, як розкислювача складається в тому, що при розкислені сталі, утворюються більш крупніші частки ($2MnO \cdot SiO_2$), чим при використанні феросиліцію та феромарганцю розподільно. А це дає високу швидкість спливання часток в шлак (як видно з формули Стокса: $v = K r^2 (2/9) g (\rho_м - \rho_{нмв})/\eta$), що дуже впливає на якість сталі. Додавання в сталь феросилікомарганцю підвищує ряд фізичних та хімічних властивостей.

Аналіз способів отримання комплексного сплав - феросилікомарганцю з алюмінієм показав наступні оптимальні умови:

- розчинення алюмінію в переробному (28 % Si; 0,4 % C) або товарному (17-20 % Si ; 1,5 % C; 0,45 % P , решта марганець) феросилікомарганцю, або розчинення чушкового алюмінію в переробному феросилікомарганцю;

- спільне відновлення шихт, що містять оксиди марганцю, кремнію і алюмінію вуглецевим відновником.

Технологія виробництва феросилікомарганцю з алюмінієм полягає в наступному.

Перед початком плавки тигель ретельно очищається і підігрівається до червоного кольору. Алюміній завантажується в тигель в кількості 1/3часті навішування. Після його розплавлення додається решта алюмінію, причому одна чушка алюмінію залишається для введення в готову лігатуру з метою зниження температури перед заливкою.

Температура алюмінію доводиться до 850-900 °C, і починається введення в нього марганцю невеликими порціями. Марганець повинен бути попередньо подрібнений на шматочки діаметром 15-20 мм. Під час розплавлення алюмінію ці маленькі шматочки марганцю підігріваються на деках.

Перегрів розплавленого алюмінію, а також подрібнення марганцю робиться з метою більш швидкого його розчинення. При введенні в розплавлений алюміній дрібних шматочків марганцю сплав ретельно перемішується. Перемішування сплаву бажано проводити не залізними мішалками, а графітовими. Після перемішування при кожному завантаженні сплав витримується при температурі 850-900 °С протягом 10-12 хв. для повного розчинення введеної порції марганцю. Температура сплаву декілька знижується і виконується рафінування і розливання його в виливниці. Виливниці повинні бути попередньо підігріті до 100-150 °С.

На сьогоднішній день відомі сплави [7,8,9] для розкислення сталі наступного складу, %:

I. Марганець	22-80
Кальцій	0,2-35
Алюміній	0,1-60
Залізо	до 10
Кремній	залишки

При розкисленні сталі цим сплавом утворюються включення типу геленіту ($2CaO \cdot Al_2O_3 \cdot SiO_2$) і аноріта ($CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$) з температурою плавлення відповідно 1590 и 1550°С.

II. Марганець	65-72
Алюміній	4- 6
Кремній	10-12
Залізо	залишки

При розкисленні сталі цим сплавом утворюються включення $3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$.

III. Кремній	10-35
Марганець	50-80
Алюміній	1,7-6,8
Окис марганцю	0,4-3,2
Залізо	залишки

Введена до складу сплаву окис марагнцю дозволяє отримувати при розкисленні сталі включення типу аноріту ($MnO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ або $MnO \cdot Al_2O_3 \cdot SiO_2$), що має низьку температуру плавлення 1055-1200 °С, а тому добре коалесцирують і видаляються зі сталі.

Пропонований сплав отримують сплавом феросилікомарганцю з алюмінієм і марганцевою рудою. У процесі затвердіння сплаву марганцева руда частково відновлюється до MnO. Сплав має щільність 5,1-5,9 г/см^3 і не розсипається при тривалому зберіганні.

2.3. Фізико-хімічні основи виробництва сплаву

Феросилікомарганець - багатокомпонентний сплав системи Mn-Si-Fe-C-P. Вміст вуглецю залежить від концентрації кремнію: чим більше кремнію в сплаві, тим нижче розчинність в сплаві вуглецю. Оскільки утворення стандартного за кремнієм сплаву проходить у напрямку поступового збагачення вуглецевих часток металу відновленим кремнієм, постійно змінюється вміст часток сплаву. Це затрудняє точний опис хімічної суті процесу виробництва силікомарганцю за допомогою стехіометричних реакцій. На першому етапу мають розвиток процеси відновлення кислих оксидів марганцю з участю монооксиду вуглецю, потім оксиду марганцю MnO по реакції прямого відновлення до карбіду. В зоні високих температур получає розвиток реакція відновлення кремнезему. Наявність металевого розплаву полегшує процес відновлення кремнію за реакцією $SiO_2 + 2C = Si + 2CO$ та утворення феросилікомарганцю, що може бути описано хімічною схемою:

$$(SiO_2) + 2C + [MnC_x] = [Mn - Si - C_x] + 2CO \qquad (2.1)$$

Теоретична температура початку цієї реакції залежить від вмісту кремнію в сплаві. В загальному виді процес виробництва феросилікомарганцю можна записати реакцією:

$$(MnO) + (SiO_2) + (3 + x)\,C = [Mn] + [Si] + x[C] + 3CO \qquad (2.2)$$

Послідовність процесів взаємодії металевих насичених вуглецем розплавів з карбідом кремнію та кремнієм може бути описана хімічними схемами:

$$[Mn, Fe]_7C_3 + SiC \rightarrow [Mn, Fe]_{14}C_2Si_2 + C_{гр}; \qquad (2.3)$$

$$[Mn, Fe]_{14}C_3Si_3 + SiC \rightarrow [Mn, Fe]_{13}C_2Si_3 + C_{гр}; \qquad (2.4)$$

$$[Mn, Fe]_{13}C_2Si_3 + Si \rightarrow [Mn, Fe]_5Si_3C_x + SiC_т; \qquad (2.5)$$

$$[Mn, Fe]_5Si_3C_x + Si \rightarrow [Mn, Fe]Si(C_x) + SiC_т; \qquad (2.6)$$

$$[Mn, Fe]SiC_x. + Si \rightarrow [Mn, Fe]_{15}Si_{26}(C_x) + SiC_т. \qquad (2.7)$$

Алюміній - світло-сріблястий метал, який має кристалічну решітку гранецентрированного куба з періодом 4,0413 Е. Не зазнає поліморфних перетворень. Алюміній - легкий метал, його питома вага 2,703 г/см^3 при 20 ˚С. У зв'язку з цим алюміній є основою сплавів для легких конструкцій, наприклад в авіаційній техніці. Алюміній має високу електропровідність (65% від міді), тому алюміній у великому обсязі використовується як провідникових матеріалів в електротехніці. Чистий алюміній має високу корозійну стійкість у зв'язку з утворенням на його поверхні стійкою і щільною окисної плівки Al_2O_3. Ця властивість зберігається і в багатьох сплавах, що містять алюміній у вигляді легуючих елементів.

Що до виробництва сплаву феросилікомарганцю з алюмінієм були досліджені рівноваги в системі Mn-Si-Al. Ізотермічний переріз діаграми стану при 1223 К представлено на рисунку 2.1, з якого випливає, що в системі утворюється ряд сполук.

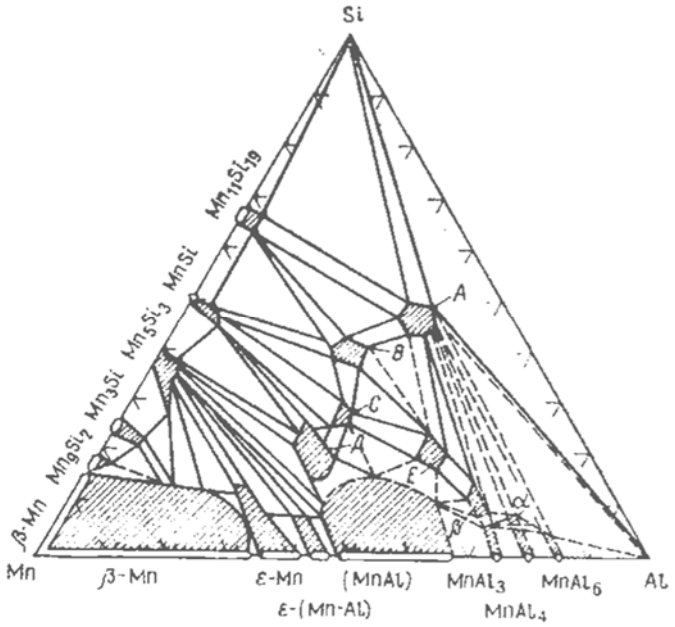


Рисунок 2.1 - Ізотермічний перетин (950 °С) діаграми стану Mn-Si-Al (A - $Mn_3Si_9Al_8$; B - $Mn_3Si_4Al_3$; C - $Mn_3Si_2Al_3$; D - $Mn_3Si_2Al_3$; E - $Mn_4Si_3Al_9$; α - Mn_2SiAl_9; β - Mn_3SiAl_{12}).

Теоретичний аналіз показав, що поліморфні перетворення в фазі $Mn_4Si_2Al_3$ в твердому розчині кремнію в (Mn-Al) ініціюють зростання мікротріщини , що призводить до руйнування сплаву. Розрахунок тривалості релаксації системи при поліморфних перетвореннях і швидкості росту тріщини добре узгоджується з практичними даними (тривалість руйнування шматка сплаву від декількох діб до 1 - 2 міс.). Фронт руйнування послідовно переміщається від периферії шматка сплаву до його центру .

Проміжні фази $Mn_3Si_9Al_8$, $Mn_3Si_4Al_3$, $Mn_3Si_2Al_3$, $Mn_4Si_3Al_9$, α -Mn_2SiAl_9; β-Mn_3SiAl_{12} поліморфних перетворень не відчувають і сплави, що містять ці фази, не розсипаються. Розчинність вуглецю в рідких сплавах Mn-Si-Al при 1873 К характеризуються даними рисунка 2.2. При кристаліза-

ції промислових сплавів електротермічної плавки в якості надлишкової фази виділяється карбід алюмінію Al_4C_3. Взаємодія карбіду алюмінію з вологою атмосфери з реакції $Al_4C_3 + 12H_2O = 4Al(OH)_3 + 3CH_4$, як зазначалося вище може призводити до руйнування сплаву, так як обсяг утворюється $4Al(OH)_3$ приблизно в 1000 раз перевершує обсяг включень Al_4C_3. Важливу роль у цьому процесі відіграє зниження поверхневої енергії металу в гирлі зростаючої тріщини (ефект Редінберга). Стійкий проти розсипання сплав має наступний склад: 60-65% Mn; 26-29% Si; 5-8% Al; <0,08% C; <0,08% P.

