Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

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

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

Пояснювальна записка

до кваліфікаційної магістерської роботи

рівень вищої освіти___другий магістерський рівень_____
(другий (магістерський) рівень)

на тему Вдосконалення технології виробництва силікокальцію вуглетермічним процесом _____

Виконав: студент ___2__курсу, групи 8.*1364*

__Баранец М.В._____
(ПІБ) (підпис)

спеціальності

____*136 Металургія*_____
(шифр і назва)

спеціалізація

_____
(шифр і назва)

освітньо-професійна програма

*Металургія*_____
(шифр і назва)

Керівник Куріс Ю.В.___ _____
(прізвище та ініціали) (підпис)

Рецензент Воденнікова О.С._____
(прізвище та ініціали) (підпис)

Запоріжжя – 2026 року

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

Кафедра _____*металургійних технологій, екології та техногенної безпеки*_____

Рівень вищої освіти _____*другий магістерський рівень*_____
(другий (магістерський) рівень)

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

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

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

"_12_" _____12_____2026 року

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

_____*Баранец Максим Васильович*__
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема проекту (роботи)__Вдосконалення технології виробництва силікокальцію вуглетермічним процесом_____

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

затверджені наказом вищого навчального закладу від "26"___05__ 2025року № 2215-с

2. Строк подання студентом роботи (проєкта)____14.*12.2025*_____

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

_____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 14 слайдах (на 14 сторінках)

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
Розділ 1 назва розділу	*Куріс Ю.В., професор*	
Розділ 2 назва розділу	*Куріс Ю.В., професор*	
Розділ 3 назва розділу	*Куріс Ю.В., професор*	
Розділ 4 назва розділу	*Куріс Ю.В., професор*	
Затвердив	*Бєлоконь Ю.О. завідувач кафедри*	

7. Дата видачі завдання 12*.12.2025*

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент _____ **М.В. Баранец**
(підпис) (прізвище та ініціали)

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

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота магістра на тему «Розробка технології виробництва силікокальцію вуглетермічним процесом», яка включає 84 стор. машинописного тексту, 9 рис., 32 табл., 17 найменувань списка використаних джерел.

СИЛІКОКАЛЬЦІЙ, ДЕРЕВНЕ ВУГІЛЛЯ, КОКСОВИЙ ГОРІШОК, КАРБІД КАЛЬЦІЮ, ШИХТА, КІНЕТИКА, РУДОВІДНОВЛЮВАЛЬНА ПІЧ, КОЛОША, СИСТЕМА.

Мета роботи – розробка технології виробництва силікокальцію вуглетермічним методом.

У розділі 1 проведений аналіз сучасного стану виробництва силікокальцію, розглянуті технологічні особливості виплавки, призначення та галузь застосування силікокальцію, приведений огляд існуючих способів виплавки силікокальцію.

У розділі 2 описані матеріали і методи досліджень, описан механізм і кінетика та вплив вуглецевих відновників на процес утворення карбідів кальцію. Вибрана технологія виплавки силікокальцію. 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. Навели розрахунок заземлення в лабораторії.

ЗМІСТ

Вступ		7
Розділ 1 Аналіз сучасного стану виробництва силікокальцію		10
1.1.	Актуальність проблеми виробництва силікокальцію	10
1.2.	Призначення та галузь застосування силікокальцію	11
1.2.1.	Вимоги до хімічного складу феросилікокальцію	11
1.2.2.	Вплив феросилікокальцію на якість сталі	12
1.3.	Шихтові матеріали для виплавки силікокальцію	12
1.4.	Огляд існуючих способів виплавки силікокальцію	16
1.5.	Виплавка силікокальцію вуглетермічним методом	20
1.6.	Висновки	26
Розділ 2 Методика та методи дослідження		27
2.1.	Основні методи дослідження	27
2.2.	Розробка технології виробництва силікокальцію вуглетермічним процесом	29
Розділ 3 Дослідження технологічних можливостей виплавки силікокальцію вуглетермічним методом		
3.1.	Термодинамічний аналіз реакцій в системі Si – O – C – Ca	29
3.2.	Кінетика високотемпературних перетворень в системі $CaO – SiC$ і $SiO_2 – CaC_2$	33
3.3.	Кінетика утворення карбіду кальцію	36
3.4.	Інтенсифікація виплавки силікокальцію шляхом раціональної підготовки шихти	41
3.5.	Розрахунок шихти з матеріальним балансом плавки силікокальцію	46
3.6.	Вибір та опис обладнання для виробництва феросилікокальцію	51
3.7.	Технологія виплавки силікокальцію вуглетермічним методом	56
3.7.1.	Заміна вапна при виплавці силікокальцію карбідом кальцію	56

3.7.2 Розливка силікокальцію в виливниці 59
3.8. Техніко-економічне обгрунтування виробництва силікокальцію 63
3.9. Висновки 66
Розділ 4 Охорона праці та техногенна безпека 68
4.1. Аналіз потенційних небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища при проведенні досліджень в лабораторії 68
4.2. Розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища лабораторії 70
4.3. Електробезпека 72
4.4. Пожежна та техногенна безпека 74
4.5. Розрахунок захисного заземлення 76
4.6. Висновки 79
Загальні висновки 80
Перелік джерел посилань 82

ВСТУП

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

Оскільки феросплави є передільною продукцією, рівень їх споживання визначається загальним станом металургійного виробництва як усередині країни, так і у світовому масштабі.

Динаміка обсягів виробництва феросплавіву 2004-2011 р.р. наведено на рис.1 [1].

Порівняння обсягів виробництва феросплавів з програмно-цільовим показником 2011 р. показало, що в 2007 р. його було перевищено на 8,1 %.

Позитивна тенденція нарощування темпів виробництва феросплавів, як і по других видах металопродукції (чавун, сталь тощо), була перервана економічною кризою. Тому програмно-цільовий рівень вище досягнутого в 2011 р.приблизно на 23,3 %. Однією з причин такого стану є конкуренція з боку імпортної продукції. Так, порівняно з 2008 р. обсяг імпорту в 2011 р. зріс у 10 разів - з 21 тис.тонн до 216 тис.тонн (рис.2). Порівняно з 2009 р. (106 тис.тонн) – у 2 рази (на 110 тис.тонн), а порівняно з 2010 р. (75 тис.тонн) – у 3 рази (на 141 тис.тонн). У 2011 р. поставки феросплавів в Україну склали: феросиліцію – 32,973 тис.т., високовуглецевого феромарганцю – 42,432 тис.т, феромарганцю середньовуглецевого – 4,595 тис.т., феросилікомарганцю – 136,054 тис.т..

У 2010 р. імпортні феросплави займали лише 25 % вітчизняного ринку феросплавної продукції, в 2011 р. їх питома вага становить 52 %. Основноюпричиною збільшення частки імпорту феросплавів є підвищення тарифу на електроенергію.

Аналіз роботи феросплавних заводів України показує, що обсяги й сортамент виробництва традиційних феросплавів, у перспективі буде змінюватися залежно від розвитку внутрішнього виробництва чавуну й сталі, їх якіс-

них і структурних змін, а також від кон'юнктури зовнішнього ринку й можливості експорту вироблених марганцевих і кремнистих феросплавів. Багато в чому ці зміни будуть залежати від цін на сировину і електроенергію [2].

Мета роботи – розробка технології виробництва силікокальцію вуглетермічним методом.

Для вирішення поставленої мети дипломної роботи необхідно вирішити наступні завдання:

1. Проаналізувати сучасний стан феросплавної галузі України і визначити шляхи стратегічного направлення розвитку феросплавної промисловості.

2. Проаналізувати технологічні особливості виплавки силікокальцію.

3. Визначити оптимальнй склад шихти для отримання силікокальцію вуглетермічним методом та вибрати оптимальний електричний режим плавки.

РОЗДІЛ 1
АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ВИРОБНИЦТВА СИЛІКОКАЛЬЦІЮ

1.1. Актуальність проблеми виробництва силікокальцію

Стратегічними напрямами розвитку підприємств виробництва феросплавів, спеціальних сталей та сплавів є: впровадження нових технологій для підвищення якості та конкурентоспроможності феросплавів і спеціальних сталей, що дасть можливість зменшити залежність від імпорту; технічне переоснащення, модернізація обладнання у виробництві феросплавів, спеціальних сталей та сплавів; збільшення виробництва феросплавів, постачання яких здійснюється за імпортом; використання брикетування дрібних фракцій феросплавів для збільшення обсягу виробництва продукції; збільшення обсягу виробництва, а також освоєння виробництва нових марок феросплавів і лігатур, таких як силікоцирконій, силікокальцій, феровanадій, комплексні феросплави з ванадієм, молібденом, титаном, хромом тощо.

Для розкислювання, десульфурації і дегазації сталі і ливарного чавуну, для регулювання неметалічних включень в сталі, для графітизації і здобуття однорідного сірого чавуну використовують силікокальцій – сплав кальцію з кремнієм або потрійний сплав кальцію, кремнію і заліза, який володіє підвищеною щільністю і кальцій якого краще засвоюється рідкою сталлю.

Таким чином, визначення стратегічних напрямів розвитку внутрішнього ринку металопродукції, підприємств чорної та кольорової металургії, коксохімічної промисловості, виробництва феросплавів дозволяють запобігти падінням цін та збільшити частку світового ринку, який належить виробникам України [3].

1.2. Призначення та галузь застосування силікокальцію

1.2.1. Вимоги до хімічного складу феросилікокальцію

При виробництві високоякісних конструкціонних та нержавіючих сталей, а також сплавів з особливими фізичними властивостями широко використовуються сплави кальція з кремнієм (феросилікокальцій).

Згідно ГОСТ 4762-71 хімічний склад феросилікокальцію повинен задовольняти вимогам, наведенним у таблиці 1.1 (виписка з ГОСТ 4762-71 «СИЛИКОКАЛЬЦИЙ» Технічні умови) [4].

Таблиця 1.1 – Вимоги до хімічного складу феросилікокальцію

Марка	Масова доля, %				
	Ca	Si	Al	C	P
	не менше		не більше		
СК10	10	45	1,0	0,2	0,2
СК10Р	10	50	1,5	0,5	0,4
СК15	15	45	1,0	0,2	0,2
СК15Р	15	50	1,5	0,5	0,4
СК20	20	45	1,0	0,5	0,2
СК20Р	20	50	2,0	1,0	0,4
СК25	25	50	2,0	0,5	0,2
СК25Р	25	55	2,0	1,0	0,4
СК30	30	50	2,0	0,5	0,2
СК30Р	30	55	2,0	1,0	0,4

Споживачі феросплавів отримують феросилікокальцій запакованим в залізні барабани, залізні діжки, контейнери або поліетіленових мішках, в кусках масою не більше 15кг.

1.2.2. Вплив феросилікокальціюна якість сталі

Кальцій широко використовується як глобулятор графіту в чавунних виливках, знижуючи вміст кисню і сірки, які перешкоджають утворенню кулястого графітуі як модіфікатр при виплавці сталейі сплавів. Оброблення металевих розплавів чистим кальцієм або його сплавами покращує фізико-механічні властивості металу, завдяки зміні форми і виду оксидних і сульфідних включень у готовому прокаті і виливок.

Для розкислення сталі часто застосовують сплав кальцію з кремнієм − феросилікокальцій. Кальцій використовується для модіфікування сталі (зміна форми і тип оксидних і сульфідних неметалічних включень), а також для глобулярізації графіту та зменшення кисню та сірки в чавуні. Фактичний склад сплава показано у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2 – Фактичний склад феросилікокальцію

Марка	Масова доля, %						
	Si	Ca	Fe	Al	S	P	C
СК30	64,12	30,52	3,77	1,59	0,09	0,02	1,29
СК25	67,60	28,24	3,19	1,57	0,05	0,02	0,97
СК15	59,0	17,64	19,43	0,71	0,01	0,016	0,05
СК15	61,79	16,43	21,21	0,49	0,01	0,010	0,06

1.3. Шихтові матеріали для виплавки силікокальцію

Шихта для виробництва силікокальція вуглетермічним методом складається з кварциту, вапна, коксику, деревного та кам'яного вугілля. Вимоги до кварциту та відновника, які використовуються при виробництві силікокальція, аналогічні вимогам при виробництві феросиліція.

Крупність матеріалів для плавки має бути наступною:

- кварцит 50-100 мм;
- коксик 5-20 мм;
- деревне вугілля 8-100 мм;
- кам'яне вугілля повинне бути в кусках < 60 мм та відсіяне від дрібниці < 10 мм;
- вапно із шахтних печей крупністю 40-100 мм.

Кварцит повинен містити 97–99% кремнезему при мінімальному вмісті шкідливих і шлакоутворюючих домішок – оксидів кальцію і магнію і особливо глинозему і фосфору ≤ 0,02%), та повинен давати мінімальну кількість дрібниці при дробленні і нагріванні.

Використовувані в даний час кварцити Толкачевського родовища згідно ТУ У 14.5-01056244-001:2007 за хімічним та гранулометричним складом повинен відповідати вимогам, вказаним в таблиці 1.3 [5].

Таблиця 1.3 – Кварцити Толкачевського родовища згідно ТУ У 14.5-01056244-001:2007

Показники	Норми для марок	
	ТК 97-100	ТК 97-90
Масова частка SiO_2 , %, не менше	97,0	97,0
Масова частка Al_2O_3, %, не більше	1,6	1,6
Масова частка Fe_2O_3, %, не більше	0,60	0,60
Гранулометричній склад, мм	25-100	25-90

Відновник повинен володіти достатньою механічною міцністю, висо-

кою реакційною здатністю, низьким вмістом в золі шкідливих і шлакоутворюючих оксидів, невисоким вмістом летючих, високим електричним опором і бути дешевим. Хорошим відновником є деревне вугілля, що зменшує спікання шихти.

При виплавці силікокальція найширше застосовують найдешевший сорт відновника – горішок металургійного коксу. Бажано використовувати коксик з максимальною реакційною здатністю, що відрізняється розвиненою поверхнею, високим питомим електричним опором і мінімальною кількістю шкідливих і шлакоутворюючих оксидів в золі.

За показниками якості горішок коксівний за ТУ В 322-00190443-120-97 повинен відповідати нормам і вимогам, вказаним в таблиці 1.4.

Таблиця 1.4 – Горішок коксівний по ТУУ 322-00190443-120-97

Найменування показника	Норма для класу і марки			
	10 х 25мм			8 х25мм
	КО1	КО2	КО3	КО4
Зольність, %, не більше	11,0	13,0	15,0	16,0
Масова доля загальної вологи ,%, не більше	20,0	20,0	20,0	22,0
Масова доля шматків розміром:				
більше 25мм	10,0	10,0	10,0	10,0
менше 10мм	9,0	12,0	15,0	-
менше 8мм	-	-	-	13,0

Використання горішка коксівного дозволило значно поліпшити техніко-економічні показники виробництва феросплавів.

Залізовмісним компонентом шихти є стружка вуглецевих сталей. Не можна допускати використання чавунної стружки і стружки легованих сталей, а також забруднення стружкою кольорових металів, оскільки фосфор з чавунної стружки, легуючі і кольорові метали переходять в сплав.

Підготовка шихтових матеріалів до плавки зводиться до дроблення і сортування їх в цілях отримання заданого однорідного гранулометричного складу.

Кварцит дробиться і промивається водою для видалення глинистих домішок, а потім піддається розсіванню для відсіву дрібниці і сортування по фракціях.

Коксик піддається дробленню і грохоченню для отримання фракції розміром 5-20 мм.

Сталеву виту стружку дроблять до розміру 50 мм. Слід прагнути до того, аби в підготовленій шихті розміри кварциту, і коксику були по можливості одноріднішими і аби не попадалися як крупні, так і дрібні шматки і того і іншого. Наявність дрібниці погіршує газопроникність колошника, крупний коксик різко негативно позначається на глибині посадки електродів, а крупний кварцит веде до обгару електродів, скруті в роботі льотки.

Вапно має бути свіжообпаленим і містити не менше 94% CaO. Погано обпалене вапно різко підвищує витрату електроенергії та відновника, знижує продуктивність печі, призводить к розладу її ходу та к зменшенню тривалості компанії.

Приблизний хімічний склад вапняку, який використовується для отримання вапна наведен в таблиці 1.5 [6].

Таблиця 1.5 – Хімічний склад флюсових вапняків деяких родовищ СНД

Родовище	Масова доля, %							
	CaO	MgO	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	P_2O_5	SO_3	н.п.п.
Пікалевське	53,0	1,1	1,4	0,2	0,50	0,02	0,05	43,73
Барсуковське	54,5	0,78	0,79	0,12	0,55	сліди	0,13	43,13
Єленовське	53,5	0,70	1,60	0,80	0,70	0,02	0,30	42,37
Агаповське	54,0	0,7	1,70	0,50	0,50	0,03	0,04	42,53
Тургоякське	54,77	0,3	0,54	0,438	0,74	0,017	0,01	43,18

В практиці виробництва силікокальція шихтовим матеріалом часто є технічний карбід кальція, наступного хімічного складу: 78% CaC_2, 17% CaO та 5% MgO, Fe_2O_3, Al_2O_3, SiO_2та ін. Отримують його плавкою в потужних (до 100 МВА) електропечах з вапна та вуглецевого відновника.

1.4. Огляд існуючих способів виплавки силікокальцію

У промисловій практиці існують три способи виплавки силікокальцію. Вуглецевотермічний спосіб є найбільш розповсюдженим. Сутність його складається в спільному відновленні кальцію і кремнію з їх оксидів вуглецем за реакцією:

$$(CaO) + 2(SiO_2) + 5C = [CaSi_2] + 5CO. \quad (1.1)$$

Силікотермічний спосіб засновано на реакції відновлення кальцію з оксиду кальцію кремнієм феросиліцію:

$$3(CaO) + 3[Si] = [CaSi_2] + (2Ca \cdot SiO_2), \quad (1.2)$$

а карбідкальцієвий на відновленні кремнію кварциту вуглецем карбіду CaC_2.

Вуглецевотермічний спосіб. При вуглецевотермічному способі застосовують шихту, яка складається з металургійного вапна (≥87% CaO і ≤0,010% P) крупністю 40...100 мм, кварциту (95% SiO_2) крупністю 25-100 мм, коксу-горішку (кількість золи 11-13%) крупністю 5-20 мм і кам'яного вугілля. До шихтових компонентів висувають тверді вимоги за вмістом сірки, оскільки кальцій з сіркою утворює термодинамічно міцний сульфід CaS (55,54% Ca, 44,46% S). Стандартна теплота утворення сульфіду CaS$\Delta H^{\circ}_{утв}$ = –475,68 кДж/моль, ентропія S°_{298} = –56,43 Дж/(моль·К). Вміст сі-

рки в силікокальції може досягати 0,2%. Основними джерелами надходження сірки є кварцит (50-55%), коксик (20-30%) і кам'яне вугілля (10-15%).

Висококальцієві марки силікокальцію (СК20-СК30) одержують відновленням вапна і кварциту коксом у відкритих електропечах потужністю 16,5 МВА. Процес у загальному виді може бути представлено схемою:

$$CaO_{вап} + 3SiO_{2(кварц)} + 7C \rightarrow [CaSi_2 + Si] + 7CO. \qquad (1.3)$$

Утворення термодинамічно міцних угруповань атомів, близьких до $CaSi_2$, знижує активність кальцію і кремнію, полегшує умови відновлення цих елементів з їх оксидів (P_{CO} = 0,1 МПа досягається при 1600°С).

Проміжні реакції протікають з утворенням SiC і CaC_2. Однак варто уникати надлишку вуглецю в шихті, щоб виключити заростання ванни печі карбідами. Дозування шихтових компонентів ведеться з необхідного співвідношення їх у колоші. Приблизний склад колоші наступний: 85 кг вапна; 200 кг кварциту; 30 кг кам'яного вугілля; 50 кг деревного вугілля; 85-95 кг коксику. При виплавці сплавів марок СК10, СК15 у колошу додають ~40 кг залізної стружки. Розрахунок шихти ведуть з обліком досягнутого на практиці корисного використання кожного елементу. Так, при розрахунку складу шихти для сплаву марки СК30 приймають вилучення кальцію 67%, а кремнію – 75%. При виплавці силікокальцію особливу увагу приділяють контролю процесів шлакоутворення, оскільки шлак, маючи більш високу густину, осаджується на подині, що приводить до її заростання і розладу ходу печі. У таблиці 1.6 приведено склад шлаку силікокальцію СК30 і СК15, виплавленого вуглецевовідновним способом.

Таблиця 1.6 – Хімічний склад шлаку силікокальцію СК30 і СК15

Вміст компонента в шлаку для сплаву, %	Компонент				
	CaO	SiO_2	Al_2O_3	SiC	CaC_2
СК30	15-20	45-55	2-3	10	10-15

СК15	63-68	30-33	0,3-0,7	–	C=0,5-0,7

Шлаки з високим вмістом карбіду кальцію більш рідкорухомі, знижують концентрацію сірки у силікокальції. Однак вони затрудняють розливку сплаву через погане відділення шлаку від металу.

Електричний режим роботи печей потужністю 14 МВА наступний: струм 54,4 кА, напруга 134 В. Незважаючи на дотримання оптимальних параметрів технології одержання силікокальцію, згодом ванна печі заростає гарнісажем, яка складається з напіввідновленої шихти. Вимагаються зупинки печей і перефутеровки ванн. Щоб уникнути простоїв на практиці ця задача частково вирішується періодичним переводом печі на виплавку 45%-ного феросиліцію. Випуск сплаву і шлаку при нормальному ході плавки проводиться через кожні 2 години у ківш з вуглецевою футеровкою стін і шамотним днищем. Розливають сплав у футеровані виливниці.

Використання вуглецевих відновників з високим вмістом сірки і золи (Al_2O_3) супроводжується збільшенням у сплаві концентрації сірки й алюмінію. В умовах високих температур відбувається відновлення алюмінію вуглецем до карбіду Al_4C_3 (ΔH°_{298} = –215,49 кДж/моль, S°_{298} = 86,18 Дж/(моль·K) і розчинення його в сплаві. Тому застосування шихтових компонентів з підвищеним вмістом домішки Al_2O_3 затрудняє одержання силікокальцію з припустимою за ДСТ 4762-71 концентрацією алюмінію (≤2%) [7].

Силікотермічний спосіб одержання силікокальцію засновано на реакції відновлення оксиду кальцію кремнієм феросиліцію за сумарною реакцією:

$$(CaO) + [Si]_{Fe\text{-}Si} \rightarrow [CaSi_2 + Si + FeSi_2] + (2Ca{\cdot}SiO_2). \qquad (1.4)$$

Оскільки хімічна спорідненість кремнію до кисню нижча ніж у кальцію, реакція може протікати вбік одержання силікокальцію завдяки істотному зниженню активності кальцію, що досягається великим вмістом кремнію у сплаві.

Рівновага реакції досягається при порівняно невисоких концентраціях кальцію в сплаві, тому силікотермічним способом можна одержувати силікокальцій (феросилікокальцій) з вмістом кальцію ≤20%.

Силікокальцій силікотермічним способом виплавляють у відкритих печах періодичним процесом. Склад колоші наступний: 200 кг вапна, 196 кг феросиліцію ФС75 і 30 кг плавикового шпату (CaF_2). Застосування дефіцитного плавикового шпату обумовлено тим, що високоосновні шлаки в'язкі і нетехнологічні. Присадкою плавикового шпату розріджують шлак і поліпшують умови розподілу продуктів плавки при розливці. Вилучення кальцію складає 20-30%, а використання кремнію феросиліцію – 75-85%. У сплав з шихти переходить 25-35% Al, 15-30% S, 15-35% P, 25-30% Mg; частина кальцію переходить у газову фазу. Якість силікотермічного силікокальцію за вмістом сірки і вуглецю вища, ніж вуглецевотермічного. Порівняльні техніко-економічні показники виплавки силікокальцію вуглецево- і силікотермічними способами приведені в таблиці 1.7.

Силікокальцій поставляється сталеплавильним заводам різного гранулометричного складу (< 2; 2-5; 5-20 і 20-200 мм). Використання силікокальцію при виплавці сталі для її розкислення у шматках або у виді дрібних фракцій супроводжується великими втратами кальцію через низьку об'ємну масу і його високу активність стосовно кисню повітря й оксидам ківшевого шлаку. Краще використання силікокальцію досягається при застосуванні його у виді порошкового дроту.

Таблиця 1.7 – Витрата шихтових матеріалів при виплавці силікокальцію

Найменування	СК15	СК30	СК15	СК10
	Вуглецевотермічний спосіб		Силікотермічний спосіб	
Витрата матеріалів, кг:				
кварциту	1436	1875	–	–
вапна	456	748	960	940
кам'яного вугілля	281	265	–	–

деревного вугілля	244	370	–	–
коксу сухого	388	600	–	–
феросиліцію ФС65	–	–	917	805
стружки сталевої	318	–	–	–
маси електродної	107	134	–	–
електродів	–	–	12,5	10,5
Витрата електроенергії, кВт·г/т	8893	11800	1670	1415

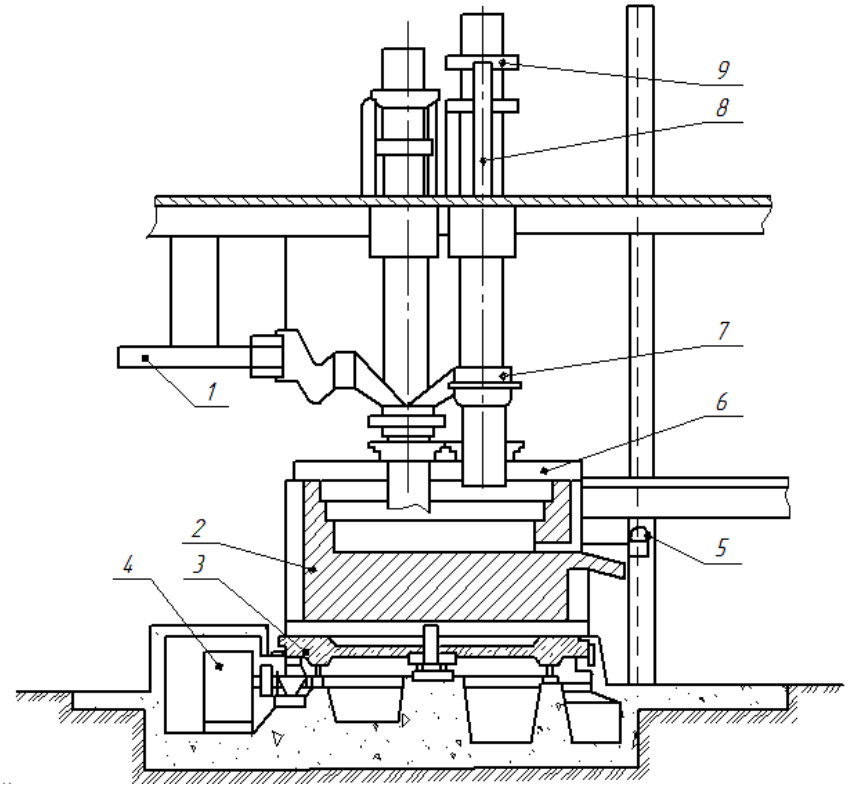
Карбідкальцієвий спосіб. Викладений вище вуглецевотермічний спосіб виплавки силікокальцію шляхом спільного відновлення Si і Ca з кварциту і вапна (вапняку) вуглецем, незважаючи на удавану простоту, має ряд істотних недоліків. Насамперед цим способом утруднена виплавка силікокальцію з вмістом 32–35% Ca через накопичення у ванні печі складного складу гарнісажу на подині і стінках ванни, який складається з оплавлених продуктів взаємодії SiO_2 і CaC_2. Оскільки силікокальцій має об'ємну менше, ніж гарнісаж складного гетерогенного складу, сплав під електродами знаходиться над подиною, яка заросла ганісажем. Це порушує електричний режим плавки і хід печі в цілому. Як відзначалося вище, з цих причин печі вимушено періодично переводять на виплавку феросиліцію ФС45, для приведення ванни до необхідного стану для наступної виплавки силікокальцію або для ремонту печі.

Ці недоліки значною мірою усуваються при одержанні силікокальцію за карбідкальцієвим двухстадійним способом. На першій стадії виплавляють технічний карбід кальцію з вапна (вапняку) і коксу, а на другій виплавляють силікокальцій з карбіду кальцію і кварциту. Технологія двохстадійного способу виплавки силікокальцію була відома, однак не знайшла широкого застосування [8].

1.5. Виплавка силікокальцію вуглетермічним методом

Виплавляють силікокальцій вуглетермічним процесом в трифазних печах з вугільною футеровкою (рис. 1.1) потужністю 10-15 МВА при лінійній

напрузі низької сторони ~ 135 В та струмі на електродах ~58 кА. Напруга дуги в середньому складає 30 В, корисна напруга ~55 В, що визначено необхідністю мати глубоку та стійку посадку електродів в шихту, нормально складаючу > 700 мм. Для створення рівномірного теплового режиму в робочому просторі печі, покращення умов для відновлення кальція і кремнія та забезпечення необхідних умов для руйнування карбідів необхідно обертати ванну печі в секторі 20-25^0 з частотою один оборот за 70 годин.



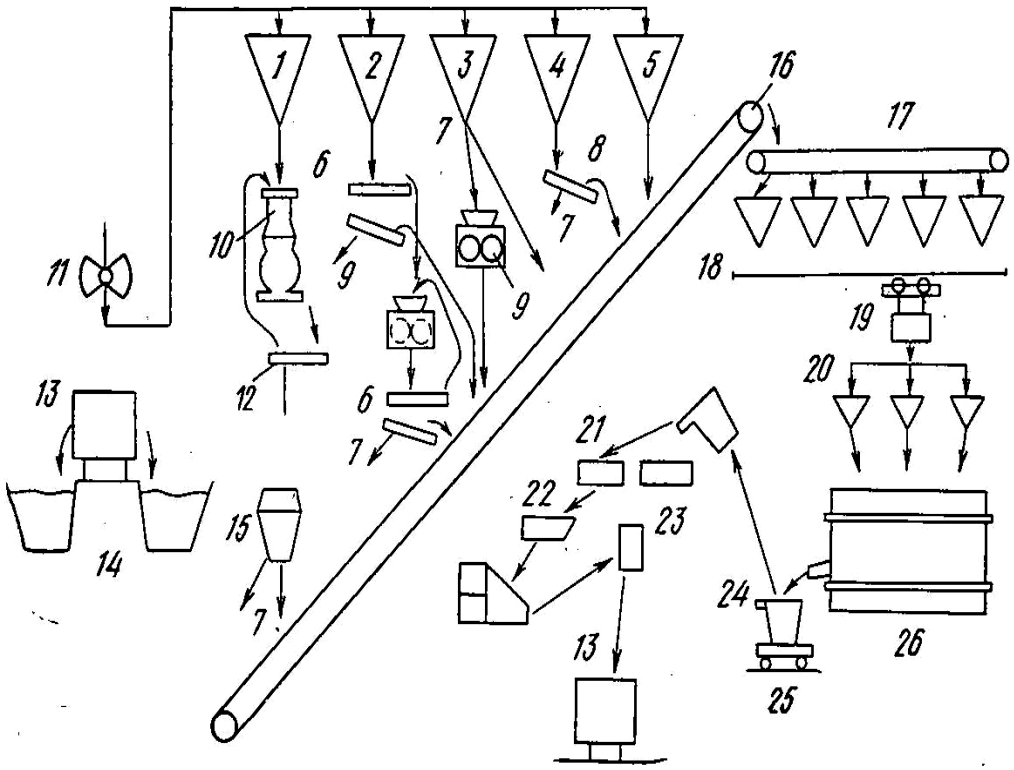
1- коротка мережа; 2 - ванна печі; 3 - опорна плита; 4 - механізм обертання ванни; 5 - апарат для пропалення льотки; 6 - склепіння; 7 - струмопідвід; 8 - гідропідйомник; 9 - пристрій для перепускання електродів.