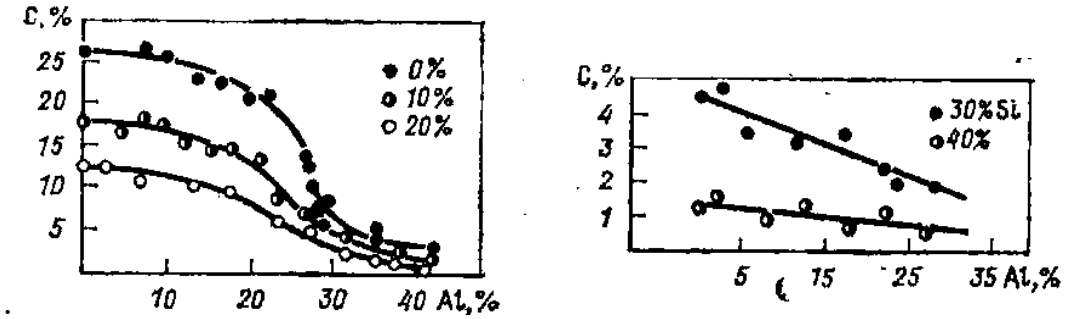


Рисунок 2.2 - Розчинність вуглецю в рідких сплавах Mn-Si-Al (C, Si - атомні частки вуглецю і кремнію,%).

При розсипанні сплавів з високим вмістом фосфору, може виділятися поряд з метаном також фосфін PH_3, що обумовлює необхідність створення санітарно-гігієнічних умов.

2.4. Розрахунок шихти і матеріальний баланс плавки феросилікомарганцю

Приймаємо хімічний склад готового феросилікомарганцю згідно таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 – Розрахунковий хімічний склад готового металу

Марка сплаву	Масова частка, %					
	Мн	Si	Fe	C	P	S
МнС17Р35	71,0	18,0	7,0	1,7	0,35	0,03

Розподіл елементів між продуктами плавки приведений у таблиці 2.3, а хімічний склад шихтових матеріалів у таблиці 2.4.

Таблиця 2.3 – Розподіл елементів між продуктами плавки

Елемент	Переходить до, %		
	Металу	Шлаку	Ульот
Mn	80,1	12,9	7
Si	44	47	9
Fe	90	5	5,0
P	95	2,0	3,0
S	1,1	88,7	10,2

Таблиця 2.4 – Хімічний склад шихтових матеріалів

Матеріал	Масова частка, %										
	Mn	SiO_2	FeO	CaO	MgO	Al_2O_3	C	P	Зола	S	Ульот
Марганцевий концентрат IIс.	36,8	20,7	1,15	3,92	1,43	1,68	2,0	0,21	-	00,34	-
Агломерат АМ-2	43,4	23,5	1,53	3,7	2,0	2,6	-	0,22	-	0,20	
Шлак марганцевий передільний ШМП 78	38,40	25,0	0,50	7,40	3,70	5,2	0,5	0,02	-	0,026	-
Кварцит	-	97,0	0,63	0,6	-	1,0	-	-	-	-	-
Коксик	-		-	-	-	-	85,0	-	10,2	1,8	3,0
Зола коксику	-	38,1	11,43	4,5	2,7	28,7	-	0,6	-	-	-

Розрахунки ведемо на 100 кг марганецьвмісної сировини з них: 43 кг марганцевого концентрату, 20 кг марганцевого агломерату й 37 кг шлаку марганцевого передільного 78кг.

З 100 кг марганецьвмісної сировини одержимо сплаву:

$$(100\cdot0,43\cdot0,368\cdot0,801+100\cdot0,2\cdot0,432\cdot0,801+100\cdot0,37\cdot0,384\cdot0,801)/0,71=43,62\text{кг}$$

де 0,801 – коефіцієнт переходу марганцю в сплав;

0,368; 0,432; 0,384 - вміст марганцю в марганцевому концентраті, агломераті і шлаку малофосфористому передільному 78 відповідно;

0,71 – вміст марганцю в сплаві.

Необхідно ввести кремнію: $(43,62\cdot0,18) / 0,44 = 17,84$ кг,

де 0,44 – коефіцієнт переходу Si в сплав;

0,18 – вміст Si в сплаві.

Ця кількість кремнію становить SiO_2: $17,84\cdot60/28 = 38,23$ кг.

Вноситься марганцевим концентратом: $100\cdot0,43\cdot0,207 = 8,9$ кг.

Вноситься марганцевим агломератом: $100\cdot0,2\cdot0,235 = 4,7$ кг.

Вноситься малофосфористим передільним шлаком ШМП 78:

$$100\cdot0,37\cdot0,25= 9,25 \text{ кг.}$$

Всього вноситься SiO_2: $8,9 + 4,7 + 9,25 = 22,85$ кг.

Додатково необхідно ввести SiO_2:

$38,23 – 22,85 = 15,38$ кг, або кварциту $15,38 / 0,97 = 15,86$ кг,

де 0,97 – вміст SiO_2 в кварциті.

Необхідно вуглецю:

На відновлення марганцю за реакцією:

$$MnO + C = Mn + CO, \quad (2.8)$$

(100·0,43·0,368·0,871+100·0,2·0,432·0,871+100·0,37·0,384·0,871)·12/55=7,14кг

де 100 – кількість використаної марганецьвмісної сировини;

0,368; 0,432; 0,384 - вміст марганцю в марганцевому концентраті, агломераті и ШМП 78 відповідно;

0,871 – сума коефіцієнта переходу марганцю в сплав (0,801) та коефіцієнта ульоту марганцю (0,07), так як марганець летить у вигляді пари металевого марганцю при відновленні.

На відновлення кремнію за реакцією:

$$SiO_2 + 2C = Si + 2CO, \quad (2.9)$$

З марганецьвмісної сировини:

(100·0,43·0,207·0,53+100·0,2·0,235·0,53+100·0,37·0,25·0,53) ·24/60=4,84 кг,

де 0,207; 0,235; 0,25 - вміст SiO_2 в марганцевому концентраті, агломераті і ШМП 78 відповідно;

0,53 – сума коефіцієнта переходу кремнію в сплав (0,44) і коефіцієнта ульота кремнію (0,09), так як кремній летить у вигляду пари кремнію при відновленні.

Із кварциту: 15,38·0,53·24/60 = 3,26 кг,

де 15,38 кг – кількість SiO_2.

На відновлення заліза за реакцією:

$$FeO + C = Fe + CO \quad (2.10)$$

Із марганецьвмісної сировини:

(100·0,43·0,0115·0,95+100·0,2·0,0153·0,95+100·0,37·0,005·0,95)·12/72=0,35кг, де 0,0115; 0,0153; 0,005 - вміст FeO в марганцевому концентраті, агломераті та ШМП 78 відповідно;

0,95 – сума коефіцієнта переходу заліза в сплав (0,90) і коефіцієнта ульоту FeO (0,05).

На відновлення фосфору за реакцією:

$$P_2O_5 + 5C = 2P + 5CO, \quad (2.11)$$

(100·0,43·0,0021·0,98+100·0,2·0,0022·0,98+100·0,37·0,0002·0,98)·60/62=0,14кг де 0,0018; 0,00190,0002 - вміст фосфору в марганцевому концентраті, агломераті та ШМП 78 відповідно;

0,98 – сума коефіцієнта переходу фосфору в сплав (0,90) і коефіцієнта ульота фосфору (0,05).

Перехід вуглецю в сплав (вміст в сплаві 1,7%): 43,62·0,017 = 0,74 кг.

Всього необхідно вуглецю: 7,14 +4,84 +3,26 +0,35 +0,14 +0,74= 6,47 кг.

З обліком того, що 10% коксу згорить на колошнику печі, необхідно коксу:

$$16,47/(0,85\cdot0,90) = 21,5 \text{ кг},$$

де 0,85 - вміст С в коксі;

0,90 – коефіцієнт, враховуючий згоряння коксу на колошнику.

В шлак переходить:

SiO_2 із марганецьвмісної сировини:

$$100\cdot0,43\cdot0,207\cdot0,47+100\cdot0,2\cdot0,235\cdot0,47+100\cdot0,37\cdot0,25\cdot0,47=10,74 \text{ кг.}$$

Із кварциту $15,86\cdot0,97\cdot0,47 = 7,23$ кг.

Із золи коксу $21,5\cdot0,102\cdot0,381 = 0,31$ кг,

де 0,102 - вміст золи у коксі;

0,381– вміст SiO_2 в золі коксу.

Всього: $10,74 + 7,23 + 0,31 = 18,28$ кг.

MnO із марганецьвмісної сировини:

$$(100\cdot0,43\cdot0,368\cdot0,129+100\cdot0,2\cdot0,43\cdot0,129+100\cdot0,37\cdot0,384\cdot0,129)\cdot71/55=6,44 \text{ кг.}$$

Al_2O_3 із марганецьвмісної сировини:

$$100\cdot0,43\cdot0,0168+100\cdot0,2\cdot0,026+100\cdot0,37\cdot0,052 = 3,17\text{кг.}$$

Із золи коксу $21,5\cdot0,102\cdot0,287 = 0,63$ кг.

Із кварциту $15,86\cdot0,01 = 0,16$ кг.

Всього: $3,17+ 0,63 + 0,16 = 3,96$ кг.