Рисунок 1.1 - Кругла закрита феросплавна піч з ванною, що обертається.

У випадку сильного заростання ванни карбідами, кут обертання зменшується до 10-15^0. Обертання ванни дозволяє між зміною футерування виробляти виплавку силікокальція трьома – чотирма кампаніями тривалістю по 2,5-3 місяца, між якими для руйнування утворившегося в печі «козла» із карбідів і шлаку піч повинна бути переведена на один – півтора місяця на випла-

вку ФС45. Обертання ванни печі дозволяє скоротити кількість капітальних ремонтів до одного в рік замість трьох на стаціонарній печі.

Технологічна схема виробництва приведена на рис. 1.2.



1- кварцит; 2- кокс; 3- камяне вугілля; 4- деревне вугілля; 5- вапно; 6- грохот двоситовий; 7- відсіви; 8- грохот односитовий; 9- дробарка двохвалкова; 10- дробарка конусна; 11- грейферний кран; 12- грохот; 13- залізодорожний вагон; 14- закрома; 15- миючий барабан; 16, 17- транспортер; 18- дозировачні бункера; 19- тележка дозировачна; 20-пічні бункера; 21- виливниці; 22- короб; 23- барабан для упаковки сплаву; 24- ківш для сплаву; 25- електропіч.

Рисунок 1.2 - Технологічна схема виробництва силікокальцію вуглетермічним процесом.

Після капітального ремонту піч для розігріву працює на виплавці ФС45 приблизно один місяць. На печі з обертаючою ванною перевод на виплавку силікокальцію здійснюється з проплавленням ванни вапном (перша компанія після зміни футеровки печі), так і без проплавлення. Виплавку силікокальцію ведуть непреривним процесом, шихту загружають в піч по мірі її проплавлення. У електродах підтримують невеликі конуси, що дозволяє забезпечити

рівномірне виділення газів по всьому колошнику, покращує використання тепла відходящих газів і зменшує угар кальція та кремнія.

Для забезпечення хорошої роботи печі необхідно як можна дольше зберегати низький рівень колошнику, тому шихту навантажують вручну (при виплавці СК10 і СК15 завантаження шихти здійснюється завалочною машиною), неперервно підгребають її гребками з колошнику к електродам і удаляють настилі карборунду з поверхні колошника. При розрахунку шихти приймають використання кальцію 62% (для СК15 – 75%) і кремнію 67%. Надлишок твердого вуглецю (з урахуванням добавок) повинен складати 16-20%.

Навески деревного та кам'яного вугілля в колоші встановлюють постійними, а кількість коксу змінюють в залежності від навески вапна, фактичного вмісту вологи в відновниках і від ходу печі. Приблизний склад колоши шихти наступний [9]:

кварцит	200 кг;
вапно	85 кг;
деревне вугілля	50 кг;
кам'яне вугілля	40 кг;
коксик	90-100 кг.

При виплавці СК15 колоша шихти складається з:

кварцит	200 кг;
вапно	60 кг;
деревне вугілля	50 кг;
кам'яне вугілля	35 кг;
залізна стружка	35 кг.

Збільшення концентрації CaO в шихті до співвідношення CaO/SiO_2~0,35 призводить к підвищенню концентрації кальція в сплаві до 31-35 %, подальше збільшення цього співвідношення призводить до різкого зниження використання кальція, концентрація кальція в сплаві більш не збільшується.

Відновні процеси при виплавці силікокальцію протікають в найбільш гарячих зонах печі, а саме у електродах, навколо котрих утворюються газові полості, які мають в своїй нижнфй частині карбідні «чашки». Сплав, що утворився, накоплюється в полості («щілі»), яка знаходиться на рівні випускного отвору. Збереження цих «чашек» і наявність полості («щілі») є обов'язковою вимогою нормального протікання процесу. Цьому сприяє робота з більшим надлишком відновника, однак надмірний розвиток процесу карбідоутворення призводить к зарастанню печі карбідами, в основному карборундом, та перекриттю полості та ходів з неї, тобто к припиненню виходу сплаву і газу з льотки. Для запобігання цього в піч періодично вводять кварцит, в окремих випадках – вапно. При холодному ході печі вапно не вводять, тому що це призведе лише к утворенню рідкого шлаку. При нормальному ході печі після кожного випуску в тиглі у електродів дають одночасно добавки кварциту (400-600 кг) для руйнування наявних карбідів.

Слід прагнути к виплавці сплаву з більш високим вмістом кальція, тому що в цьому випадку знижуються витрати на відновлення кремнію. Однако, з ростом концентрації кальція в сплаві, зростають втрати кальцію та кремнію в ульот, приблизно 20% від маси загружаємої шихти, тому оптимальним слід вважати вміст кальція в сплаві 30-33 %. Із печі повинна виходити мінімальна кількість шлаку, наступного хімічного складу: 45-55% SiO_2, 15-20% CaO, 10% SiC, 10-15% CaC_2, а також Al_2O_3, MgO, FeO та інше. При розкладанні водою 1 кг шлаку нормального складу із нього виділяється 30-60 л ацетілена [10].

Основними відхиленнями від нормальної роботи печі є:

- надлишок відновника зверх нормального, при якому зменшується глибина посадки електродів в шихті та витрата шихти, спостерігається спікання колошника, погано відкривається та туго шурується льотка (іноді не шурується зовсім), збільшується вихід карборунда під час випуску. Вміст кальцію в сплаві підвищується. Для виправлення ходу печі слід зменшити навішування коксику в колоші та при необхідності збільшити навішування ва-

пна в колоші або масу єдиноразових добавок кварциту. При великому надлишку відновника, коли ванна печі швидко засряє карбідом кремнію, та при неможливості збільшення єдиноразових добавок кварциту (низький вміст кальцію в сплаві) для виправлення ходу печі необхідно ввести в піч 200...300 кг вапна під електрод. Цю операцію можна використовувати один - два рази на добу. Якщо при всіх прочих ознаках надлишку відновника із печі виходить рідкий шлак, давати єдиноразові добавки вапна забороняється;

- недостатня кількість відновника, при якому збільшується вихід шлаку під час випуску, колошник працює вяло при великій витраті шихти, вміст кальцію в сплаві знижується, сплав виходить холодний, льотка закривається з трудом. Необхідно збільшити навішування коксику в колоші та збільшити кількість кварциту. Можна також збільшити навішування деревного вугілля до 60-80 кг на колошу;
- надлишок вапна в шихті, при котрому зменшується глубина посадки електродів в шихті і з'являється рідкий шлак, кількість котрого збільшується від випуска к випуску; необхідно зменшити навішування вапна;
- недостатня кількість вапна в шихті визиває зниження вмісту кальцію в сплаві, необхідно збільшити навішування вапна;
- інтенсивне заростання ванни печі карбідом кремнія, в наслідок чого припиняється вихід газу з льотки. Необхідно припинити загрузку шихти в піч і в перебігу декількох годин проплавляти тиглі електричними дугами. Якщо ця операція не виправить положення, то прожигають нове очко льотки приблизно на 100 мм вище попереднього.

Випуск силікокальцію проводять кожні дві години в футерованний графітовою плиткою ківш. Температура сплава на випуску ~1900 ^{0}C, що значно вище його температури плавлення і визиває додаткові втрати кальцію в ульот. Зниження вмісту кальцію складає при випуску 0,5-1,5 %. Розливка сплаву виробляється в чавунні піддони. Уход за льоткою аналогічен принятому при виплавці феросиліція, але при кожному випуску льотка повинна бу-

ти обов'язково прошурована, або в крайньому випадку прожжена киснем з урахуванням щоб із вікна появилося пламя (газовий факел).

В сплаві міститься значна кількість сірки (до 0,2%), так як кальцій утворює з нею прочний сульфід. Найбільша кількість сірки в сплав вноситься кварцитом (53%), коксиком (25%) та кам'яним вугіллям (11%). Злиток сплаву виймають з піддону в залежності від його товщини через 1-1,5 години після випуску. Розбитий та очищенний сплав поплавочно пакують в залазні барабани. При відносно повільному охолодженні (товстого злитку) спостерігається значна ліквація елементів в злиткі силікокальція (таблиця 1.8).

При цьому карбід кремнія утворює тверду фазу, яка вміщує 70 %Si та має щільність 3,2 г/см^3, тобто більш високу ніж у розплава, внаслідок чого він опускається в нижню зону зливку.

Таблиця 1.8 – Зміна складу по висоті повільно охолодженного 1,5-т зливка силікокальцію (h – відстань від верху)

h, мм	Масова доля, %						
	Ca	Ba	C	Fe	Al	S	Si
<70	29,34	0,83	0,25	5,60	1,31	0,055	62,62
70-140	30,32	1,12	0,08	4,46	1,36	0,005	62,66
170-220	29,92	1,23	0,34	4,39	1,67	0,150	62,3
250-320	28,42	0,10	1,36	4,99	1,65	-	63,48
320-400	26,42	0,82	3,70	4,99	1,41	0,152	63,33

1.6. Висновки

1. Проаналізований сучасний стан феросплавної галузі України і визначені шляхи стратегічного направлення розвитку феросплавної промисловості.

2. Запропоновано виплавляти силікокальцій вуглецевотермічним методом, який є основним способом для отримання силікокальцію різних марок, переважно з підвищеним вмістом кальцію (>30%).

РОЗДІЛ 2
ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ОСОБЛИВОСТЕЙ ВИПЛАВКИ СИЛІКОКАЛЬЦІЮ ВУГЛЕТЕРМІЧНИМ МЕТОДОМ

2.1. Методи та методика дослідження

Основними методами дослідження та аналізу при написанні експериментальної частини дипломної роботи використовувалися порівняльні методи, методи синтезу, методи індукції та дедукції, математичні методи, методи спостереження та інші.

Застосовувався комплекс сучасних методів фізико-хімічних досліджень, термодинамічний аналіз взаємодії компонентів в металевих і шлакових фазах, використовувалися методи петрографічного і мікрорентгеноспектрального аналізів.

Дослідження механізму взаємодії окислів і карбідів кремнію та кальцію проводились при температурі 1900-2100 ^{0}C в в печі з графітовим нагрівачем в атмосфері аргону. Вихідними матеріалами були окиси і карбіди кальцію і кремнію. Фракційний склад – 0,1-0,2 мм. Компоненти шихти перед проведенням дослідів брикетувалися з використанням в якості зв'язуючого матеріалу борної кислоти. Час ізотермічної витримки складав 10 хвилин. Контро-

лювалась зміна ваги образців. Продукти взаємодії підвергались ренгеноструктурному аналізу.

Дослідження впливу технологічних параметрів (температури, молярного співвідношення C : CaO, фракцій вуглецю і вапна, часу ізотермічної витримки) на формування карбіду кальцію з вуглецю і окислу кальція проводилися з використанням методу математичного планування експерименту в печі з графітовим нагрівачем в атмосфері аргону з безперервним автоматичним записом втрати ваги зразка на діаграмі електронного потенціометра. Брикети виготовлялись з обпаленого вапна і графіту. Єднальним матеріалом служила борна кислота у кількості 2 % від ваги шихти. Вживаний комплект матриці і пуансона дозволяв отримувати брикети діаметром 8 і заввишки 15 мм. Після виготовлення брикети висушувалися при температурі 150-200 °С і зважувалися. Після сушки молибденовий тигель з брикетом опускався в зону заданої температури і витримували певний час. Відповідними вимірами на ленті потенціометра розраховувалася втрата ваги початкового навішування брикету в часі.

Дослідження кінетиці утворення карбіду кальцію проводили при температурах 1800-2000 °С. В якості вуглецевого відновника використовувався графіт, деревне вугілля і коксик. Фракція компонентів шихти складала 0,1-0,2 мм. Досліди проводилися впродовж 10-15 хв в графітовому тиглі. Отримані результати про вплив різних вуглецевих відновників на вихід карбіду кальцію при температурах 1800-2000 °С показують, що вже при температурі 1800 °С утворюється більше 50 % теоретично можливого карбіду кальцію.

Кінетику спільного відновлення кремнію і кальцію вуглецем досліджували гравіметричним методом в печі з графітовим нагрівачем в молібденовому тиглі і аргоні, очищеному від вологи і кисню.

Дослідження кінетики взаємодії кварцевого скла і вапна з графітом проводили при різній розмірності вапна. Продукти реакції піддавали хімічному і рентгеноструктурному аналізам.

Виплавка силікокальцію проводилася шляхом раціональної підготовки шихти. У першому варіанті усі шихтові матеріали мали розмір менше 1 мм, в наступних дослідних партіях брикетів розмір вапняку відповідно складав <3 і 3-6 мм. В другому варіанті дослідна партія шихти була представлена брикетами, що складаються з піску і вугілля. З метою усунення розшарування шихти в печі вапняк застосовували в кусковому виді двох фракцій: 10-15 і 30-40 мм. Дослідні плавки проводили в трифазній дуговій лабораторній печі потужністю 160 кВА.

Виробництво феросилікокальцію ведеться у відкритих феросплавних печах з вугільної футеровкою потужністю близько 10-25 МВА при робочій напрузі 120-160 В і силі струму на електродах 50-75 кА , що забезпечує глибоку і стійку посадку електродів в шихті , нормально складову 500 мм.

2.2. Розробка технології виробництва силікокальцію вуглетермічним процесом

2.2.1. Термодинамічний аналіз реакцій в системі Si–O–C–Ca

З усіх існуючих методів отримання комплексних методів кремністих феросплавів, зокрема силікокальція, найбільш економічним може бути одностадійний вуглетермічний метод. Однак при виплавці цих феросплавів з використанням кускової шихти виникають великі труднощі, пов'язані з розвитком побічних небажаних реакцій, що призводить к різкому погіршенню всіх техніко-економічних показників виробництва.

Узагальнення експериментального матеріалу дозволяє достатньо успішно вирішити задачу управління хімічними реакціями при спільном відновленні металів з метою оптимізації технологічного процесу. Важливу інфор-

мацію при цьому може дати термодинамічний аналіз реакцій, які достатньо повно описують систему.

В системі Si–O–C–Ca розглянемо наступні реакції:

$$\frac{1}{2}SiO_{2(m,p)} + \frac{3}{2}C_{(m)} = \frac{1}{2}SiC_{(m)} + CO_{(г)}; \quad (2.1)$$

$$CaO_{(m)} + 3C_{(m)} = CaC_{2(m)} + CO_{(г)}; \quad (2.2)$$

$$\frac{1}{2}SiO_{2(m,p)} + \frac{1}{2}CaC_2 = \frac{1}{2}CaSi + CO_{(г)}; \quad (2.3)$$

$$CaO_{(m)} + SiC_{(m)} = [Ca] + CO_{(г)}; \quad (2.4)$$

$$\frac{1}{2}CaC_{2(m)} + SiO_{(m)} = \frac{1}{2}CaSi + CO_{(г)}; \quad (2.5)$$

$$\frac{1}{2}CaO_{(m)} + \frac{1}{4}SiO_{2(m,p)} = \frac{1}{4}Ca_2SiO_{4(m)}; \quad (2.6)$$

$$\frac{1}{2}CaO_{(m)} + \frac{1}{3}SiC_{(m)} = \frac{2}{3}CaSi + \frac{1}{6}Ca_2SiO_{4(m)} + CO_{(г)}; \quad (2.7)$$

$$CaO_{(m)} + \frac{3}{4}Si_{(p)} = \frac{1}{2}CaSi + \frac{1}{4}Ca_2SiO_{4(m)}. \quad (2.8)$$

Температурну залежність ізобарно-ізотермічного потенціалу реакцій визначимо методом комбінування хімічних реакцій, використовуя данні довідника [11].

З розрахунків отримуємо, що ортосилікат кальція може утворюватися як за рахунок взаємодії кремнезема з окисем кальція, так и в результаті реакцій кремнезема з карбідом кальція та окису кальцію з кремнеземом. утво-

рення ортосилікату кальцію небажано, тому що наступні відновлення з нього елементів можливо лише при високих температурах (2300 К).

З двух систем отримання силікокальцію (через SiCабо CaC_2) найбільш вірогідна взаємодія карбіду кальція з окислами кремнію. Це суперечить вказівкам про те, що при виплавці силікокальцію з кварциту і карбіду кальція витрата електроенергії вище, чим при його плавці з кварциту та вапна.

Взаємодія карбіду кальція з кремнеземом може розвиватися по шлаковій та безшлаковій схемам. До температури > 2273 К найбільш вірогідні процеси силікатоутворення. Тому виплавку силікокальцію необхідно проводити в печах з високою питомою потужністю, що припадає на площу круга з діаметром розпаду електрода.

З урахуванням результатів термодинамічних розрахунків відновлення кальцію і кремнію вуглецем може здійснюватися по різним схемам (таблиця 2.1). Задача металурга полягає в тому, щоб вибрати реакції, котрі б забезпечували максимально високе вилучення елементів в сплав та низькі енергетичні затрати [12].

З даних таблиці 2.1 видно, що схеми 3-5 характеризуються мінімальними питомими витратами тепла та сировини. Так по зрівнянню зі зміною ентальпії сумарних реакцій схем 1 та 2 величина ΔH_{2000K} для схем 3, 4 та 5 менше відповідно на 35,0; 28,7 та 28,7%. Тобто, зі всіх розглянутих схем отримання силікокальцію найбільш енергетично вигідною є схема 3.

Однак з точки зору витрати матеріалів (вапна та кварциту) ця схема менш вигідна, чим схеми 4 і 5. З цих двух перевагу слід віддати схемі 5.

Схема 5 може бути здійснена при використанні кварциту та окускованного вапна або вапняку з вуглецевим відновником.

Термодинамічні переваги схеми 3 як найбільш енергетично вигідної схеми відновлення кальцію і кремнію реалізується в двухстадійному силікотермічному методі отримання силікокальцію.

Таким чином, з даних термодинамічних розрахунків може бути отримана цінна інформація, необхідная для розробки оптимальної технології ви-

плавки комплексних феросплавів. При виробництві сплавів типу Si-Ca, Si-РЗМ та інших, необхідно забезпечити сприятливі умови для утворення карбідів провідних елементів та виключити безпосередній контакт окислів з кремнеземом. Практично це досягається за рахунок використання окускованної суміші окислів (карбонатів) провідних елементів з вуглецевими відновниками та кусковим кварцитом.

Таблиця 2.1 – Порівняння можливих схем відновлення кальцію та кремнію

№ схеми	Реакції	ΔH^0_{2000}, кДж	Питома витрата матеріалів		
			CaO	SiO_2	C
1	$CaO+\frac{1}{2}SiO_2=\frac{1}{2}Ca_2SiO_4$	-46,8	1,00	1,75	3,75
	$\frac{5}{4}SiO_2+\frac{15}{4}C=\frac{5}{4}SiC+\frac{5}{2}CO$	728,8			
	$\frac{1}{2}Ca_2SiO_4+\frac{5}{4}SiC=CaSi+\frac{3}{4}SiO+\frac{5}{4}CO$	1016,6			
	$CaO+\frac{7}{4}SiO_2+\frac{15}{4}C=CaSi+\frac{3}{4}SiO+\frac{15}{4}CO$	1698,7			
2	$CaO+3C=CaC_2+CO$	451,5	1,00	1,75	3,75
	$SiO_2+CaC_2=\frac{1}{2}CaSiO_4+\frac{1}{2}SiC+\frac{3}{2}C$	-205,9			
	$\frac{3}{4}SiO_2+\frac{9}{4}C=\frac{9}{4}SiC+\frac{3}{2}CO$	436,5			
	$\frac{1}{2}Ca_2SiO_4+\frac{5}{4}SiC=CaSi+\frac{5}{4}SiO+\frac{5}{4}CO$	1016,6			
	$CaO+\frac{7}{4}SiO_2+\frac{15}{4}C=CaSi+\frac{3}{4}SiO+\frac{15}{4}CO$	1698,7			
3	$SiO_2+3C=SiC+2CO$	583,1	2,00	1,50	3,00
	$SiC+\frac{1}{2}SiO_2=\frac{3}{2}Si+CO$	464,5			
	$2CaO+\frac{3}{2}Si=CaSi+\frac{1}{2}Ca_2SiO_4$	58,0			
	$2CaO+\frac{3}{2}SiO_2+3C=CaSi+3CO+\frac{1}{2}Ca_2SiO_4$	1105,6			
4	$SiO_2+3C=SiC+2CO$	583,1	1,00	1,00	3,00
	$SiC+CaO=CaSi+CO$	628,6			

	$CaO+SiO_2+3C=CaSi+3CO$	1211,7			
5	$CaO+3C=CaC_2+CO$	451,5	1,00	1,00	3,00
	$CaC_2+SiO_2=CaSi+2CO$	760,2			
	$CaO+SiO_2+3C=CaSi+3CO$	1211,7			

2.2.2. Кінетика високотемпературних перетворень в системі CaO–SiCi SiO_2–CaC_2

При вуглетермічному процесі отримання силікокальцію в високотемпературній зоні печі першим етапом перетворення шихтових матеріалів є утворення карбідів кремнію і кальцію. Шлаков силікатна фаза може утворюватися шляхом прямої взаємодії окислів кремнію і кальцію і при їх взаємодії в системах CaO – SiCi SiO_2 – CaC_2. Пояснення механізму цих перетворень має велике значення при розробці нових способів підготовки шихти для виплавки силікокальцію.

Дослідження механізму взаємодії окислів і карбідів кремнію та кальцію проводились при температурі 1900-2100 ^{0}C в в печі з графітовим нагрівачем в атмосфері аргону. Вихідними матеріалами були окиси і карбіди кальцію і кремнію. Фракційний склад – 0,1-0,2 мм. Вказані компоненти шихти перед проведенням дослідів брикетувалися з використанням в якості зв'язуючого матеріалу борної кислоти. Час ізотермічної витримки складав 10 хвилин. Контролювалась зміна ваги образців. Продукти взаємодії підвергались ренгеноструктурному аналізу.

При мольному співвідношенні CaO:SiC= 1 : 1 втрати в ульот кремнію та кальцію були приблизно однаковими і в загальній сумі складали ~ 73% від загальної втрати ваги брикету при найбільш високій температурі досліду. інші втрати зв'язані зі спадом кисню і вуглецю. В температурному інтервалі

1900 – 2100 ^{0}C простежувалася зміна фазового складу продуктів взаємодії (таблиця 2.2) [13].

Основним компонентом залишку являвся $2CaO \cdot SiO_2$і при збільшенні температури вміст його в залишку знижувався. Після формування двухкальцієвого силікату взаємодія зводилася к реакціям між карбідом кремнію і силікату.

Таблиця 2.2 – Зміна фазового складу продуктів взаємодії системи CaO – SiC

Температура, ^{0}C	Фазовий склад продуктів реакцій системи CaO – SiC, %					
	SiC	CaO	CaC_2	$2CaO \cdot SiO_2$	$CaSi_2$	Si
1900	15,5	3,8	11,9	62	5,5	1,3
2000	18,2	2,2	18,5	53,7	6,2	1,2
2100	16,1	1,1	24,4	46,7	11,5	-

В реакційному залишку малась також металева фаза, яка представлена дисиліцидом кальцію і кремнію. Вміст силіцидів при збільшенні температури значно зростало і достигало 11,5% при температурі 2100 ^{0}C. Вміст кремнію був незначний. Мабуть, можна припустити наступну схему перетворень, котра при підвищенні температури зсувається в сторону утворення газової фази.

Зміна мольного співвідношення CaO:SiCдо 1 : 0,5 призводить к тому, що основними компонентами є двухкальцієвий силікат, карбід кремнію, окис кальцію і в малій кількості дисиліцид кальцію. Наявність в розглянутих умовах непрореогованого окису кальцію цілком припустимо, так як в ході експерименту брикет зберігає свою форму і контактує тільки з графітовим дном тигля. Втрати маси брикету во всьому температурному інтервалі при вказаному мольному співвідношенні виявилися декілька великими, чим при мольному співвідношенні CaO:SiC= 1 : 1. Основна відмітна особливість взаємодії CaOзSiC полягає в тому, що втрати кальцію в ульот збільшилося і при мак-

симальній температурі склали 63,3%, а втрати кремнію набагато зменшилися (до 22,4%). При температурі 1900 ^{0}C втрати кремнію не спостерігалися. Таким чином, зміна співвідношення CaO:SiCдо 1 : 0,5 змінює і механізм процесу (рис. 2.1) [14].

При температурі 2100 ^{0}C ульот кремнію вже помітен і складає 22,4%.

Досліджувалася взаємодія продуктів реакції в системі SiO_2 – CaC_2при мольном співвідношенніSiO_2:CaC_2 = 1 : 1. Втрати ваги зразка при зміні температур 1900 до 2100 ^{0}C змінювалась від 22,2 до 53,5%. В балансі втрат основне місце занімав кальцій. По відношенню к вхідному його вмісту в брикеті в ульот складав від 24,6 до 78%. Самою відмітною особливістю є відсутність втрат кремнію в усьому дослідному інтервалі (рис. 2.1).

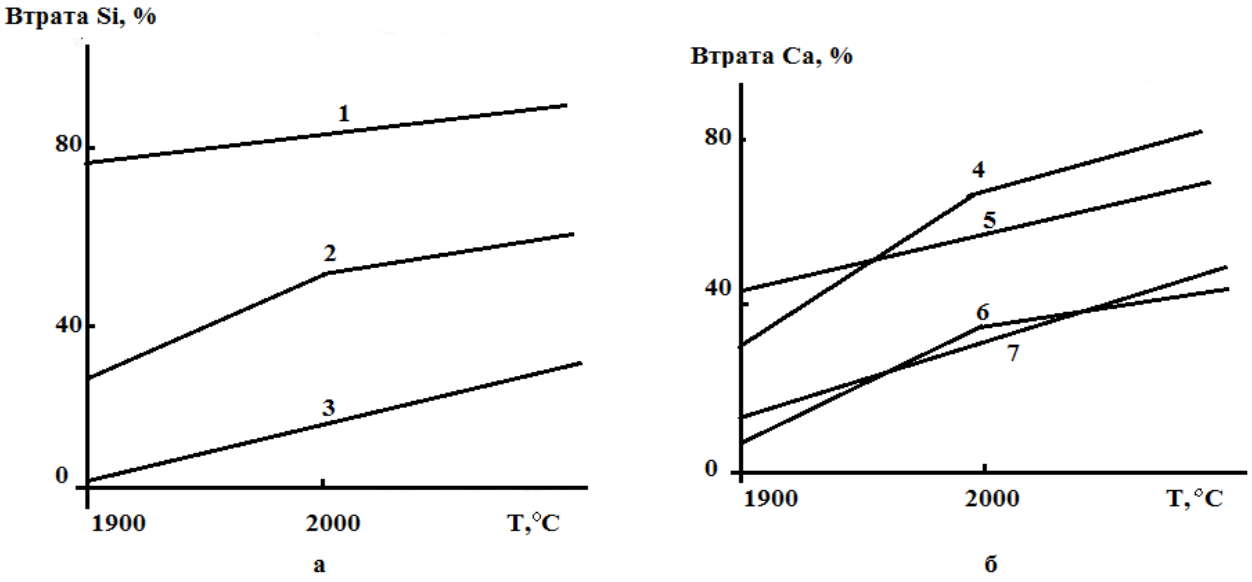


Рисунок 2.1 - Вплив температури на втрати в ульот кремнію (а) та кальцію (б) при мольних співвідношенях CaO:SiC = 1 : 0,5 (криві 1,6); CaO:SiC = 1 : 1 (криві 2,7); CaO:SiC = 1 : 0,5 (криві 3,5); CaO:SiC = 1 : 1 (крива 4).

Помітно було збільшення втрат кисню і вуглецю. Можна припустити, що втрати кисню зв'язані тільки з ульотом вуглецю, а кремній кремнезема увесь переходить або в силікати, або в карбід кремнію, вміст якого при підвищенні температури збільшується (табл. 2.3) [15].

Основним компонентом реакційного залишку є двухкальцієвий силікат, вміст котрого при збільшенні температури досліду знижувалося від 65,7% при температурі 1900 ^{0}C до 32,2% при температурі 2100 ^{0}C.

Таблиця 2.3 – Зміна фазового складу продуктів взаємодії системи SiO_2 – CaC_2

Температура, ^{0}C	Фазовий склад продуктів реакцій системи SiO_2 – CaC_2, %			
	SiC	$2CaO \cdot SiO_2$	$CaSi_2$	Si
1900	23,4	65,7	8,9	1,9
2000	54	38,8	6,3	1,9
2100	56,6	32,2	4,0	2,4

Вміст другого основного компоненту – карбіду кремнія в цьому ж температурному інтервалі збільшувалося від 23,4 до 56,6%. Значно менше вміщувалося дисиліциду кальцію (4 – 9%). Крім того в найбільшій кількості був знайден кремній (2 – 2,5%) та сліди окису кальція. В продуктах реакції відсутствовали кремнезем і карбід кальцію.

Таким чином, дослідження взаєдії в системі CaO – SiC і SiO_2 – CaO_2 в температурному інтервалі 1900-2100 ^{0}C та різному мольному співвідношенні компонентів в них показало значну інтенсифікацію в ульот всіх складових шихти при збільшенні температури. Вміст в залишку металевої фази силіцидів кальцію не можу служити критерієм ступеню відновлення, тому що при температурах досліду відбувається їх дисоціація.

2.2.3. Кінетика утворення карбіду кальцію

Карбід кальцію – проміжний продукт в складному процесі спільного відновлення кремнію і кальцію вуглецем при виплавці силікокальцію вуглетермічним процесом. Він є відновником кремнезему при високих температурах процесу [16].

У зв'язку з розробкою нових технологічних рішень вуглевідновного способу отримання силікокальцію ставилося завдання встановити оптимальні умови формування карбіду кальцію у брикеті, що складається з вапна і вуглецевого відновника.

У описах технології виробництва карбіду кальцію наводяться дані, що свідчать про вплив на його формування в печі: сорти вапна і температури її випалення, видів вживаних вуглецевих відновників і вплив його надлишку [17]. Є дані про лінійну залежність вмісту карбіду кальцію в печі від температури розплаву [18]. Проте немає конкретних рекомендацій по формуванню карбіду кальцію у брикеті.

У цьому пункті приведемо результати дослідження впливу технологічних параметрів (температури, молярного співвідношення C : CaO, фракцій вуглецю і вапна, часу ізотермічної витримки) на формування карбіду кальцію з вуглецю і окислу кальція. Досліди проводилися з використанням методу математичного планування експерименту в печі з графітовим нагрівачем в атмосфері аргону з безперервним автоматичним записом втрати ваги зразка на діаграмі електронного потенціометра. Брикети виготовлялись з обпаленого вапна і графіту. Єднальним матеріалом служила борна кислота у кількості 2 % від ваги шихти. Вживаний комплект матриці і пуансона дозволяв отримувати брикети діаметром 8 і заввишки 15 мм. Після виготовлення брикети висушувалися при температурі 150-200 °С і зважувалися. Після сушки молибденовий тигель з брикетом опускався в зону заданої температури і витримували певний час. Відповідними вимірами на ленті потенціометра розраховувалася втрата ваги початкового навішування брикету в часі.

Спад ваги початкового навішування шихти складався з втрат у відліт окислу вуглецю і пароподібного кальцію. Кінцевий продукт піддавався хімі-

чному аналізу на вміст загального і вільного вуглецю і кальцію. Це дозволяло розрахунковим шляхом визначити вміст пов'язаного вуглецю, а отже, і карбіду кальцію. Вміст останнього визначався паралельно експериментальним шляхом на лабораторній установці по кількості ацетилену, що виділився. Різниця між початковим і кінцевим вмістом кальцію в навішуванні свідчило про відліт кальцію в ході досліду.