CaO із марганецьвмісної сировини:

$$100\cdot0,43\cdot0,0392+100\cdot0,2\cdot0,037+100\cdot0,37\cdot0,074 = 5,16 \text{ кг.}$$

Із кварциту $15,86\cdot0,006 = 0,10$ кг.

Із золи коксу $21,5\cdot0,102\cdot0,045 = 0,99$ кг.

Всього: $5,16 + 0,10 + 0,99 = 6,25$ кг.

MgO із марганецьвмісної сировини:

$$100\cdot0,43\cdot0,0143+100\cdot0,2\cdot0,02+100\cdot0,37\cdot0,037 = 2,38 \text{ кг.}$$

Із золи коксу 21,5·0,102·0,027= 0,06 кг.

Всього: 2,38 + 0,06 = 2,44 кг.

FeO із марганецьвмісної сировини:

$$100\cdot0,43\cdot0,0115\cdot0,05+100\cdot0,2\cdot0,0153\cdot0,05+100\cdot0,37\cdot0,005\cdot0,05=0,049 \text{ кг.}$$

Із кварциту 15,86·0,0063·0,05 = 0,005 кг.

Із золи коксу 21,5·0,102·0,1143·0,05 = 0,013 кг.

Всього: 0,049 + 0,005 + 0,013 = 0,067 кг.

Фосфору із марганецьвмісної сировини:

$$100\cdot0,43\cdot0,0021\cdot0,02+100\cdot0,2\cdot0,0022\cdot0,02+100\cdot0,37\cdot0,0002\cdot0,02=0,0028 \text{ кг.}$$

Із золи коксу 21,5·0,102·0,006·0,02 = 0,0003 кг.

Всього: 0,0028 + 0,0003 = 0,0031 кг.

Всього отримано шлаку:

$$18,28 + 6,44 + 3,96 + 6,25 + 2,44 + 0,067 + 0,0031 = 37,4401 \text{кг.}$$

У таблиці 2.5 приведено розрахунок складу шлаку.

Таблиця 2.5 – Розрахунок складу шлаку

Вміст шлаку	кг	%
SiO_2	18,28	48,824
MnO	6,44	17,2
Al_2O_3	3,96	10,578
CaO	6,25	16,693
MgO	2,44	6,518
FeO	0,067	0,179
P	0,0031	0,008
Всього	37,4401	100

Основність шлаку: $B=(CaO+MgO)/SiO_2$,

B=(6,25+2,44)/18,28 =0,48.

Розрахунок кількості та складу металу

Марганець:

Із марганецьвмісної сировини:

100·0,43·0,368·0,871+100·0,2·0,432·0,871+100·0,37·0,384·0,871= 33,68 кг.

Кремній:

Із марганецьвмісної сировини:

(100·0,43·0,207·0,44+100·0,2·0,235·0,44+100·0,37·0,25·0,44) ·28/60 = 4,69 кг.

Із золи коксу (21,5·0,102·0,381·0,44) ·28/60 = 0,20 кг.

Із кварциту (15,86·0,97·0,44) · 28/60 = 3,16 кг.

Всього кремнію: 4,69 + 0,20 + 3,16 = 8,05 кг.

Залізо:

Із марганецьвмісної сировини:

(100·0,43·0,0115·0,95+100·0,2·0,0153·0,95+100·0,37·0,005·0,95)·56/72=0,73 кг.

Із кварциту (15,86·0,0063·0,95) ·56/72 = 0,07 кг.

Із золи коксу (21,5·0,102·0,1143·0,95) ·56/72 = 0,19 кг.

Всього: 0,73 + 0,07 + 0,19 = 0,99 кг.

Фосфор:

Із марганецьвмісної сировини:

100·0,43·0,0021·0,95+100·0,2·0,0022·0,95+100·0,37·0,0002·0,95=0,1346 кг.

Із золи коксу 21,5·0,102·0,006·0,95 = 0,0125 кг.

Всього: 0,1346 + 0,0125 = 0,1471 кг ~ 0,15 кг.

Вуглець: 0,74 кг.

Всього виходить сплаву: 33,68 + 8,05 + 0,99 + 0,15 + 0,74 = 43,61 кг.

Кратність шлаку 37,4401/43,61 = 0,859

Розрахунковий вміст шихти:

1. Марганцевого концентрату 43 кг.
2. Марганцевого агломерату АМ2 20 кг.
3. Шлаку марганцевого передільного ШМП 78 37 кг.
4. Кварциту 15,86 кг.
5. Коксу сухого 21,5 кг.

Розрахунковий вміст шихти на одну фізичну тону металу:

1. Марганцевого концентрату 986 кг.
2. Марганцевого агломерату АМ2 459 кг.
3. Шлаку марганцевого передільного ШМП 78 848 кг.
4. Кварциту 364 кг.
5. Коксу сухого 493 кг.

В таблиці 2.6 приведено розрахунок складу металу.

Таблиця 2.6 – Розрахунок складу металу

Вміст металу	кг	%
Марганець	33,68	77,23
Кремній	8,05	18,459
Залізо	0,99	2,27
Фосфор	0,15	0,341
Вуглець	0,74	1,7
Всього	43,61	100

Базова вага металу:

$$43,61 \cdot (77,23+18,459)/82=50,89 \text{ кг},$$

де 43,61 – фізична вага метала, кг;

77,23 – вміст марганцю в металі, %;

18,459- вміст кремнію в металі, %;

82 – базова вага марганцю и кремнію в металі, %

Перерахунковий коефіцієнт:

$$К = 1000/50,89 = 19,65.$$

Витрата шихтових матеріалів на одну базову тону:

Концентрату II сорту:	43·19,65·36,8/48 =	648
Агломерату АМ 2:	20·19,65·43,4/48 =	355
ШМП 78:	37·19,65·38,40/48 =	582
Всього марганцевої сировини:		1585
Кварциту:	15,86·19,65 =	312
Коксу сухого:	21,5·19,65 =	423

Розрахунок кількості газів.

Летучі речовини коксу: 21,5·0,03 = 0,645 кг.

З обліком того, що 10% коксу згорить на колошнику печі до CO_2.

Тоді отримаємо CO_2:

$$21,5·0,1·0,85·44/12 = 6,7 кг,$$

де 0,1 – 10% коксу, котрий згорить на колошнику;

0,85 – вміст твердого вуглецю у коксі;

44 и 12 – молекулярна маса CO_2 та вуглецю.

При відновлені оксидів металів вуглецем він окислюється до CO, тоді:

при відновлені марганцю отримаємо CO: 7,14·28/12 = 18,66 кг,

при відновлені кремнію отримаємо CO: (4,84+3,26) ·28/12 = 19,95 кг,

при відновлені заліза отримаємо CO: 0,35·28/12 = 0,82 кг,

при відновлені фосфору отримаємо CO: 0,14·28/12 = 0,33 кг,

Всього CO: 18,66 + 19,95 + 0,82 +0,33 = 39,76 кг.

Разом з газами з печі виноситься:

марганцю:

$$100\cdot0,43\cdot0,368\cdot0,07+100\cdot0,2\cdot0,432\cdot0,07+100\cdot0,37\cdot0,384\cdot0,07 = 3,7 \text{ кг},$$

кремнію: $17,84\cdot0,09 = 1,6$ кг,

фосфору:

$$100\cdot0,43\cdot0,0021\cdot0,03+100\cdot0,2\cdot0,0022\cdot0,03+100\cdot0,37\cdot0,0002\cdot0,003=0,004 \text{ кг}.$$

Із золи коксу $21,5\cdot0,102\cdot0,006\cdot0,03 = 0,0004$ кг,

Всього: 0,004 + 0,0004 = 0,0044 кг

Всього виноситься з газами: 3,7 + 1,6 + 0,0044 = 5,3044 кг.

Матеріальний баланс виплавки наведено в таблиці 2.7.

Таблиця 2.7 – Матеріальний баланс виплавки феросилікомарганцю марки МнС17Р35

Задано:	кг	Отримано:	кг
Концентрату II сор-ту:	43	Сплаву	43,61
Агломерату АМ 2	20	Шлаку	37,4401
ШМП 78	37	Газів:	
Кварциту	15,86	Летучіх	0,645
Коксу сухого	21,5	CO_2	6,7
		CO	39,76
		Ульот	5,3044
Всього:	137,36	Всього:	133,4595

Нев'язка балансу: (137,36–133,4595)/137,36·100% = 2,8%.

Приблизний розрахунок шихти для отримання комплексного сплаву - феросилікомарганцю з алюмінієм методом змішування.

Склад готової продукції - комплексного сплаву феросилікомарганцю з алюмінієм наведено в таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 – Склад сплаву феросилікомарганецю з алюмінієм

Сплав	Масова частка,%				
	Mn	Si	Al	C	P
Феросилікомарганець з алюмінієм	60-65 / 62,5	26-29 / 27,5	5 -8 / 6,5	<0,08	<0,08

Склад шихтових матеріалів наведено в таблиці 2.9.

Таблиця 2.9 – Склад шихтових матеріалів

Найменування шихтових матеріалів	Масова частка, %					
	Mn	Si	Fe	Al	P	C
Феросилікомарганець МнС17Р35	77,23	18,46	0,99	-	0,34	1,7
Відвальний шлак виробництва силікоалюмінію	-	14,92	1,2	17,6	-	-

Передбачуваний розподіл елементів між продуктами плавки. Рівень переходу в метал алюмінію приймаємо 40% (таблиця 2.10).

Таблиця 2.10 – Розподіл елементів між продуктами плавки

Елемент	Розподіл між продуктами плавки, %		
	У метал	У шлак	Ульот
Марганець	90,0	5,0	5,0
Кремній	85,0	5,0	10,0
Алюміній	40,0	60,0	10,0

В 100 кг сплаву феросилікомарганцю з алюмінієм міститься – 62,5 кг марганцю; 27,5 кг кремнію; 6,5 кг алюмінію; 23,34 кг заліза.