Отримані результати дозволяють прогнозувати вплив досліджуваних параметрів. Так, збільшення температури від 1800 до 1900 °С повинен збільшити вміст карбіду кальцію на 22,1 %. Збільшення температури до 2000 °С дозволить отримати до 80 % технічного карбіду кальція в кінцевому продукті. Збільшення часу з 10 до 19 хв буде сприяти росту часу від 1 до 3. При цьому слід чекати збільшення вмісту карбіду кальцію на 12 % [19].

Адекватність моделей перевірялася за критерієм Фішера. Оскільки вміст карбіду кальцію — якнайповніше характеризує якісний результат, то він був прийнятий за основний параметр оптимізації. Аналізуючи результати, можна зробити висновок, що основним параметром, що позитивно впливає на вихід карбіду кальцію, є температура; зміна надлишку відновника менше молярного співвідношення С : CaO = 5 сприяє збільшенню CaC_2; зміна крупності вуглецевого відновника менше 0,1— 0,2 мм сприяє збільшенню виходу CaC_2; ріст розміру вапна більше 0,1-0,2 сприяє збільшенню виходу CaC_2; зростання часу витримки більше 10 викликає ріст виходу CaC_2. Провідними чинниками є температура і час ізотермічної витримки.

При збільшенні температури і часу ізотермічної витримки, зростає втрата ваги зразка. Це свідчить про те, що основні втрати ваги пов'язані з відльотом окислу вуглецю, що характеризує втрату кальцію у відліт, вплив майже усіх параметрів однозначний.

Для оптимізації процесу отримання карбіду кальцію проведені додаткові експерименти.

При проведенні дослідів встановлено, що вихід карбіду кальцію при температурах 1875 і 2000 °С в середньому склав відповідно до 61,2 і 78,5 %.

Найменший вплив на вихід CaC_2 робить крупність вживаного вапна.

Це можна пояснити тим, що використовуване вапно не залишається в процесі її взаємодії з вугіллям у вигляді окремих часток, а розчиняється в перших же порціях карбіду, що утворився, утворюючи рідкий розплав CaC_2 - CaO. При збільшенні великості вапна повного розчинення не станеться, і її вплив на вихід CaC_2 повинен позначитися негативно. Зменшення розмірності відновника позитивно позначається на виході CaC_2, оскільки при цьому питома поверхність його росте і росте відповідно реакційна поверхня вуглець - розплав CaC_2 + CaO. Збільшення кількості вуглецевого відновника технологічно повинне сприяти утворенню CaC_2. Можливо, що збільшення його в початковому навішуванні, а отже, і в розплаві, знижує в'язкість розплаву CaC_2 - CaO. Оскільки процеси карбідоутворення в основному протікають через рідку фазу, те збільшення її в'язкості позначається негативно.

У другій серії експериментів були проведені досліди по кінетиці утворення карбіду кальцію при температурах 1800-2000 °С . В якості вуглецевого відновника використовувався графіт, деревне вугілля і коксик. Фракція компонентів шихти складала 0,1- 0,2 мм. Досліди проводилися впродовж 10-15 хв. в графітовому тиглі. Отримані результати про вплив різних вуглецевих відновників на вихід карбіду кальцію при температурах 1800-2000 °С показують, що вже при температурі 1800 °С утворюється більше 50 % теоретично можливого карбіду кальцію (таблиці 2.4) [20].

Причому, у разі застосування деревного вугілля при усіх температурах спостерігається найвище карбідоутворення. Збільшення температури викликає ріст кількості карбіду кальцію, що утворюється, в продуктах реакції.

Таблиця 2.4 – Вплив різних вуглецевих відновників на вихід карбіду кальцію

Вуглецевий відновник	Вихід карбіду кальцію, %				
	1800 ^{0}C	1900 ^{0}C	2000 ^{0}C	2100 ^{0}C	2200 ^{0}C

Графіт	62,0	78,0	87,0	95,0	91,6
Деревне вугілля	63,5	79,0	91,9	99,2	84,0
Коксик	59,0	76,5	87,5	96,5	88,0

Так, вміст карбіду кальцію при застосуванні деревного вугілля в умовах температури 2100 °С складає 99, графіту - 95 і коксику - 96,5 %. Якщо температура перевищує 2100 °С, вміст карбіду кальцію в продуктах реакції зменшується. Мабуть, відбувається його дисоціація. Вміст в залишку карбіду кальцію при температурі 2200 °С знижується в такому порядку: графіт, коксик, деревне вугілля.

Також вивчений вплив часу і температури досліду на вихід карбіду кальцію при застосуванні графіту в якості відновника (рис. 2.2).

Таким чином, на підставі виконаних досліджень можна зробити наступні висновки. Оптимальними параметрами отримання карбіду кальцію у брикеті є температура 2000 °С, молярне співвідношення С : CaO = 4,5; крупність графіту 0,05 - 0,15 мм; розмірвапна 0,12-0,22 мм; час ізотермічної витримки — 20,5 хв; співвідношення фракції вуглецю і вапна 0,4 :0, 7.

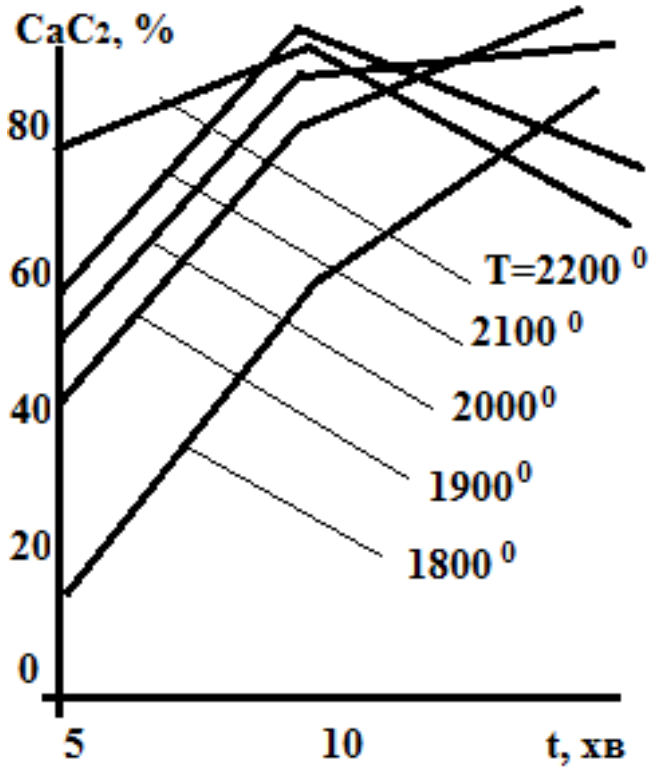


Рисунок 2.2 - Ізотерми утворення та розкладу карбіду кальцію.

На швидкість утворення карбіду кальцію позитивно впливає підвищення температури до 2100 °С включно. При вищих температурах починається розкладання карбіду кальцію і вміст його в залишку знижується [21].

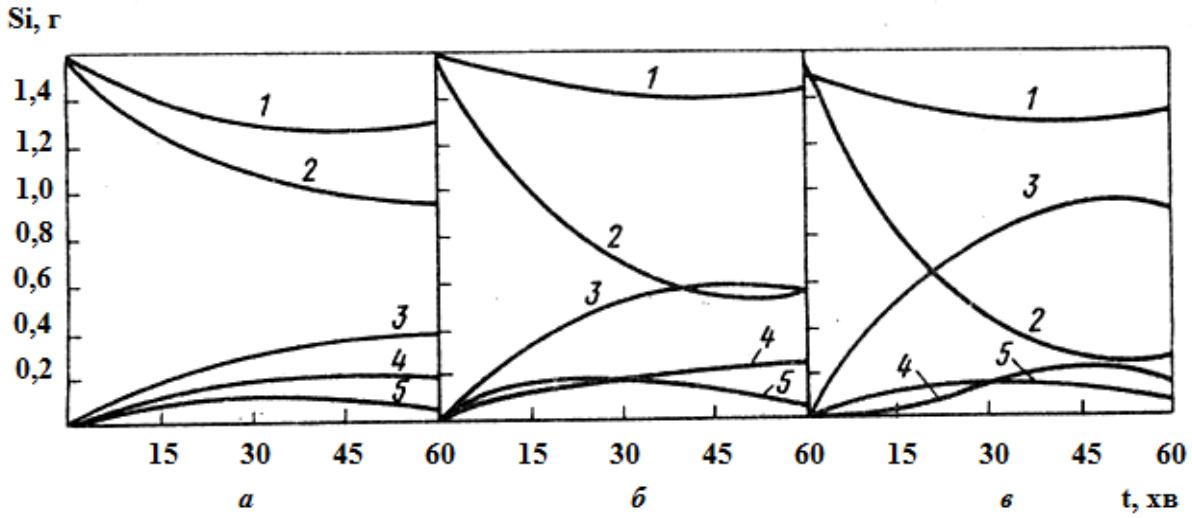
2.2.4. Інтенсифікація виплавки силікокальцію шляхом раціональної підготовки шихти

Проведемо лабораторне і напівпромислове дослідження впливу крупності вживаного вапна і інших матеріалів на перетворення у брикеті і особливості виплавки силікокальцію.

Кінетику спільного відновлення кремнію і кальцію вуглецем досліджували гравіметричним методом в печі з графітовим нагрівачем в молібденовому тиглі і аргоні, очищеному від вологи і кисню.

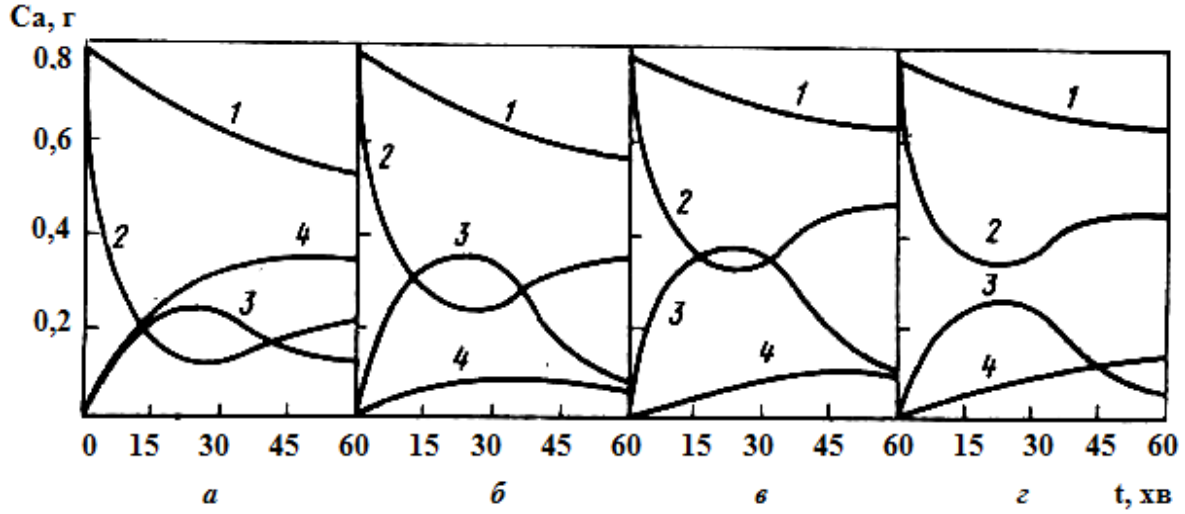
У першому варіанті досліджували кінетику взаємодії кварцевого скла і вапна з графітом при різній розмірності вапна. Продукти реакції піддавали

хімічному і рентгеноструктурному аналізам. Результати експериментів, проведених при 1750°С, приведені на рис. 2.3 і 2.4.



1 – $Si_{заг}$; 2 – SiO_2; 3 – SiC; 4 – SiO; 5 - Ca_2SiO_4.

Рисунок 2.3 - Розподіл кремнію між речовинами при збільшенні розміру кремнезему до 2,5-3,2 мм (*а*); вапна до 0,4-0,5 мм (*б*); вапна до 2,5-3,2 мм (*в*).



1 – $Ca_{заг}$; 2 – CaO; 3 – Ca_2SiO_4; 4 – CaC_2.

Рисунок 2.4 - Розподіл кальцію між речовинами при збільшенні розміру кремнезему до 2,5-3,2 мм (*а*); вапна до 0,4-0,5 мм (*б*); вапна до 1,0-1,2 мм (*в*); вапна до 2,5 - 3,2 мм (*г*).

На кривих зміни складу продуктів реакції є перегини, що свідчать про можливість взаємодії між ними. Так, збільшеннявмісту окислу кальцію можна зв'язати тільки з перетвореннями двохкальцієвого силікату. Можна допустити його відновлення вуглецевмісними компонентами до силікату вищої основності або окислу кальцію. Збільшення швидкості виділення моноокислу кремнію (перегин на кривій) свідчить про протікання таких реакцій. Можна чекати ще менших втрат кремнію і кальцію при подальшому збільшенні врозміру окислу кальцію. Менший відліт кремнію пояснюється тим, що в описуваних умовах з ростом розмірувапна контакт кремнезему з вуглецем покращується і доля кремнезему, що зв'язується в карбід, росте. Мабуть, при подальшому збільшенні фракції вапна доля кремнезему зменшуватиметься і основними компонентами, які поступають у високотемпературну зону, будуть карбід кремнію і вапно.

Тому на наступному етапі досліджували вплив температури, часу ізотермічної витримки, фракції і молярного співвідношення реагентів на формування металевої фази при взаємодії окислу кальцію з карбідом кремнію.

У літературі є дані по вивченню взаємодії CaO з SiO_2 в різних умовах, але хімізм освітлений далеко неповно. Так, в работах [22] експериментально не встановлена взаємодія $CaO + SiO_2 = CaSi + CO$, вказано тільки, що ця реакція термодинамічно вірогідніша при вищих температурах.

Дослідження проводили з використанням методу математичного планування експерименту. У продуктах реакції за допомогою рентгеноструктурного аналізу були виявлені: карбід кальцію, силікати і силіциди кальцію.

Основними параметрами, що збільшують втрати маси, являються температура і час. Зменшення молярного співвідношення SiC/CaO менше 0,5 також веде до збільшення втрати маси. Зменшення розміру SiC і CaO позначається у меншій мірі.

Головна причина відльоту кремнію — зниження молярного співвідношення SiC/CaO. Втрати кальцію збільшуються з ростом температури і її вплив в три рази більше, ніж час витримки і зменшення розміру SiC.

Головними критеріями міри відновлення можуть бути або силіциди залишку, або кількість окислу вуглецю. Вміст в залишку інших компонентів залежно від випробовуваних параметрів може бути використаний тільки як додаткова інформація при обговоренні результатів.

Основним параметром, що чинить позитивний вплив на відліт вуглецю являється температура; зменшення надлишку відновника менше відношення SiC : CaO = 0,7 сприяє збільшенню відльоту; впливрозміру карбіду кремнію і вапна встановити важко, оскільки коефіцієнти регресії знаходяться нижче за рівень довірчого інтервалу.

Для оптимізації процесу проведені досліди у напрямі градієнта. При 1850°С отримані наступні результати по відльоту вуглецю - 92,6 і95,2 %, вміст силіцидів 13,1 і 13,2 %. При 1950°С відліт вуглецю95,3 і 94,7 %, вміст силіцидів 15,7 і 14,6 %.

З експериментів встановлені оптимальні параметри: температура 1950°С; молярне співвідношення SiC/CaO = 0,3; розмір карбіду кремнію 0,3 — 0,4 мм; розмірвапна 0,2 — 0,3 мм; час 8,5 хв.

На підставі проведених експериментів можна уточнити механізм перетворень в системі SiC - CaO. Окрім раніше виявлених з'єднань в продуктах взаємодії замість моносиліциду кальцію виявлені Ca_2Si, серед силікатних фаз основна — двохкальцієвий силікат. Спад маси складається з втрат вуглецю і кисню. Найбільш сприятливим балансовим рівнянням в досліджуваній системі слід рахувати:

$$3SiC + 6CaO = 2CaO \cdot SiO_2 + Ca_2Si + CaC_2 + CO^г + SiO^г + Ca^г. \quad (2.9)$$

З ростом температури збільшується доля силіцидів, але і росте відліт кремнію і кальцію. Окрім оптимального молярного співвідношення SiC/CaO,

шлакоутворення можна понизити при збільшенні розміру карбіду кремнію і вапна.

Проведене дослідження послужило основою для вибору способу підготовки шихти, що полягає у виготовленні і випробуванні моношихтованних брикетів і брикетів, що складаються з вуглецевого відновника і кремнезему з винесеним з їх складу окислом кальцію. Шихтовими матеріалами являлися газове вугілля, кварцевий пісок і вапняк. Співвідношення між вмістом оксидів кальцію і кремнію 0,32 - 0,33, тобто залишилося таким же, яке прийняте для отримання силікокальцію в промислових умовах з кускової шихти. Вміст вуглецю в усіх брикетах відповідав сумі стехіометрично необхідного для відновлення кремнію і кальцію шихти і вуглецю, що витрачається для відновлення двоокису вуглецю, що виділяється при розкладанні вапняку. Такий розрахунок вуглецю в моношихтових брикетах повністю себе виправдав при отриманні феросилікокальцію з брикетованої шихти. При розрахунку шихти враховувалася її маса, необхідна для брикетування на валковому пресі з лопатевим змішувачем (300 кг піску; 180 кг вапняку; 162,5 кг твердого вуглецю газового вугілля), що обігрівається. Посилення пресування 15 МПа, єдиний матеріал сульфіт — спиртова барда щільністю 1,2. У першому варіанті усі шихтові матеріали мали розмір менше 1 мм, в наступних дослідних партіях брикетів розмір вапняку відповідно складав <3 і 3-6 мм. В другому варіанті дослідна партія шихти була представлена брикетами, що складаються з піску і вугілля. З метою усунення розшарування шихти в печі вапняк застосовували в кусковому виді двох фракцій: 10-15 і 30-40 мм.

Дослідні плавки проводили в трифазній дуговій лабораторній печі потужністю 160 кВА. Результати проведеної кампанії наведені в таблиці 2.5.

По приведених результатах можна зробити висновок, що збільшення розміру вапняку приводить до великого використання вапна і зниженню витрати електроенергії.

Таблиця 2.5 – Результати дослідів по підготовці шихти для виплавки силікокальцію

Варіант			Вміст, % Ca / Si	Вилучення, % Ca / Si	Вилучення електроенергії на 1 кг сплаву (28% Ca), мДж
Пісок *300* кг Вапняк *180* кг Твердий вуглець газового вугілля 162,5 кг	SiO_2і CaO	> 1 мм	0,77 / 39,4	0,24 / 6,35	551
	$CaCO_3$	<3 мм	16,8 / 54,72	26,0 / 44,0	111
	$CaCO_3$	3-6 мм	18,9 / 50,82	26,4 / 36,4	127
	$CaCO_3$	6-10 мм	23,33 / 55,73	32,0 / 39,0	96
	$CaCO_3$	10-15 мм	18,3 / 55,5	33,2 / 51,5	145
	$CaCO_3$	30-40 мм	26,84 / 52,2	38,8 / 40,0	80

Отримані результати послужили основою для проведення дослідної кампанії в напівпромисловій печі потужністю 1200 кВА. Було виготовлено дві партії шихти (I і II) масою по 20 т. Перша була представлена моношихтованими брикетами, що містять великий вапняк фракцій 10-20 мм, друга брикетами з піску, газового вугілля і великого вапняку. Результати приведені в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 – Полупромислові результати виплавки силікокальцію

Показники	Одиниці виміру	Дослід	
		I	II
Середній вміст провідних елементів:			
Ca	%	29,4	27,87
Si		63,1	63,56
Питома витрата електроенергії	МДж	107,7	141,9
Вилучення провідних елементів:			
Ca	%	36,6	26,2
Si		44,9	37,22
Кратність шлаку		0,8-1,0	0,4-0,46

Таким чином, встановлена можливість виплавки силікокальцію. Один з основних напрямів в попередній підготовці шихти - виготовлення брикетів зі збільшеною великістю кальційвмісного матеріалу. У міру освоєння виплавки силікокальцію з вказаної вище шихти і переходу на вищі потужності результати мають бути поліпшені.

Слід також відмітити, що застосування брикетів з крупнимвапняком сприяє ранньому формуванню в них карбіду кремнію, що бере участь у відновленні.

2.3. Розрахунок шихти та матеріального балансу виплавки силікокальцію

Склад шихтових матеріалів для виплавки силікокальцію приведено в таблиці 2.7, а розподіл елементів між продуктами плавки та розрахунковий склад феросилікокальцію та вуглецю приведені в таблицях 2.8 – 2.10.

Таблиця 2.7 – Склад шихтових матеріалів для виплавки силікокальцію

Матеріал	Хімічний склад, %											
	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	MgO	MnO	P_2O_5	C	S	W	Лет.	A_c
Кварцит	97,74	0,47	1,42	0,12	0,1	0,11	0,04					
Вапно				88	1,8		0,04	в.п.п. 10,1				
Коксик								80,95	0,05	6	1,63	10,92
Зола коксику	48,52	9,67	32,53	6,3	2,4		0,58					
Деревне вугілля								80,95	0,04	2,1	14,54	10,92
Зола деревного вугілля	1,90	0,85	3,40	29,8	4,70							
Кам'яне вугілля								80,95	0,4	1,1	12,0	10,92
Зола кам'яного вугілля	3,5	18,5	0,9	9,0	1,6							
Маса електродна								86		2	5	7
Зола електродної маси	50	14	25	8	3							
	Si	Fe				Mn	P					
Стружка сталева	0,27	99				0,4	0,03	0,27	0,03			

Таблиця 2.8 – Розподіл елементів між продуктами плавки

Элемент	Елемент , %						
	Si	Mn	Fe	Al	Ca	P	S
Металл	75	94	99	50	67	50	91
Шлак	18	6	1	50	33		2
Ульот	7					50	7

Таблиця 2.9 – Розрахунковий склад феросилікокальцію марки СК 15, %

Марка	Si	Ca	Fe	Al	S	P	C
СК15	59,0	17,64	19,43	0,71	0,01	0,016	0,05

Дляотримання100 кг сплаву необхідно використовувати:

100 · 0,59 = 59 кг Si або SiO_2 – 59 · 60/28 = 126,43 кг або кварциту:

126,43/0,9774 = 129,35 кг.

100 · 0,1764 = 17,64 кг Ca або CaO – 17,64 · 56/40 = 24,70 кг, або вапна:

24,70/0,88 = 28,06 кг.

Таблиця 2.10 – Розрахунок вуглецю

Реакція	Із 100 кг відновлювача							Потрібно вуглецю, кг				
$SiO_2 + 2C = Si + 2CO$	10,92	·	0,4852	·	0,75	=	3,974	3,974	·2·12/60	=	1,590
$SiO_2 + C = SiO + CO$	10,92	·	0,4852	·	0,07	=	0,371	0,371	·12/60	=	0,074
$Fe_2O_3 + 3C = 2Fe + 3CO$	10,92	·	0,0967	·	0,99	=	1,045	1,045	·3·12/160	=	0,235
$AI_2O_3 + 3C = 2AI + 3CO$	10,92	·	0,3253	·	0,5	=	1,776	1,776	·3·12/102	=	0,627
$CaO+C = Ca + CO$	10,92	·	0,063	·	0,67	=	0,461	0,461	·12/56	=	0,098
$P_2O_5 + 5C = 2P + 5CO$	10,92	·	0,0058	·	0,5	=	0,032	0,032	·5·12/142	=	0,013
$H_2O + C = H_2 + CO$	6					=	6	6	·12/18	=	4
Усього потрібно вуглецю на відновлення власних окислів:											6,637

У коксі залишиться активного вуглецю:

80,95 - 6,637 = 74,013 кг або 74,313 %.

Використання електродної маси на 1 т кварциту при виплавці СК15– 62,5 кг або на 100 кг кварциту – 7,45кг.

Попадає золи електродної маси: 7,45 · 0,07 = 0,52 кг.

Таблиця 2.11 – Кількість вуглецю, необхідна для відновлення оксидів кварциту, золи електродної маси та вапна

Оксид	Вноситься кварцитом, золою електродної маси та вапном	Відновлюється, кг	Потрібновуглецю, кг
SiO_2	126,43 + 0,52 · 0,5 = 126,69	126,69 · 0,75 = 95,02	95,02 ·2·12/60 = 38,01
	126,43 + 0,52 · 0,5 = 126,69	126,69 · 0,07 = 8,87	8,87 ·2·12/60 = 3,55
Fe_2O_3	0,61 + 0,52 · 0,14 = 0,67	0,67 · 0,99 = 0,68	0,68 ·3·12/160 = 0,15
Al_2O_3	1,42 + 0,52 · 0,25 = 1,33	1,33 · 0,5 = 0,67	0,67 ·3·12/102 = 0,24
CaO	0,16 + 0,52 · 0,08 = 0,20	0,20 · 0,67 = 0,14	0,14 ·12/56 = 0,03
CaO	24,7 24,7	24,7 · 0,67 = 16,55	16,55 ·12/56 = 3,55
MnO	0,14 0,14	0,14 · 0,94 = 0,13	0,13 ·12/71 = 0,02
P_2O_5	0,05 0,05	0,05 · 0,5 = 0,03	0,03 ·5·12/142 = 0,01
H_2O	2,5 · 0,02 = 0,05	0,05	0,050 ·12/18 = 0,03
Усього потрібно вуглецю, кг			45,59

Потрапляє вуглецю електродною масою:

7,45 · 0,86 = 6,45 кг.

Необхідно внести вуглецю коксом та вугіллям:

45,59– 6,45 = 39,14 кг.

Вигоряє вуглецю на колошнику 7%, необхідно додати коксикуз урахуванням вигару і активного вуглецю у коксі і вугіллі:

39,14 /[(100-7)/100] /0,74313 = 56,62 кг.

В перерахунку на вміст вуглецю:

- коксу (50%) 56,62· 0,5 = 28,31 кг;

- деревного вугілля 56,62· 0,3 = 16,99 кг;

- кам'яного вугілля 56,62 · 0,2 = 11,32 кг.

Із кварциту і електродної маси відновлюється Si:

103,89 ·28/60·0,75 = 72,72 кг.

Орієнтовна вага металу з вмістом кремнію 59 % і кальцію 17,64% :

(72,72 + 16,69) / (0,59+ 0,1764) = 89,41/0,766 = 116,72 кг.

Потрібно додати заліза стружкою:

116,72– 72,72 – 16,69 = 27,31кг.

У таблиці 2.12 приведені вага та склад відвального шлаку, а в таблиці 2.13 вага та склад виробленого металу.

Таблиця 2.12 – Вагатасклад відвального шлаку

Оксид	Переходить до шлаку, кг	Вміст ,%
SiO_2	(126,43 + 56,62 · 0,1092 · 0,4852) · 0,18 = **23,30**	67,63
Fe_2O_3	(0,61 + 5,845 + 56,62 · 0,1092 · 0,0967) · 0,01 x144/160 = **0,06**	0,17
Al_2O_3	(1,42 + 0,099 + 56,62 · 0,1092 · 0,3253) · 0,5 = **1,77**	5,14
CaO	(0,16 + 0,154 + 56,62 · 0,1092 · 0,063) · 0,33 = **1,39**	4,04
CaO	24,7 · 0,88 · 0,33 = **7,17**	20,81
MgO	(0,14 + 56,62 · 0,1092 · 0,024 + 0,52 · 0,03) = **0,30**	0,87
MgO	24,7 · 0,0188 = **0,46**	1,34
Усього утворюється шлаку	34,45 кг	100

Таблиця 2.13 – Вага та склад виробленого металу

Елемент	Переходить у метал, кг	Всього,%
Si	72,72 ·0,75 = 54,54	5432
Ca	28,06 ·0,67 = 18,8	18,73
Fe	27,31 ·0,99 = 27,03	26,92
C	0,03	0,03
Усього отримано сплаву	100,4	100

Розрахунок складу і кількості газової фази.

У результаті відновлення утворюються газоподібні продукти в наступних кількостях, кг:

CO: 56,62· 0,8095 · 28 / 12 = 106,95;

SiO: (126,43 + 56,62· 0,1092 · 0,4852) · 0,07 · 44 /60 = 6,64;

$S_{ульот}$: 56,62· 0,0005 = 0,03;

H_2: 56,62· 0,06 · 2 /18 = 0,38;

Летючі: 56,62 · 0,0163 = 0,92.

Усього утворюється газової фази: 114,92 кг.

Матеріальний баланс виплавки феросилікокальцію марки СК15 зведено в таблицю 2.14

Таблиця 2.14 – Матеріальний баланс виплавки феросилікокальцію марки СК 15

Задано:	кг	Отримано:	кг
Кварцит	129,35	Феросилікокальцій марки СК 15	100,4
Вапно	28,06	Шлак	34,45
Кокс	28,31	Газів та ульоту	114,92
Деревне вугілля	16,99	Невʼязка	0,98
Кам'яне вугілля	11,32	Невʼязка складає: 0,98 · 100 / 249,77= 0,39 %	
Стружка	27,31		
Маса електродна	7,45		
Усього	248,79		249,77

Витрати матеріалів на 1 тонну феросилікокальцію марки СК 15, кг:

Кварциту 1500;

Вапна 450;

Коксу 390;

Деревного вугілля 245;

Кам'яного вугілля 280;

Стружки 320;

Масиелектродної 107.

2.4. Вибір та опис обладнання для виробництва феросилікокальцію

Виробництво феросилікокальцію CaSi ведеться у відкритих феросплавних печах з вугільної футеровкою потужністю близько 10-25 МВА при робочій напрузі 120-160 В і силі струму на електродах 50-75 кА , що забезпечує глибоку і стійку посадку електродів в шихті , нормально складову 500 мм.

Обертання ванни печі (в межах сектора 20-24 ° зі швидкістю один оборот за 70 г) забезпечує належні умови для руйнування карбідів і дозволяє вести виробництво феросилікокальцію окремими кампаніями тривалістю по 2,5-3 місяці , після чого для руйнування утвореного в печі «козла» з карбідів і шлаку, піч повинна бути переведена на 1-1,5 місяця на виплавку ФС45 , а потім знову можна плавити 2-2,5 місяця феросилікокальцій CaSi і т. д. Внаслідок заростання ванни карбидами при виплавці феросилікокальцію щорічно проводять ремонт печі з заміною футеровки. Після такого ремонту для розігріву печі виплавляють ФС45 протягом місяця. Застосовують також зміну ванни печі або періодичне руйнування «козла» вибухами.

Геометричні параметри рудовідновлювальної печі (діаметр електрода і ванни, розпад електродів, висота ванни) значною мірою впливають на техніко-економічні показники роботи печі, на стійкість її футеровки, на величину теплових втрат. Сполучним параметром між електричними характеристиками та геометричними параметрами є діаметр електрода.