Необхідно задати:

- марганцю – 100·0,625/0,90 = 69,4 кг або МнС17Р35 – 69,4/0,7723 = 89,9 кг;

- алюмінію – 100·0,065/0,4 = 16,25 кг або відвального шлаку виробництва силікоалюмінію – 16,25/0,176 = 92,33 кг;

- кремнію – 100·0,275/0,85 = 32,4 кг .

Вноситься МнС17Р35: 89,9·0,1846/0,85 = 19,52.

Вноситься відвальним шлаком виробництва силікоалюмінію:

$$92,3 \cdot 0,1492/0,85 = 16,2 \text{ кг.}$$

Всього 19,52 + 16,2 = 35,72 кг.

Склад завалювання сплаву феросилікомарганцю з алюмінієм:

- феросилікомарганець МнС17Р35 - 899 кг,
- відвальний шлак виробництва силікоалюмінію - 661 кг,
- феросиліцій ФС65 - 170 кг.

2.5. Освоєння технології виплавки силікомарганцю з використанням комплексного відновника

Одним з шляхів підвищення витягання провідних елементів і покращення техніко-економічних показників при виплавці марганцевих сплавів є використання комплексного відновника.

Комплексний відновник є відвальним шлаком виробництва силікоалюмінія (таблиця 2.11). Алюмінієво-кремнієві сплави виплавляють, використовуючи прогресивний електротермічний метод, що дозволяє застосовувати потужні плавильні агрегати і використовувати вітчизняну алюмосилікатну сировину.

При виплавці первинного силікоалюмінія утворюється 14-16% шлаку, що містить значну кількість корольків металу. Вихід металу складає 69-72%,

і, незважаючи на заходи, що робляться останніми роками, зменшити втрати металу з шлаками не вдається.

Таблиця 2.11 – Хімічний склад комплексного відновника

Вміст компонентів, %									
$Al_{мет}$	$Si_{ел}$	$Fe_{мет}$	Al_2O_3	SiO_2	SiC	CaO	Al_2OC	Na+K	TiO_2
34,90	20,85	1,40	18,44	-	19,30	0,75	2,15	2,0	0,21
17,60	14,92	1,20	38,00	3,31	18,50	21,27	3,95	1,11	0,12
24,60	21,32	1,52	25,95	-	23,50	0,66	2,45	-	сліди
33,97	17,20	0,94	22,28	2,41	18,01	1,65	2,14	1,40	0,10

При випуску металу і шлаку з печі в ківш, наступному переливанні і рафінуванні металу з використанням флюсів виникають втрати металу. Ці втрати великі, оскільки щільність металу складає 2,4-2,6·10^{-3} кг/$м^3$, а щільність шлаку (з металом) - близько 3,2-3,5·10^{-3} кг/$м^3$. Метал в шлаку знаходиться у вигляді корольків різного розміру (від 0,1 до 50 мм). Раніше шлаки алюмінієво-кремнієвих сплавів направляли у відвал або використовували для одночасного розкислювання сталі і для її обробки в ковші в суміші з вапном шляхом створення при цьому високоглиноземистого шлаку з метою рафінування від сірки, кисню і неметалічних включень, попереднього розкислювання, інтенсифікації сталеплавильних процесів і заміни чавуну сталевим ломом, а також при виплавці ливарного чавуну в доменних печах [22].

Вивчення хімічного і фазового складу шлаків показало, що вони з успіхом можуть бути використані при виплавці марганцевих сплавів і шлаків в якості відновника і для введення в шихту глинозему.

Як видно з хімічного складу комплексного відновника, важливою його характеристикою є присутність металовидної фази у вигляді корольків металу, основна маса яких представляє евтектику (A1 + Si) з елементарним кремнієм, значної кількості глинозему і карбіду кремнію.

Усі компоненти комплексного відновника є корисними при виплавці силікомарганцю, і він не містить фосфор.

При виплавці силікомарганцю з використанням комплексного відновника в рудовідновну піч вноситься додаткова кількість кремнію у формі карбіду кремнію, який у присутності оксидів марганцю при температурах близько 1000°С повністю руйнується.

Кремній, що виділився, при вищих температурах утворює розчини з марганцем і залізом, частково зв'язує їх в комплексні силіциди і витісняє з розплаву вуглець, підвищуючи його активність, що дозволяє поліпшити термодинамічні умови відновлення оксидів марганцю. Викладене можна описати наступними рівняннями:

$$(Fe - Mn - C) + Si \rightarrow (Fe - Mn - Si) + C; \qquad (2.12)$$

$$(MnO) + C + Si \rightarrow (Mn, Si) + CO. \qquad (2.13)$$

Таким чином, силікомарганець збагачується кремнієм і покращуються умови процесу відновлення марганцю вуглецем. Крім того, введення в піч кремнію дозволяє зменшити долю відновлення кремнію з кварциту, кількість шлаку і витрата вуглецю.

При цьому створюються сприятливіші умови отримання сплаву і знижуються енергетичні витрати на відновлення елементів.

Алюміній, що вноситься комплексним відновником, практично повністю витрачається на відновлення оксидів марганцю за схемою:

$$3(MnO) + 2[A1]_{Si} \rightarrow 3[Mn]_{Si} + A1_2O_3 \qquad (2.14)$$

Очевидно, що протікання таких реакцій дозволяє змістити в цілому рівновагу усього процесу у бік отримання силікомарганцю і ще додатково

понизити енергетичні витрати, оскільки частина тепла вноситься алюмінотермічними реакціями.

Як відомо, частина втрат сплаву при виплавці силікомарганцю складається з корольків металу, що заплуталися, у в'язкому шлаку. Комплексний відновник, що вводиться, містить значну кількість (20-35%) $A1_2O_3$, крім того, частина глинозему утворюється в ході алюмінотермічної реакції. Таким чином, шлак збагачується глиноземом, який надає сильну розріджуючи дію на силікатні шлаки. Значно знижується їх в'язкість, що сприяє протіканню процесу осадження корольків металу і, крім того, дозволяє підвищити активність MnO в шлаку і прискорити дифузійні процеси, що відбуваються в гетерогенній системі шлак-відновник.

2.6. Характеристика шихтових матеріалів для виплавки силікомарганцю

Найбільш ефективним засобом підвищення продуктивності печі і поліпшення всіх техніко-економічних показників є підготовка шихти до плавки.

На даному етапі розвитку вітчизняної феросплавної промисловості підготовка шихти на наших заводах полягає, в основному, лише в дробленні крупних шматків і відсіву дрібниці, інколи в сущці коксику і руди. При виплавці марганцевих феросплавів застосовують агломерат.

В процесі розвитку феросплавної промисловості були випробувані і застосовуються найрізноманітніші вуглецеві відновники: коксик (коксгорішок), формований кокс, напівкокс, деревне вугілля, антрацит, кам'яне вугілля, пековий і нафтовий кокс, торф'яний кокс і деревна тирса. Всі ці матеріали дуже сильно відрізняються один від одного по своїх властивостях. При виборі фракції відновника виходять з тих міркувань, що до високих температур в печі головним регулювальником електроопору шихти в печі є віднов-

ник. Чим дрібніше відновник, тим більшим електроопором він володіє. Але далеко йти у бік подрібнення його не можна, оскільки це приведе до різкого зниження газопроникності шихти і до її спікання.

Для виплавки феросилікомарганцю марки МнС17 використовують наступні шихтові матеріали: марганцевий агломерат; марганцевий концентрат; кварцит; відновник - коксовий горішок.

Агломерат марганцевий за хімічним і гранулометричним складом і фізичним властивостям повинен відповідати вимогам, вказаним в таблиці 2.12.

Таблиця 2.12 - 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

Кварцити Овручського родовища за хімічними показниками і розмірами шматків повинні відповідати вимогам, вказаним в таблиці 2.13.

Таблиця 2.13 - Хімічний і гранулометричний склад кварцитів Овручського родовища

Найменування показника	ОКФ 98-80	ОКФ 97-80
Масова доля, %		
SiO_2, не менше	98	97
Al_2O_3, не більше	1,8	1,8
Засміченість (глиною, піском)	1	1
Розмір шматків, мм		
Максимальний	80	80
Мінімальний	25	25
Масова доля шматків з розміром		
вище за максимальний %, не більше	15	15
нижче за мінімальний %, не більше	7	7

Хімічний і гранулометричний склад кварцитів Толкачевського родовища повинні задовольняти вимогам, приведеним в таблиці 2.14.

Таблиця 2.14 - Хімічний і гранулометричний склад кварцитів Толкачевського родовища

Найменування показників	Марка ТК 97-60
Масова доля SiO_2 %, не менше	97
Масова доля Al_2O_3 %, не більше	1,6
Масова доля Fe_2O_3 %, не більше	0,7
Засміченість (глиною, піском та ін.)	5
Розмір шматків, мм	25-60

Допускається вміст шматків кварцитів менше 25 мм не більше 5%, крупністю 60-80 мм не більше 15%.

Збагачена марганцева руда за хімічним, гранулометричному складам і фізичним властивостям, повинна відповідати нормам, приведеним в таблиці 2.15.

Таблиця 2.15 - 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	I	<50	+50	15	43,0	16,0	-
	IБ	<50	+50	15	41,0	16,0	-
Окисна	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

Кокс-горішок (коксик) - є побічним продуктом при виробництві металургійного коксу з кам'яного вугілля. Коксик найбільш дешевий і найпоширеніший відновник. Він застосовується у всіх процесах, де допускається використання відновника з високою зольністю (вміст золи 10-12 %). Якість коксику, його електроопір, пористість, хімічна активність сильно змінюються залежно від сорту кам'яного вугілля і режиму коксування. Питомий електричний опір коксику досить низький і для окремих сортів відрізняється в десятки разів. (Питомий електроопір коксу, в засипу шматків 3-6мм (Ом·см): Алчевський 9,89; Макіївський 3,65; Запорізький 2,99; Магнітогорський 2,36.

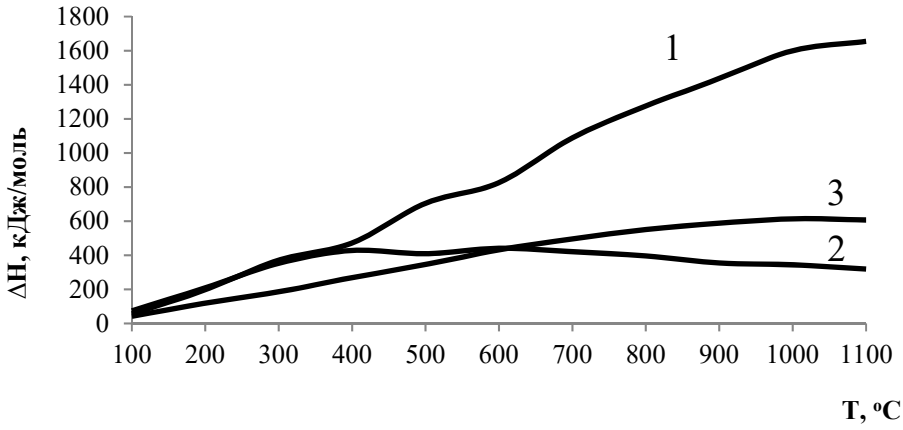
Залежно від розміру шматків горішок коксівний підрозділяється на 2 класи крупності: 10-25 мм і 8-25 мм, залежно від зольності - на марки, що умовно позначають: К01, К02, К03, К04. За показниками якості горішок коксівний повинен відповідати нормам і вимогам, вказаним в таблиці 2.16.

Таблиця 2.16 - Хімічний і гранулометричний склад горішка коксівного

Найменування показника	Норма для класу і марки			
	10-25 мм			8-25 мм
	К01	К02	К03	К04
Зольність $A^д$, не менше	11,0	13,0	15,0	16,0
Масова доля загальної вологи W^r_t, не більше	20,0	20,0	20,0	22,0
Масова доля шматків, не більше				
> 25 мм	10,0	10,0	10,0	10,0
< 10 мм	9,0	12,0	15,0	-
< 8 мм	-	-	-	13,0

Щоб виявити вплив добавок відходів суміжних виробництв на властивості шихти, були виконані дослідження теплофізичних властивостей шихтових компонентів.

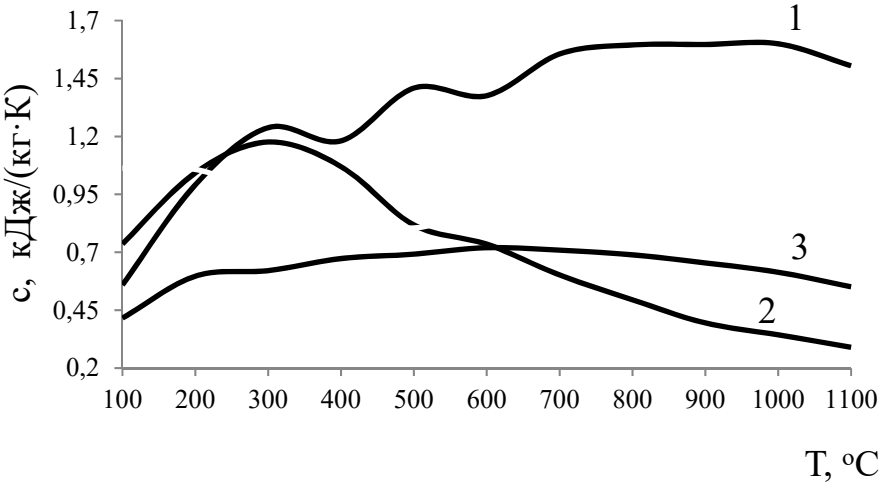
На рисунках 2.3 – 2.5 представлені результати визначення теплофізичних властивостей шихтових компонентів і добавок.



1 – марганцевий концентрат; 2 - коксик; 3 – алюмінієвий комплексний відновник (АКВ).

Рисунок 2.3 - Графік залежності ентальпії шихтових матеріалів від температури.

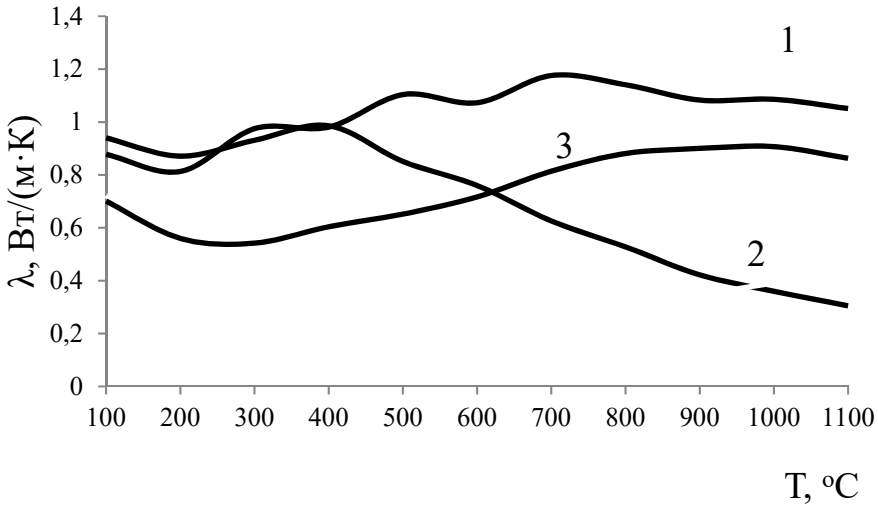
Окисний марганцевий концентрат є сирим матеріалом, тому його ентальпія набагато вища, ніж коксу, і при 1100 °С складає 1655 кДж/моль. Ентальпія коксу нижча, ніж концентрату, і при цій же температурі рівна 319 кДж/моль.



1 – марганцевий концентрат; 2 - коксик, 3 – алюмінієвий комплексний відновник.

Рисунок 2.4 - Графік залежності питомої теплоємності шихтових матеріалів від температури.

Теплоємність марганцевого концентрату також вище за теплоємність коксу. Теплоємність концентрату з ростом температури слабо збільшується, а теплоємність коксу зменшується від 1,176 до 0,290 кДж/(кг·К).



1 – марганцевий концентрат; 2 - коксик; 3 - алюмінієвий комплексний відновник.

Рисунок 2.5 - Графік залежності теплопровідності шихтових матеріалів від температури.

Теплопровідність марганцевого концентрату з ростом температури трохи збільшується, а коксу досить різко зменшується, починаючи з 400 °С.

2.7. Технологія виробництва силікомарганцю з алюмінієм

Для виробництва різних марок силікомарганцю відомий наступний склад шихти:

Компонент шихти	Масова доля, %
Марганецьвмісна сировина	64,1 – 70,8
Кварцит	9,4 – 13,5
Коксик	12,6 – 16,6
Доломіт	3,7 – 4,7
Металева стружка	1,8 – 2,3

Недоліком шихти є низьке вилучення основних елементів (Mn та Si).

Найбільш близькою к запропонованій по технічній сутності та досягаємому ефекту є наступна шихта для виплавки силікомарганцю МнС17:

Компонент шихти	Масова доля, %
Марганецьвмісна сировина	63,6
Кварцит	15,2
Коксик	15,7
Доломіт	5,5

Недоліком даного складу шихти є необхідність введення в її склад доломіту в якості флюсу. Співвідношення вмісту CaO/SiO_2 в доломіту не дозволяє одночасно вирішувати задачі підвищення вилучення Mn та Si, оскільки окисли кальцію, створюючи умови для підвищення вилучення марганцю, зв'язує окисли кремнію в силікати, погіршує відновлення кремнію.

При використанні відомих шихт вилучення провідних компонентів знаходиться на рівні 72 та 42% відповідно для марганцю та кремнію, що визначає підвищену витрату основних матеріалів та електроенергії.

Поставлена мета досягається тим, що шихта для виплавки силікомарганцю, яка включає марганецьвмісну сировину, коксик і кварцит, додатково вміщує алюмінієвий комплексний відновник при наступному співвідношенні компонентів:

Компонент шихти	Масова доля, %
Марганецьвмісна сировина	54 – 86
Кварцит	7 – 20
Коксик	6 – 16
Алюмінієвий комплексний відновник	1 – 10

Введення алюмінієвого комплексного відновника (АКВ) в склад шихти для виплавки силікомарганцю покращує термодинамічні та кінетичні умови відновлення марганцю і кремнію.

Алюміній інтенсифіцирує відновний процес відновлення окислів марганцю. Цей процес екзотермічен, внаслідок чого вноситься додаткове тепло в реакційну зону печі, тим самим скорочується витрата вуглецевого відновника та економиться електроенергія.

Наявність заліза в АКВ надає визначений вплив на термодинаміку і кінетику відновлення марганцю. В присутності заліза відновлення закису марганцю спостерігається при більш низьких температурах по зрівнянню з відновленням чистого MnO.

Кремнезем частково замінює кварцит, а наявність в алюмінієвому комплексному відновнику солей лужних металів Na і K сприяє прискоренню відновних процесів, зниженню в'язкості шлаків і стабілізує електричний режим.

В лабораторних умовах в печі Таммана в ідентичних умовах було проведене порівняльний аналіз шихти запропонованого складу. Опробувано шість складів шихт, які відрізняються один від одного вмістом АКВ, рівним в кожному складі поступово 0; 0,5; 1,0; 5,5; 10; 10,5%.

Склад шихти і результати лабораторних дослідів приведено в таблиці 2.17.

Нижня межа вмісту АКВ в шихті обумовлене тим, що введення його в кількості менше 1% недостатньо для більш повного відновлення марганцю.

Введення АКВ в кількості більше 10% призводить к підвищенню шлакоутворення.