Основні геометричні параметри для печі РКО-10, 5 мають такі значення, м:

1) Відстань між електродами ……... .2,24 - 3,02
2) Діаметр ванни на рівні колошника …….. 5,8 - 8,3
3) Діаметр ванни по подині ……5,0 - 5,8
4) Висота ванни …….. 2,0 - 2,5
5) Діаметр кожуха печі ……..…….6,0
6) Висота кожуха печі ……....3,1

Конструктивні параметри печі:

Кількість електродів ……...……3
Діаметр розпаду електродів, мм……..1800

Діаметр електрода, мм …….. 700

Діаметр кожуха, мм ……. 6000

Висота кожуха, мм……... 3100

Діаметр ванни:

по верху, мм ……..5800

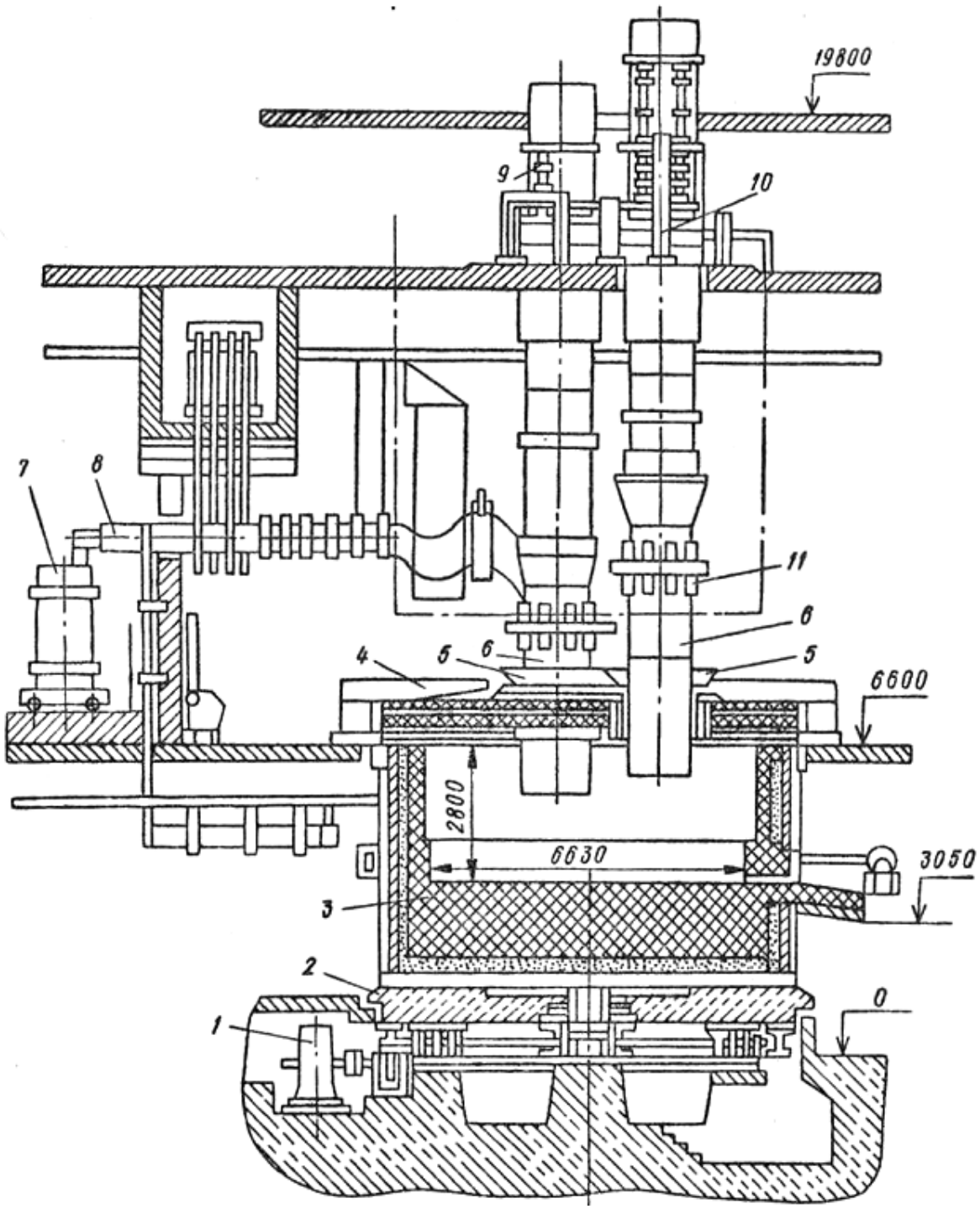
по низу, мм ……... 3500

Висота ванни, мм ……. 1470

Опір короткої мережі:

реактивне, Ом ……... 0,0012

активне, Ом ……... 0,0005



1 — механізм обертання ванни; 2 - опорна плита; 3 - футеровка; 4-склепіння печі; 5 - воронка; 6 - самообпалювальні електроди; 7 - пічний трансформатор; 8-коротка мережа; 9 - механізм перепуску електродів; 10 - механізм переміщення електродів; 11 — електроконтактний вузол.

Рисунок 2.3 - Рудовідновувальна електропіч для одержання феросилікокальцію.

Параметри пічного трансформатору представлені у таблиці 2.15.

Таблиця 2.15 – Характеристики трансформатора печі РКО-10,5

№ ступені	$U_{лін.}$, В	$U_{вис. сторони}$, кВ	$K_{тр.}$	$I_{низ. сторона}$, А	$I_{вис. сторона}$, А	$S_{повна}$, кВ·А
1	135	10,5	77,78	433	33700	7875
2	141	10,5	74,47	452	33700	8220
3	147	10,5	71,43	472	33700	8584
4	153	10,5	68,63	491	33700	8930
5	159	10,5	66,04	510	33700	9275
6	165	10,5	63,64	529	33700	9621
7	170	10,5	61,76	546	33700	9930
8	175	10,5	60,00	562	33700	10221
9	180	10,5	58,33	577	33679	10500
10	185	10,5	56,76	577	32768	10500
11	191	10,5	54,97	571	31739	10500
12	197	10,5	53,30	577	30772	10500
13	203	10,5	51,72	577	29863	10500
14	209	10,5	50,24	577	29006	10500
15	215	10,5	48,84	577	28196	10500

Кількість ступенів напруги ……..…15

Напруга по ступеням, В:

максимальна ……....215

мінімальна …… …..135

Сила струму по ступеням, кА:

максимальна ……..……..28,2

мінімальна ……..….. 33,7

Номінальна (повна) потужність, кВА …….. 10500

Робочий режим:

Лінійна напруга, В ……..….165 – 185

Сила струму, А …… 33700

Корисна фазова напруга, В ……...60 – 80

Коефіцієнт потужності установки ……. 0,84

Електричний ККД ……..… 0,82

Активна потужність, кВт ……... до 8820

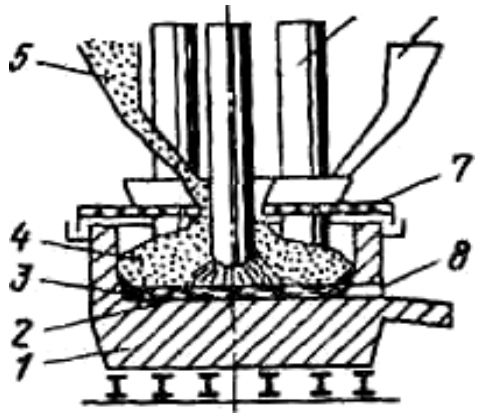
Основним устаткуванням печі є наступні механізми:

- несучий циліндр - служить для втримання електрода й електродотримача за допомогою підвісного пристрою, а також для переміщення електродів;

- механізм переміщення електродів є виконавчим механізмом автоматичного регулювання електричного режиму печі;

- механізм затискача й перепуску електродів служить для втримання електрода, а також у міру згоряння електрода виникає необхідність його перепуску на встановлену величину;

- електродотримач рудовідновувальна печі складається з електродного затискача з контактними щоками. Він повинен забезпечувати: надійність затиснення підвіски й переміщення електродів з необхідною швидкістю, надійність і зручність перепуску електродів, мінімальні втрати електроенергії, забезпечувати належний тепловий режим випалу самоспікливих електродів.



1 − футеровка; 2 − рідкий сплав; 3 − гарнісаж; 4 − шихта: 5 − завантажувальний (пічний) бункер; 6 − електрод; 7 − свод; 8 − льотка.

Рисунок 2.4 - Схема роботи феросплавної печі.

Завантажувальні апарати печей - бункерно-лоткові. Кількість бункерів на печі - 3. Бункер зварений з листової сталі товщиною 14мм. Ємність бункера 1,5м. Кількість лотків - 3 шт. Лотки встановлені на траверсі з шарніром і підвішені на кронштейнах прикріплених до бункерів печі. На всіх печах змонтовані додаткові бункера з труботечками.

2.5. Технологія виплавки силікокальцію вуглетермічним методом

Сучасна технологія виплавки силікокальцію в СНД заснована на спільному відновленні окислів кальцію і кремнію, які вводяться в піч у вигляді вапна і кварциту відповідно твердим вуглецем коксу, деревного вугілля листяних порід та кам'яного вугілля.

Хімічний склад силікокальцію рекомендований ГОСТом 4762-71 та виплавляємий на ВАТ «Запорізькому заводі феросплавів» (ЗФЗ) приведено в таблиці 2.16.

Таблиця 2.16 – Хімічний склад силікокальцію, %

Елемент	ГОСТ 4762-71	ЗФЗ
Ca	23 – 31	$\frac{23-35}{28,8}$
Ca + Si	85 – 90	$\frac{83-95}{91,1}$
Al	3 – 1,5	$\frac{1,0-3,4}{1,4}$
S	0,04	0,045
P	0,05	0,03
Fe	3,5	$\frac{3,4-14,6}{5,9}$
C	1,0	$\frac{0,14-0,5}{0,34}$
Mg	0,15 – 0,20	0,5

**В чисельнику – межа коливань, в знаменнику – середнє значення.*

2.5.1. Заміна вапна при виплавці силікокальцію карбідом кальцію

Процес виробництва силікокальцію із застосуванням вапна виражається наступною сумарною реакцією:

$$CaO + 3SiO_2 + 7C = CaSi + 2Si + 7CO; \qquad \Delta H^0_{298} = +2350\,\text{кДж}. \qquad (2.10)$$

При отримані силікокальцію на основі карбіду кальцію здійснюється сумарна реакція:

$$3SiO_2 + 4C + CaC_2 = CaSi + 2Si + 6CO; \qquad \Delta H^0_{298} = +1890\,\text{кДж}. \qquad (2.11)$$

Тепловий ефект реакції (2.19) менше, ніж реакції (2.18) приблизно на 25%, тому при отримані силікокальцію при другому способі повинно витрачатися електроенергії приблизно на 25 і відновника – на 40% менше.

Спосіб отримання силікокальцію з карбідів SiC таCaC_2 описан М.С. Максименко.

На ВАТ «Запорізькому заводі феросплавів» була проведена дослідна компанія по виплавці силікокальцію з частковою заміною вапна (40-50%) карбідом кальцію; силікокальцій виплавляли на печі з трансформатором потужністю печі 10,5 МВА.

Компанію проводили після 3,5 місяців роботи печі на виплавці силікокальцію, коли піч в значній ступені заросла карбідами кремнію і кальцію, перед самим її проплавленням.

Встановлена колоша для виплавки силікокальцію приведена в табл. 2.17.

Таблиця 2.17 – Склад колоши для виплавки силікокальцію, кг

Шихта	Колоша	
	звичайна	дослідна
Кварцит	200	250
Коксик	90	85
Деревне вугілля	40	40
Кам'яне вугілля	40	40
Карбід кальцію	-	60
Вапно	85	45

В роботі застосовували карбід кальцію власного виробництва литровістю 260 л/кг, який містить 74% CaC_2 і 16% CaO вільного.

Хімічний склад кварциту, вапна і кам'яного вугілля приведені в таблиці 2.18.

Таблиця 2.18 – Хімічний склад кварциту, вапна і кам'яного вугілля, які використовуються при виплавці силікокальцію

Матеріал	Масова доля, %										
	SiO_2	FeO	Al_2O_3	CaO	MgO	Mn	Cr_2O_3	P	SO_3	TiO_2	н.п.п.
Кварцит	97,5	0,4	0,9	0,4	0,14	-	0,001	0,007	0,014	0,09	0,05
Вапно	0,5	0,2	0,2	95,0	0,9	-	0,003	0,07	0,003	0,003	3,0
Зола кам'яного вугілля	40,0	17,8	29,2	4,0	1,1	1,4	-	0,445	4,4	0,67	-
В кам'яному вугіллі міститься 5,0% золи і 32,5% летючих											

Карбід кальцію подавали в цех на робочу площадку в банках ємкістю по 30 і 100 кг, а потім вводили в шихту, котру завантажували вручну.

Для порівняння показників виплавки силікокальцію на дослідній шихті з показниками звичайних плавок були розглянуті результати роботи печі по звичайній технології за десять днів, які передували проведенню дослідного періоду.

Як видно з даних таблиці 2.19, заміна в шихті приблизно 50% вапна карбідом кальцію дозволяє змінити надлишок вуглеця.

По мірі проплавлення шихти покращилась посадка електродів. зменшилось утворення свищів та збільшився схід шихти біля електродів; обслуговування колошнику печі полегшилося. Метал виходив в дастаній кількості. Крім того, розширювалася реакційна зона тиглю вокруг електродів.

Завдяки більш глибокій посадці електродів зона високих температур зміщується вниз і покращуються протікання відновних процесів, а також більш ефективно використовується потужність печі.

Таблиця 2.19 – Технічні показники виплавки силікокальцію на основі вапна з підшихтовкою карбіду кальцію

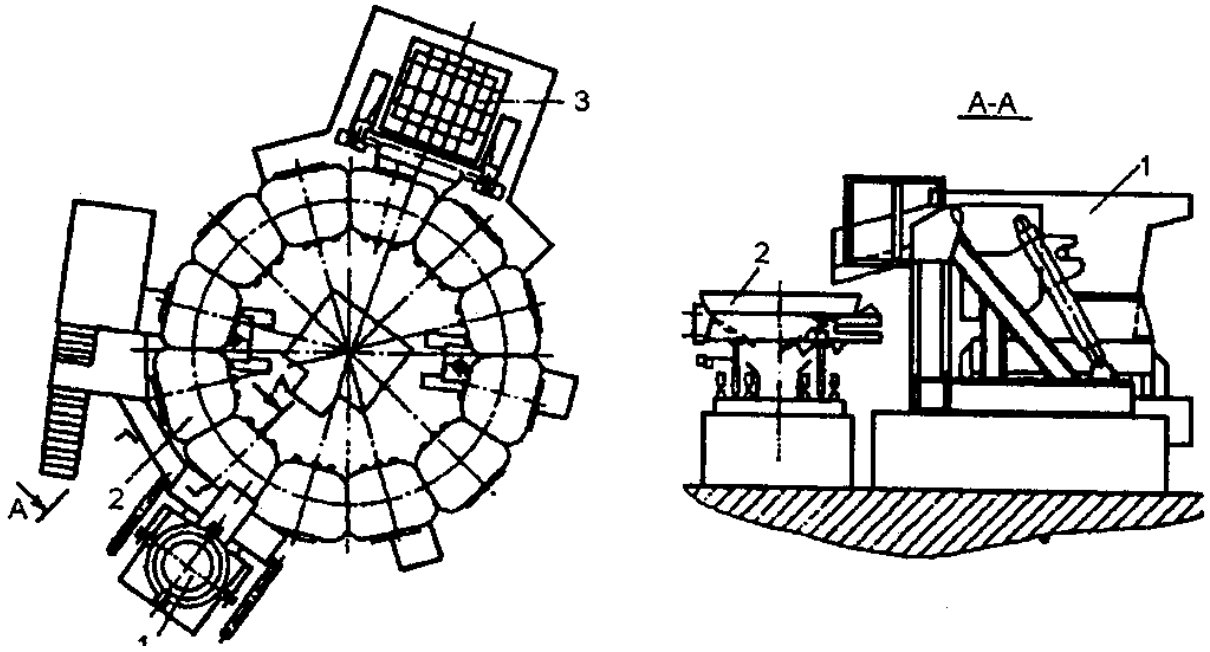
Показники	Одиниці виміру	Компанія		З урахуванням отримання карбіду кальція
		звичайна на основі вапна	дослідна з підшихтовкою карбіду кальцію	
Тривалість компанії	діб	10	3,3	-
Середня потужність печі	кВт	9040	8994	-
Продуктивність	т/добу	10,689	13,700	-
Витрачено на базову тонну (28%-го Са)				
електроенергія	кВт·год	12740	11025	18276
кварцит	кг	2195	2190	2190
коксу сухого	кг	773	568	728
деревне вугілля	кг	479	317	317
кам'яне вугілля	кг	437	332	481
вапно	кг	891	437	1002
карбід кальцію	кг	-	596	-
Вилучення кальцію	%	42	44,8	-
Вміст кальцію в металі за компанію	%	26,5	27,8	-

Продуктивність печі при цьому збільшується на 28,8%, а питома витрата електроенергії зменшується на 6,7%. Скорочується витрата коксику на 26,5%, деревного вугілля – на 34, кам'яного вугілля – на 24, або загальна витрата вуглецю – на 28%. З урахуванням витрат на отримання карбіду кальцію питома витрата електроенергії збільшується на 11%, а загальна витрата вуглецю зменшується на 10% [23].