Таблиця 2.17 – Технологічні показники виплавки силікомарганцю марки МнС17

Показники	Шихта					
	Провідна	Дослідна				
	1	2	3	4	5	6
Склад шихти, мас. %						
Марганцева сировина	72,5	85,5	86,0	70,0	54,0	53,5
Кварцит	15,0	7,0	7,0	13,5	20,0	20,0
Коксик	12,5	6,0	6,0	11,0	16,0	10,0
Алюмінієвий комплексний відновник (АКВ)	-	0,5	1,0	5,5	10,0	10,5

Продовж. табл. 2.17

Вилучення марганцю, мас. %	74,0	74,5	70,0	78,0	76,0	75,0
Питома витрата:						
Марганцева сировина	191,2	189,0	185,7	175,0	176,0	176,6
Кварцит	39,5	39,4	39,0	33,7	20,8	31,1
Коксик	32,9	32,8	32,4	27,5	24,4	24,7
Кратність шлаку	1,31	1,29	1,27	1,2	1,3	1,32
Питома витрата електроенергії, кВт·год/баз.т.	4366	4325	4236	4119	4158	4234

Отриманий метал підвергався хімічному аналізу з метою визначення вилучення марганцю. Визначалося також питома витрата матеріалу. Результати показують, що оптимальним є склад шихти з наступним співвідношенням компонентів, мас %:

Марганецьвмісна сировина	70
Кварцит	13,5
Коксик	11,0
Алюмінієвий комплексний відновник	5,5

При цьому спостерігається найбільше вилучення марганцю.

Із-за протікання алюмотермічної реакції при відновленні марганцю алюмінієм, яка супроводжується достатньо великою кількістю виділенням тепла, знижується витрата електроенергії на 4-6%.

Таким чином, використання АКВ в шихті при виплавці силікомарганцю дозволяє підвищити вилучення марганцю на 2-4%, знизити витрату шихтових матеріалів на 4-10%, а також зменшити кратність шлаку з 1,3 до 1,2.

2.8. Технологія випуску та розливання феросилікомарганцю

Випуск феросилікомарганцю робиться у футерований ківш місткістю 5 м^3. Шлак випускають в сталеві ковші місткістю 3 м^3. Ковші 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 шаровку 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. 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.

Виплавлений феросилікомарганець розливають на конвеєрній розливній машині. 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. 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, загущує 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 ковші. 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 хвилинна 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].

Перед розливанням копильник заправляється піском, шаром не менше 100 мм, і в ньому 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].

2.9. Економічний ефект виплавки силікомарганцю з алюмінієм

Розрахунок виконуємо виходячи з розрахунку шихтових матеріалів на підставі склавшихся цін на сировину.

Визначимо перший розділ калькуляції.

Таблиця 2.18 – Розрахунок заданого на виробництво на одну тонну

Матеріал	Показники		
	Кількість,т	Вартість 1 т.	Сума,грн
Агломерат	0,55441	427,63	237,08
Концентрат	1,15164	362,00	416,89
Кварцит	0,24788	28,70	7,11
Коксик	0,37274	225,00	83,86
Алюмінієвий комплексний відновник	0,175	104,0	18,2
Всього:	2,57467		805,75

Корегування алюмінієвого комплексного відновника відбувається за рахунок ульоту.

На підставі таблиці 2.18 визначаємо другий розділ калькуляції собівартості.

Таблиця 2.19 – Розрахунок заданого за винятком відходів

Найменування	По проекту	
	Кількість, т	Сума, грн
Задано	2,57467	805,75
Відходи	1,57467	-
Задано за винятком відходів	1,000	805,75

В склад витрат входять витрати на електроенергію, електродну масу, основну зарплатню працюючих, змінне обладнання.

Таблиця 2.20 – Розрахунок витрат для даного сплаву

Найменування	Кількість на 1 т.	Вартість, грн.	Сума, грн
Електроенергія 1000 кВт/год	4,150	148,2	615,03
Електродна маса, т	0,03457	838,17	28,97
Електродна арматура			4,82
Основна зарплата, грн.			4,82
Спеціальне обладнання та інструменти			4,9
Всього:			658,54

Перелік витрат визначаємо на підставі ринкової калькуляції собівартості сплаву.

Таблиця 2.21 – Витрати по переділу для сплаву

Найменування статей	Кількість, т	Вартість, грн.	Сума, грн.
Електроенергія 1000 кВт/год.	0,247	148,2	36,60
Вода оборотна, 1000 м^3	0,1976	38,5	7,69
Стисле повітря 1000 м^3	0,2086	15,32	3,19
Всього енергозатрат			47,53
Ремонт і основні кошти			86,05
Послуги транспортного цеху			37,51
Амортизація основних засобів			60,46
Інші витрати цеху			31,91
Основна зарплатня			14,38
Додаткова зарплатня			10,15
Відрахування на соціальне страхування			18,23
Всього витрат по переділу			258,69

На підставі виконаних розрахунків складаємо калькуляцію собівартості однієї тонни феросилікомарганцю.

Таблиця 2.22 - Калькуляція собівартості 1 т сплаву

Найменування статей	Собівартість	
	Кількість, т	Сума, грн.
Задано	2,57467	805,75
Відходи	1,57467	-
Задано за винятком відходів	1,000	805,75
Витрати по переділу для даного сплаву за цеховою технологією		658,54
Витрати по переділу загальні для всіх сплавів		306,69
Собівартість		2576,73

Порівнюючи собівартість однієї тонни сплаву з відомою технологією, визначимо суму річної економії:

$$E = (C_1 – C_2) \cdot V_2 \qquad (2.15)$$

де C_1, C_2 - собівартість 1 т феросилікомарганцю по даним заводу та роботи диплому;

V_2 - річний об'єм виробництва феросилікомарганцю марки.

$$E = (2653,3 – 2576,73) \cdot 182811,2 = 13997853,58 \text{ грн.}$$

2.10. Висновки

1. За хімічним складом феросилікомарганець повинен відповідати вимогам ДСТУ 3548-97 [5]. Верхній ліміт вмісту фосфору дорівнює 0,60 %.

2. Феросилікомарганець використовується як відновлювач при виробництві середньовуглецевого феромарганцю та металевого марганцю.

3. При виплавці силікомарганцю з використанням комплексного відновника в рудовідновну піч вноситься додаткова кількість кремнію у формі карбіду кремнію.

4. Введення алюмінієвого комплексного відновника (АКВ) в склад шихти для виплавки силікомарганцю в кількості 5,5% покращує термодинамічні та кінетичні умови відновлення марганцю і кремнію. Введення АКВ в кількості більше 10% призводить к підвищенню шлакоутворення.

5. Використання АКВ в шихті при виплавці силікомарганцю дозволяє підвищити вилучення марганцю на 2-4%, знизити витрату шихтових матеріалів на 4-10%, а також зменшити кратність шлаку з 1,3 до 1,2.

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

7. Визначено собівартість однієї тонни сплаву та суму річної економії.

РОЗДІЛ 3
ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

3.1. Аналіз потенційно небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища в цеху виплавки марганцевих феросплавів

Виробництво якісних феросплавів здійснюється в рудовідновній печі. Принципова особливість і перевага виплавки феросплавів у порівнянні з іншими способами полягає у використанні для нагрівання шихти електричної енергії.

В цеху виплавки феросилікомарганцю основними шкідливими факторами виробничого середовища й виробничого процесу є: шкідливі хімічні речовини, запиленість, шум, вібрація, підвищена температура.

При виробництві силікомарганцю відбувається виділення колошникового газу, у якому до 80 % оксиду вуглецю.

Оксид вуглецю – газ без запаху й кольору. Щільність стосовно повітря становить 0,967 кг/м^3. Оксид вуглецю належить до найпоширеніших отруйних речовин. Чадний газ відноситься до кров'яних газів. Кров при цьому втрачає здатність переносити необхідну кількість кисню з легенів до тканин, що викликає кисневе голодування організму.

Одним з небезпечних виробничих факторів є пил. Основним джерелом пилоутворення є процеси конденсації при розливі феросилікомарганцевих феросплавів. Концентрація пилу досягає 29,8 мг/м^3.

Тривале роздратування пилом слизуватої носу може привести до виникнення хронічної запальної реакції. При вдиханні більших кількостей пилу можуть розвиватися катари верхніх дихальних шляхів і бронхів. Особливо слід підкреслити, що частки виробничого пилу із вдихуваним повітрям заносяться в альвеоли легенів, де викликають реакцію запального процесу, який залежить як від хімічного складу пилу, так і від кількості пилу,

що залишився в альвеолах. Розвивається картина легеневого фіброзу – пневмоконіоз.

У повітря виробничого приміщення виділяється диоксид азоту концентрацією 1,2 мг/м^3.

Оксид марганцю - чорний кристалічний порошок є сильною отрутою, що діють на нервову систему людини, концентрація його в повітрі робочої зони 0,29 мг/м$^{3.}$

Джерелами інтенсивних теплових випромінювань є: розплавлений метал і шлаки, нагріті до високої температури вогнетривка футеровка внутрішнього простору печі й поверхня розплавленого шлаків.

Через високі температури повітря відбувається збідніння організму працюючих водою, що викликає згущення крові, порушення діяльності серцево-судинної системи. Для відновлення порушеного водного балансу в організмі робітників постачають (крім питної води) підсолену.

У цеху спостерігається висока температура, досягається до 35^{0}С.

При виконанні деяких операцій процесу виплавки марганцевих феросплавів виникає шум механічного, аеродинамічного й термічного походження (рух кранів, завалочних машин, рух газових потоків у печі й газоходах і т.п.), що вимагає забезпечення захисту персоналу. Рівень шуму на деяких робочих місцях досягається до 96 дБа.

Шум викликає зміни в нервовій системі, впливає на психіку людини, сердечно-судинну систему, травлення, погіршує сон. Робота в умовах сильного шуму може викликати головний біль, запаморочення, ослаблення уваги. Тривалість впливу надмірного шуму супроводжується стійкими поразками й порушеннями функцій слухових органів. Шум є причиною швидкого розвитку стомлення й зниження працездатності. Шум може бути причиною нещасного випадку.

В умовах цеху шкідливим фактором також є вібрація. Джерелом вібрації є дробарки, гуркіт, феросплавні печі. Рівень вібрації досягає 106 дБ.

Вплив вібрації викликає спазми сосудів, які розвиваються з кінцевих фаланг пальців, поширюються на всю кисть, передпліччя, охоплюють судини серця. Вібрація впливає на нервову систему, шлунково-кишковий тракт, м'язи, кістково-суглобний апарат, зір, слух. Тривалий вплив вібрації може привести до важко виліковної вібраційної хвороби.

У таблиці 3.1 наведена оцінка факторів виробничого й трудового процесу для плавильника феросплавного цеху.

Таблиця 3.1 - Оцінка факторів виробничого й трудового процесу плавильника

Фактори виробничого середовища й виробничого процесу	Нормативне значення ГДК ГДВ	Фактичне значення	III клас - шкідливі умови й небезпечний характер роботи			Тривалість дії фактора, % за зміну
			I	II	III	
Шкідливі хімічні речовини, мг/м^3						
1 клас небезпеки:						
-марганець оксиди	0,05	0,29				96
3-4 клас:					5,8р	
-азот диоксид	2,0	1,20				96
-вуглецю оксид	20,0	7,50				96
Пил переважно фиброгенної дії, мг/м^3; пил марганцевмісн.	4,0	29,8			7,4р	96
Шум, дБА	80	96			16	96
Вібрація, дБ	92	97		5		96
Мікроклімат:						
-температура повітря, ^{0}C	17-26	35				96
-швидкість руху повітря, м/с	0,2…0,5	< 0,3			9	
-відносна вологість повітря, %	< 75	39				96
-інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	140	834		694		96
Кількість факторів				2	4	

Таким чином, умови роботи є важкими: II клас – 2 фактора, III клас – 4 фактора.

3.2. Заходи з поліпшення умов праці

Для поліпшення умов праці в цеху та захисту від теплового впливу можна застосовують механічну вентиляцію, яку встановлюють над піччю.

Для видалення надлишків тепла використовують аерацію. Для аерації влаштовують отвору в поздовжніх стінах будинку: нижній ряд (для припливу повітря в теплий період року) – на рівні не більш 1,8 м; верхній ряд (для припливу повітря взимку й улітку) – на рівні не менш 4 м. На дахи будинку встановлюють аераційний ліхтар.

Таблиця 3.2 – Значення прийнятих допустимих параметрів повітряного середовища в робочій зоні цеху виплавки марганцевих сплавів

Період року	Категорія робіт	Температура,^{0}С				Відносна вологість, %	Швидкість руху повітря, м/с
		Верх. межа		Нижня межа			
		Постійна	Непостійна	Постійна	Непостійна		
Холодний	важка,III	19	20	13	12	75	< 0,5
Теплий	важка,III	26	28	15	13	65	0,2...0,6

На ділянках цеху виплавки марганцевих феросплавів робота проводиться цілодобово, причому відсутня різниця між характером виконуваних операцій днем і вночі. Використовують природне й штучне освітлення. Особливо важливе на робочих місцях природне освітлення, тому що денне світло по гігієнічних якостях значно вище штучного. Освітленість може бути недостатня через сильне забруднення скла. Тому скляні поверхні світлових прорізів слід чистити регулярно за графіком – не рідше чотирьох раз у рік, тому що на ділянці є значні виділення пилу, диму, кіптяви.

Роботи в цеху виплавки феросилікомарганцю відносяться до VIII розряду зорової роботи, до підрозряду А. Нормативна освітленность дорівнює 200 лк.

У виробничих приміщеннях цеху крім робочого освітлення повинне бути аварійне освітлення, для запобігання аварій, вибухів або відновлення порушеної технології. Аварійне освітлення для продовження робіт повинне створювати на робочих поверхнях освітленість не менш 10 % від встановленого для цих поверхонь. Аварійне освітлення для евакуації людей повинне створювати освітленість підлоги проходів і щаблях сходів не менш 0,3 лк.

Для штучного освітлення застосовують лампи розжарювання й лампи ДРЛ (дросельно-ртутні). Лампи ДРЛ-400 застосовуються для загального освітлення пічного прольоту. Місцеве освітлення інших виробничих приміщень виконується лампами розжарювання.

Висота підвісу світильників над рівнем підлоги (майданчика) з урахуванням забезпечення електробезпечності й обмеження осліплення ухвалюється не менш 2,5…4 м при лампах потужністю до 200 Вт і менш, 3…6 м – при лампах потужністю більш 200 Вт. Світильники місцевого освітлення найкраще розташовувати на висоті не вище 1 м від робочої поверхні.

Для забезпечення електробезпечності в місцях з підвищеною вологістю застосовуються світильники переносного освітлення з напругою 12 В.

У цеху виплавки малофосфористого шлаку та металевого марганцю є перевищення шуму, тому необхідно прибігати до захисту органів слуху від шуму. Шум впливає на слуховий апарат і на нервову систему людини, викликаючи слухове стомлення, а при тривалому впливі – приглухуватість або повній глухоті. Тому в якості індивідуальних засобів захисту виробничого шуму працюючі повинні застосовувати антифони, навушники або беруши-вкладиши.

В умовах цеху шкідливим фактором також є вібрація.

Для ослаблення вібрації всі агрегати, що створюють вібрації встановлені на самостійних фундаментах, віброізольованих від підлоги й інших конструкцій будинків. Зменшення інтенсивності вібрації деталей агрегати здійснюється шляхом облицювання цих поверхонь або заповненням спеціально передбачених повітряних порожнин у них матеріалами, що демпфірують.

На робочих місцях, де є перевищення концентрації пили, газів застосовують індивідуальні засоби захисту органів подиху: протипилові респіратори ШБ-1 «ПЕЛЮСТКА».

Багато операцій сполучені з небезпекою механічного ушкодження або хімічної поразки ока. Для запобігання очних травм застосовують окуляри, щитки, маски, екрани.

Заходами захисту від теплових випромінювань є місцева приточна вентиляція (повітряне душирование).

Для зменшення випромінювання навколо колошника встановлюють металеві водоохлаждаємі щити або штори, що обертаються навколо вертикальної осі або шихти, що нахиляються на час завантаження. Крім того, на колошниковий майданчик за допомогою потужних вентиляторів типу «Сирокко» нагнітається очищене від пилу охолоджене повітря. Навколо печі в зоні роботи плавильників улаштовують кілька виводів обдувної вентиляції.

3.3. Електробезпека

По мірі небезпеки поразки людей електричним струмом феросплавний цех відноситься до категорії - особливо небезпечні приміщення, оскільки йому використовується багато електроустаткування; виробничі приміщення характеризуються підвищеною температурою повітря, значним вмістом в

ньому провідного пилу; підлоги володіють струмопровідними властивостями; є постійна небезпека одночасного зіткнення людини з металоконструкціями і частинами електроустановок.

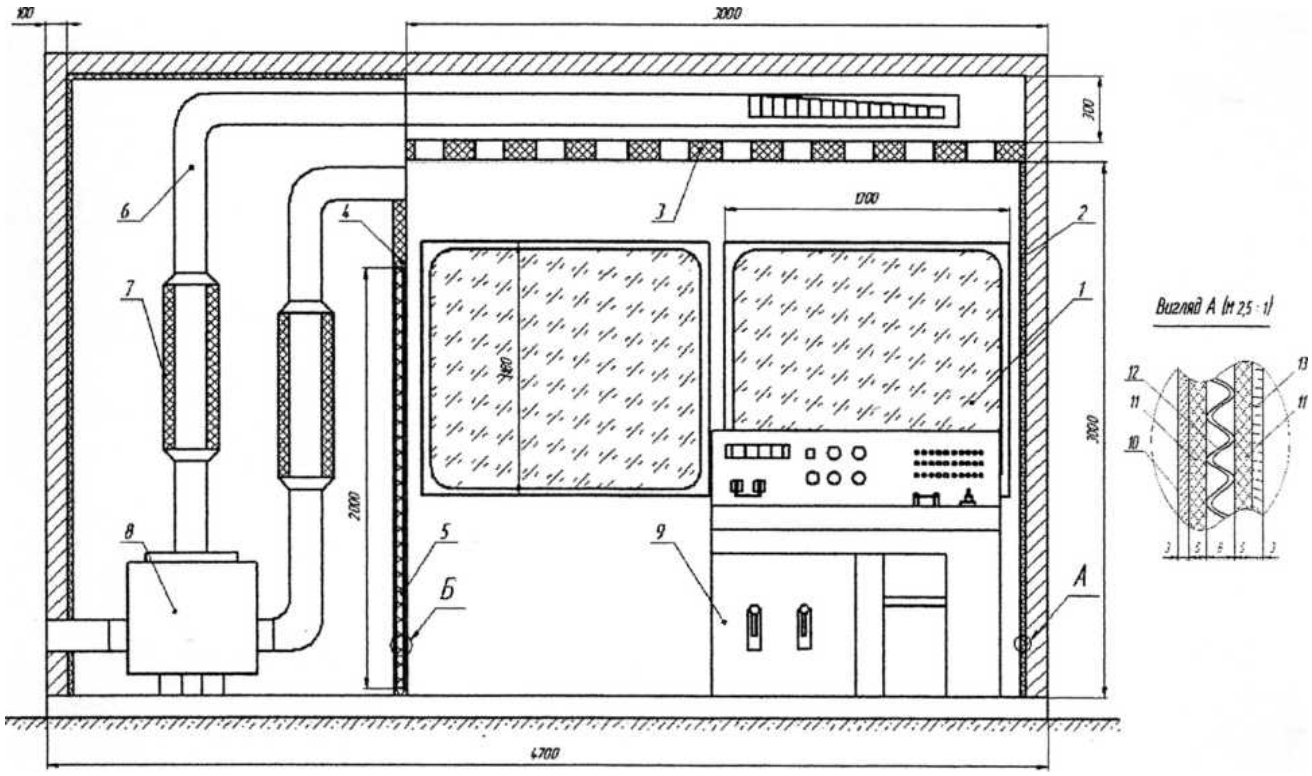
Для живлення виробничого устаткування у феросплавному цеху застосовують чьотирьохпроводну мережу трифазного струму із глухозаземленною нейтралью напругою 380/220 В.

Тому що електричні мережі, застосовувані у феросплавному цеху, мають досить більшу довжину, на них впливає агресивне середовище (висока температура, бризи металу, іскри, рухомі механізми), те важко забезпечити їхню надійну експлуатацію, у тому числі ізоляцію. Тому часто можливе виникнення аварійного режиму. У таких умовах необхідний пристрій чьотирипроводної мережі із глухозаземленною нейтралью. Така мережа легко обладнається пристроями захисного відключення, що спрацьовують при аварії.

Особливо важливе значення в феросплавному цеху має захист від переходу напруги на металеві неструмоведучі частини. Для захисту робітників від поразки електрострумом всі неструмоведучі частини електроустаткування в цеху обладнані захисним заземленням в мережах напругою до 1000 В змінного струму - трифазні трипровідні з ізольованою нейтраллю. До системи захисного заземлення підключають також всю освітлювальну арматуру, металеві коробки перемикачів, кожухи розподільних щитів та ін.

3.4. Розрахунок звукоізольованої кабіни посту управління

Пристрій звукоізолюючих кабін є ефективним і найбільш поширеним засобом захисту виробничого персоналу від шуму. Кабіна встановлюється на віброізоляторах ОВ-31.



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

Рисунок 3.1 - Звукоізолююча кабіна пульту управління піччю.

З метою забезпечення оптимальних умов в кабіні встановлюється кондиціонер. Стіни звукоізолюючого посту управління мають таку будову: алюмінієвий лист (δ = 3 мм), суха штукатурка (δ = 5 мм), листи азбошиферу (δ = 8 мм), плита ДВП (δ = 3 мм). Дах кабіни виконуємо із ДСП (δ = 18 мм). Вибираємо вікно з подвійним склінням завтовшки 3 мм та повітряним проміжком 30 мм. Стекла по контуру ущільнені гумою (рисунок 3.1). Проведемо розрахунок звукоізолюючої кабіни для досягнення санітарних норм по рівню шуму. Необхідне зниження шуму в кабіні визначимо за формулою [28]:

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

де $L_ш$ - актавний рівень звукового тиску на робочому місці де планується місце установки кабіни, дБА;

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

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

Необхідна звукоізолююча здатність захищаючих конструкцій, вікон і дверей звукоізолюючої кабіни [29]:

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

де $L_{ср}$ - середній актавний рівень звукового тиску в галасливому приміщенні, дБА;

B_i - відповідно постійні галасливе і ізольоване приміщення в даній актавній смузі частот, м^2;

S_i - площа даної огорожі або його елементу, через яку шум проникає в ізольоване приміщення, м^2;

n - загальна кількість окремих елементів даних огорож, шт.

Постійну приміщення B_i визначають множенням постійною приміщення на средньометричні частоти 1000Гц на частотний множник ($B_i = B_{1000}$ μ) [29]. Постійна примщення B_{1000} визначається по графіку [29, стр. 13]. Об'єм кабіни дорівнює $V = 3,7 \cdot 3,0 \cdot 3,0 = 33,3$ м^3 , тоді $B_{1000} = 2,5$ м^2 і μ=1. Отже, B_i=2,5. Кількість вікон n = 2, розміром 1300х1180 мм, тоді

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

Необхідна звукоізолююча здатність вікон кабіни:

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

Вибираємо двері із стандартного дверного полотна завтовшки 40 мм. Кількість дверей n = 1, розміром 2000х1050 мм, тоді

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

Необхідна звукоізолююча здатність дверей кабіни:

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

Звукоізолююча здатність кабіни визначимо по формулі

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

де S_i - площа кожного елементу огорожі, м;

$R_{ср}$ - середня звукоізоляція всіх огорож кабіни [29]:

$$R_{ср} = 10 \lg \frac{S_{заг}}{\sum \left(S_i \cdot 10^{-0{,}1 R_i} \right)} \qquad (3.4)$$

де $S_{заг}$ - загальна площа окремих елементів звукоізолюючої конструкції, м^2.

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

Тоді, необхідна звукоізолююча здатність кабіни:

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

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

3.5. Пожежна безпека

Феросплавні цехи по категорії пожежної небезпеки належить до категорії “Г”. До категорії “Г” ставляться виробництва, пов'язані із застосуванням: негорючих речовин у гарячім, розпеченім або розплавленому стані, процес обробки яких супроводжується виділенням променистого тепла, іскор і полум'я: твердих, супроводжується виділенням променистого рідких або газоподібних речовин, які спалюються в якості палива.

Пожежна небезпека цеху визначається наступними основними факторами.

1. Наявністю кабельного господарства. Короткі мережі (що підводять струм від низької сторони трансформатора до головки електротримача) по економічних і електротехнічних міркуваннях робляться мінімальної довжини, у зв'язку із чим трансформатори розташовуються поблизу печей. При цьому гнучкі стрічки або кабелі струмопроводу слід розташовувати по можливості осторонь від прямої дії теплового випромінювання від колошника.

Бажане, крім того, захистити їх азбестовими щитами, ще краще застосовувати водоохолоджуючі струмопроводи.

Найнебезпечнішими місцями струмопідведення є контакти. При недбалому пристрої контактів або поганому нагляді за їхнім станом виникають більші перехідні опори, що може викликати пожежа. Тому контактні з'єднання, де тільки можливо, слід виконувати за допомогою зварювання.

2. Наявністю пічних трансформаторів і трансформаторно-масляних господарств. Пічні трансформатори містять велика кількість масла (в одному трансформаторі його може бути до 50 т) і являють собою велику пожежну небезпеку. Для скорочення довжини короткої мережі їх ставлять поблизу печей. Небезпека збільшується тим, що трансформація струму найчастіше здійснюється групами, що полягають із трьох однофазних трансформаторів кожна.

Перегрів і запалення масла в трансформаторах можуть виникнути при міжвиткових коротких замиканнях, при виникненні більших перехідних опорів у місцях з'єднань у трансформаторі, перегріві магнітопроводу, внутрішніх або зовнішніх розрядах з утвором електричної дуги в маслі.

Камери необхідно виконувати з не спаленних матеріалів з межею вогнестійкості не менш 0,5 год; покриття камери повинне мати таку же межа вогнестійкості. Неприпустимо, щоб плити покриття камер спочивали на металевих, не захищених від вогню балках. На діючих підприємствах такі балки слід захищати цементною штукатуркою. Ворота трансформаторних камер повинні мати межу вогнестійкості не менш 0,5 год.

Горючі речовини, що входять до складу екзотермічних сумішей, повинні зберігатися роздільно з дотриманням тих вимог, які пред'являються до зберігання кожної речовини окремо.

Зберігання й транспортування алюмінієвого, алюмомагнієвого, магнієвого, алюмобарієвого й інших легкозаймающихся порошків допускаються тільки в закритій герметичній тарі, що виключає влучення в порошок вологи, іскор. Забороняється транспортування таких порошків разом із селітрою, кислотами, лугами, горючими матеріалами.

У феросплавному 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.

Для гасіння пожежі передбачено два пожежні щити (ПЩ), два вуглекислотні ОУ-80, два повітряно-пінні ОВП-10, чотири порошкові вогнегасники ОПС-10.

Для ліквідації пожежі в самий момент його виникнення на ряді з вогнегасниками використовують такі засоби як пісок, цебра з водою, гідропульпи.

У будівлі феросплавного цеху забезпечують можливість швидкої безпечної евакуації людей в разі виникнення пожежі. Евакуаційні виходи ведуть з приміщень першого поверху назовні, з приміщень останніх поверхів на сходову клітку, що має вихід назовні.

3.6. Висновки

1. Умови роботи в феросплавному цеху є важкими: II клас – 2 фактора, III клас – 4 фактора.

2. Для поліпшення умов праці в цеху та захисту від теплового впливу можна застосовують механічну вентиляцію, яку встановлюють над піччю.

3. По мірі небезпеки поразки людей електричним струмом феросплавний цех відноситься до категорії - особливо небезпечні приміщення, оскільки йому використовується багато електроустаткування; виробничі приміщення характеризуються підвищеною температурою повітря, значним вмістом в ньому провідного пилу; підлоги володіють струмопровідними властивостями; є постійна небезпека одночасного зіткнення людини з металоконструкціями і частинами електроустановок.

ВИСНОВКИ

1. За хімічним складом феросилікомарганець повинен задовольняти вимогам ДСТУ 3548-97.

2. Феросилікомарганець виплавляється в закритих трифазних електродугових печах безперервним процесом. Футерування печей вугільне.

3. Для підвищення витягання марганцю і кремнію в силікомарганець приведені технологічні заходи, що істотно покращують техніко-економічні показники. Рекомендується вводити до складу шихти лужні алюмосилікати (пегматит, лужні граніти, відходи збагачення вугілля коксохімічних заводів).

4. При виплавці силікомарганцю з використанням комплексного відновника в рудовідновну піч вноситься додаткова кількість кремнію у формі карбіду кремнію.

5. Введення алюмінієвого комплексного відновника (АКВ) в склад шихти для виплавки силікомарганцю в кількості 5,5% покращує термодинамічні та кінетичні умови відновлення марганцю і кремнію. Введення АКВ в кількості більше 10% призводить к підвищенню шлакоутворення.

6. Використання АКВ в шихті при виплавці силікомарганцю дозволяє підвищити вилучення марганцю на 2-4%, знизити витрату шихтових матеріалів на 4-10%, а також зменшити кратність шлаку з 1,3 до 1,2.

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

8. Визначено собівартість однієї тонни сплаву та суму річної економії.

9. Умови роботи в феросплавному цеху є важкими: II клас – 2 фактора, III клас – 4 фактора.

10. Для поліпшення умов праці в цеху та захисту від теплового впливу можна застосовують механічну вентиляцію, яку встановлюють над піччю.

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.