2.5.2. Технологія розливки силікокальцію

Для розливання силікокальцію застосовують карусельні машини конвейерно-тележечного типу (рис. 2.5). В порівнянні з конвеєрною ця машина

забезпечує зменшення втрат металу при розливанні, поліпшення якості і товарного виду зливків. Машина є замкнутим ланцюгом візків, розміщених на рейковому шляху. На візках знаходяться піддони-виливниці, що забезпечують отримання тонких зливків.



1 – ковш зштовхальником; 2 – виливниці; 3 –бункер-приймач.

Рисунок 3.5 - Карусельна розливочна машина:

Для витягання зливків з виливниці або перевертаються, або зливки виштовхуються спеціальним штовхальником в короб, встановлений під виливницею.

Для дослідження впливу існуючого методу розливки силікокальцію на зміну вмісту кальцію по ходу випуску і розливки сплаву відбирали проби металу до і після копильника і по висоті злитку, а також робили аналіз шлакової корки яка утворюється в піддоні.

При розливці силікокальцію в піддони заправлені піском завжди утворюється шлакова корка, яка багата окисом кальцію (приблизно 22-24%). Відомо, що кальцій володіє більш високою спорідненість к кисню, чим кремній. Утворення корки підтверджує це, а також свідчить про те, що на поверх-

ні розділу фаз рідкий сплав – пісок йде реакція взаємодії між кальцієм сплаву і кремнеземом піску:

$$3SiO_2 + 2Ca = Si + 2\cdot(CaO\cdot SiO_2); \qquad \Delta H^0_{298} = -572\,\text{кДж}. \qquad (2.12)$$

Теплота реакції значна, що свідчить о можливості її розвитку. Це приводить к зниженню вмісту кальцію в нижніх слоях злитку і к збільшенню його втрат від 2 до 4%. Крім цього, мінімальна температура плавлення сполук $CaO\cdot nSiO_2$складає приблизно 1700 ^{0}C, що на 300^0 нижче температури плавлення піску, що застосовується, приблизно на 200^0 нижче температури плавлення шлаку безвуглецевого ферохрому і завжди значно нижче температури металу. Цим пояснюється можливість реакції між кальцієм сплаву і вільним кремнеземом піску з утворенням шлакової корки.

Розрахунки показують, що при роботі печі за період десяти місяців в році з 12 випусками на добу, при розмірах піддону 2700х2700 мм з шлаковою коркою, що утворюється, втрачається від 57 до 70 т металевого кальцію.

Для усунення шкідливого впливу взаємодії кальцію сплаву з кремнеземом піску та покращення товарного виду злитку силікокальцію була опробована розливка силікокальцію в піддони, які заправлені отвальним шлаком безвуглецевого ферохрому, що розсипається (таблиця 2.20).

Таблиця 2.20 – Хімічний склад піску, шлакової корки і відвального шлаку ферохрому, що розсипається

Матеріал	Масова доля, %								
	SiO_2	FeO	Al_2O_3	CaO	MgO	Cr_2O_3	P	C	TiO_2
Пісок	96,42	0,21	2,02	0,11	0,15	-	-	-	-
Шлакова корка	89,3	-	5,1	24,7	1,01	0,45	-	-	-
Відвальний шлак ферохрому	25,8	1,0	5,8	47,2	12,8	6,2	0,10	0,17	0,21

В таблиці 2.21 показано як змінюється вміст кальцію по ходу розливки.

Таблиця 3.21 – Зміна вмісту кальцію за ходом розливки, %

Час відбору проб	Розливка в копильник і піддон, які заправленні	
	піском	шлаком
Випуск:		
початок	26,9 / 26,1	28,1 / 25,8
середина	27,1 / 26,4	24,8 / 26,8
кінець	28,0 / 27,7	28,2 / 26,7
Середнє значення	27,33 / 26,73	27,03 / 26,43
Різниця по вмісту кальцію до і після копильника	0,6	0,6
В чисельнику – після носка печі, в знаменнику – після копильнику		

З приведенних даних таблиці 2.22 видно, що при розливці сплаву в піддон, який заправлений піском, різниця по вмісту кальцію по висоті злитку складає 2,6%, коли в той же час при розливці в піддон, який заправлений відвальним шлаком ферохрому, що розсипається, - всього 0,1%, тобто практично відсутня.

Таблиця 2.22 – Зміна вмісту кальцію по перетину зливку, %

Місце відбору проб	Копильник і піддон заправлені піском				Копильник і піддон заправлені шлаком			
	№ плавки			середнє значення	№ плавки			середнє значення
	1	2	3		1	2	3	
Верх	29,2	26,8	27,5	27,8	27,7	27,9	24,6	26,7
Середина	29,3	26,2	26,0	27,2	28,5	27,9	24,0	26,8
Низ	27,4	25,2	23,0	25,2	29,1	22,8	27,9	26,6
Середнє значення	28,7	26,1	25,5	26,7	28,4	26,2	25,5	26,7
Різниця по вмісту кальцію між низом і верхом злитку				*2,6*				*2,6*

Крім цього, був опробуван варіант заправки відвальним шлаком ферохрому, що розсипається, як піддону, так і копильнику. Це не привело к зменшенню втрат кальцію в копильник.

Таким чином, при розливці сплаву в піддон який заправлений відвальним шлаком безвуглецевого ферохрому, усуваються втрати кальцію, які зв'язані з його окисленням кремнекислотою, а також виключається необхідність очистки сплаву від приварених шлакових корок і покращується його товарний вигляд.

2.6. Техніко-економічне обгрунтування виробництва силікокальцію

Питома витрата електроенергії складає для вуглетермічного силікокальцію на базову тонну з 28% Са 11000–13000 кВт·год. При вуглетермічному виробництві силікокальцію з 15% Са витрата електроенергії складає близько 8800 кВт·год/т. Витрата шихтових матеріалів приведена в таблиці 2.23.

Таблиця 2.23 – Розрахунки заданого у виробництво на 1 тонну сплаву

Найменування	Звичайний спосіб			Дослідний спосіб		
	Кіл, т	Ціна 1 т.	Сума, грн.	Кіл, т	Ціна 1 т.	Сума, грн.
Кварциту	2,195	53,4	217,2	2,190	53,4	116,9
Вапна	0,891	177,76	158,2	0,437	177,76	77,7
Кам'яного вугілля	0,437	1200	524,4	0,332	1200	398,4
Деревного вугілля	0,479	2600	1245,4	0,317	2600	824,2
Горішкакоксового	0,773	2318	1791,8	0,568	2318	1316,6
Карбід кальцію	-	-	-	0,596	500	298
Масиелектродної	0,107	3516	376,2	0,107	3516	376,2
Електроенергії, кВт·г/т	12740	154,86	1972,9	11025	154,86	1707,3
Разом			6186,1			5115,3

Таким чином, по середнім показникам пропонований спосіб значно ефективніше відомого по витраті електроенергії на отримання 1т (базовою) сплаву нижче на 1031-2139 кВт·год; по витраті шихтових матеріалів економічніше.

Таблиця 3.24 - Розрахунки витрат по переділу для даного сплаву.

Найменування	Кіл. на 1 т.	Ціна, грн.	Сума, грн	За даними заводу	
				г/т кіл.	Сума, грн.
Електроенергія 1000 кВт/год	4,035	148,2	598,00	4,300	637,26
Електродна маса, т	0,03457	838,17	28,97	0,0433	36,29
Електродна арматура			4,82	0,003	3,12
Основна зарплата, грн.			3,68		5,04
Спеціальне обладнення та інструмент			4,9		4,9
Разом:			640,37		686,61

Витрати по переділу при виробництві феросплавів діляться на витрати по переділу для даного сплаву і витрати по переділу загальні для всіх сплавів.

До складу витрат по переділу входять витрати на електроенергію, електродну масу, основну зарплату робітників, змінне устаткування.

Розрахунки витрат на електродну масу:

$$0{,}03457 \times 838{,}17 = 28{,}97 \text{ грн.}$$

Витрати на електродну арматуру ухвалюємо за даними заводу 4,82 грн. Норма витрати ухвалюється з раніше виконаного теплового балансу плавки феросилікомарганцю.

Норма витрати становить 4035 кВт на 1 базову тонну сплаву.

Ціна 1 тис. кВт/год = 148,2 грн.

Сума витрат на електроенергію складе:

$$4{,}035 \cdot 148{,}2 = 598 \text{ грн.}$$

Перелік витрат у складі витрат по переділу, загальних для всіх сплавів, визначається на підставі заводської калькуляції собівартості сплаву (таблиця 2.25).

Таблиця 3.25 - Витрати по переділу загальні для всіх сплавів.

Найменування статей	Кількість,т	Ціна, грн.	Сума, грн.
Енерговитрати			
Електроенергія 1000 кВт/год	0,247	148,2	36,60
Вода оборотна, 1000 м^3	0,1976	38,5	7,69
Стиснене повітря 1000 м^3	0,2086	15,32	3,19
Разом енерговитрат			47,53
Ремонт і вміст основних засобів			86,05
Послуги транспортного цеху			37,51
Амортизація основних засобів			60,46
Інші витрати цеху			31,91
Основна зарплата			14,38
Додаткова зарплата			10,15
Відрахування на соц. страхування			18,23
Разом витрат по переділу			258,69
Усього витрат по межі			306,69

На підставі виконаних розрахунків становимо калькуляцію собівартості 1 т силікокальцію.

Порівнюючи собівартість 1 т сплаву з розрахунку із заводськими даними, визначаємо суму річної економії [25-27]:

$$E_{річ} = (C_1 – C_2) \cdot V_2, \quad (3.13)$$

де C_1, C_2 – собівартість 1 т силікокальцію марки за даними заводу.

V_2 – річний обсяг виробництва феросилікомарганцю марки МнС17Р50.

$$E_{річ} = (2653,3 – 2558,56) \cdot 180000 = 17053200 \text{ грн.}$$

Таблиця 2.26 - Калькуляція собівартості 1 т сплаву МнС17Р50

Найменування статей	За даними заводу		По проекту	
	кількість, т	сума, грн.	кількість, т	сума, грн.
Задане	2,5882	830	2,5747	805,75
Відходи	1,5882	-	1,5747	-
Задане за винятком відходів	1,000	830	1,000	805,75
Витрати по переділу для даного сплаву		686,61		640,37
Витрати по переділу загальні для всіх сплавів		306,69		306,69
Виробнича собівар-тість		2653,3		2558,56

3.7. Висновки

1. При мольному співвідношенні CaO : SiC = 1 : 1 втрати в ульот кремнію та кальцію були приблизно однаковими і в загальній сумі складали ~ 73% від загальної втрати ваги брикету при найбільш високій температурі досліду.

2. Основна відмітна особливість взаємодії CaO з SiC полягає в тому, що втрати кальцію в ульот збільшилися і при максимальній температурі склали 63,3%, а втрати кремнію набагато зменшилися (до 22,4%). При темпе-

ратурі 1900 ^{0}C втрати кремнію не спостерігалися. Зміна співвідношення CaO : SiC до 1 : 0,5 змінює і механізм процесу.

3. Отримані результати про вплив різних вуглецевих відновників на вихід карбіду кальцію при температурах 1800-2000 °C показують, що вже при температурі 1800 °C утворюється більше 50 % теоретично можливого карбіду кальцію, причому, у разі застосування деревного вугілля при усіх температурах спостерігається найвище карбідоутворення.

4. Оптимальними параметрами отримання карбіду кальцію у брикеті є температура 2000 °C, молярне співвідношення C : CaO = 4,5; крупність графіту 0,05 - 0,15 мм; розмір вапна 0,12-0,22 мм; час ізотермічної витримки - 20,5 хв; співвідношення фракції вуглецю і вапна 0,4 : 0, 7. На швидкість утворення карбіду кальцію позитивно впливає підвищення температури до 2100 °C включно. При вищих температурах починається розкладання карбіду кальцію і вміст його в залишку знижується.

5. Завдяки більш глибокій посадці електродів зона високих температур зміщується вниз і покращуються протікання відновних процесів, а також більш ефективно використовується потужність печі. Продуктивність печі при цьому збільшується на 28,8%, а питома витрата електроенергії зменшується на 6,7%. Скорочується витрата коксику на 26,5%, деревного вугілля – на 34%, кам'яного вугілля – на 24%, або загальна витрата вуглецю – на 28%. З урахуванням витрат на отримання карбіду кальцію питома витрата електроенергії збільшується на 11%, а загальна витрата вуглецю зменшується на 10%.

РОЗДІЛ 4
ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1. Аналіз потенційних небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища при проведенні досліджень в лабораторії

Об’єктом дослідження є приміщення лабораторії ПАТ “Запорізького феросплавного заводу”, яке розташоване на першому поверсі центральної заводської лабораторії. Поблизу находяться виробничі приміщення з підвищеним рівнем вібрації та шуму, але відсутні високі дерева, які закривали б небосхил, зменшуючи природну освітленість.

Загальна площа приміщення 98 м^2, висота – 3 м, приміщення має 4 вікна. Кількість працюючих в приміщенні 3 особи. У приміщенні розташовано 1 комп’ютер, лабораторне електрообладнання, розміщено 4 письмових столів, шафа для зберігання документів.

В приміщенні лабораторії на людину можуть негативно впливати наступні фактори:

1) Шкідливі:

– підвищена або знижена температура повітря;

– підвищена або знижена вологість повітря;

– недостатня освітленість робочого місця;

– підвищений рівень шуму;

– статична електрика;

2) Небезпечні:

– небезпека ураження електричним струмом;

3) Психофізіологічні:

– статичні, фізичні навантаження та недостатня рухома активність;

– нервово-емоційне напруження;

– розумове напруження[28].

Аналіз шкідливих і небезпечних факторів для робочого місця працівника лабораторії представлені в таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого та трудового процесу працівника лабораторії

№	Фактори виробничого середовища та трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі та небезпечні умови, характер праці			Час дії фактора, %
				I ступінь	II ступінь	III ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м^3: I клас небезпеки – озон II клас небезпеки III-IV клас небезпеки – оксиди азоту	 0,1 5	 0,1 2				 40 40
2	Пил, фіброгенної дії, мг/м^3	4	4				50
3	Шум, дБА	50-60	60				75
4	Мікроклімат в приміщенні: - температура повітря, °С - швидкість руху повітря, м/с - відносна вологість повітря, %	 22-24 0,1-0,2 40-60	 24 0,2 50				 100 100 100
5	Важкість і напруженість праці	категорія важкості праці – легка, категорія напруженості праці – мало напружена					

Таким чином, аналіз шкідливих і небезпечних факторів дозволяє зробити висновок, що умови праці в приміщенні лабораторії характеризуються

наявністю нешкідливих виробничих чинників, які не призводять до зростання захворюваності з втратою працездатності та проявом початкових ознак професійної патології.

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

Приміщеннялабораторії є приміщенням легкої категорії (виконуються легкі фізичні роботи), тому повинні дотримуватися такі вимоги [28]:

– оптимальна температура повітря – 22 °С (допустима – 21-25 °С);

– оптимальна відносна вологість – 40-60% (допустима – не більше 75%);

– швидкість руху повітря не більше 0,1 м/с;

– атмосферний тиск – 750 мм.рт.ст.;

– вміст пилу – не більше 4 мг/м^3 повітря робочого місця, максимальні розміри частинок – 2 мкм.

Температура повітря в приміщенні не повинна опускатися нижче +19°С, а при повній завантаженості устаткування температура повітря не повинна перевищувати +25°С.

Для створення і автоматичної підтримки в приміщенні оптимальних значень температури та вологості повітря в холодну пору року використовується водяне опалення, в теплу пору року застосовується кондиціонування повітря [28].

Всі роботи із шкідливими речовинами проводять у витяжній шафі. Для розведення токсичних газів до безпечних концентрацій роботи проводять при максимальному постачанні повітря в приміщення. Поточно-витяжна вентиляція в приміщенні вмикається за 30 хвилин до початку проведення робіт і вимикається по закінченню робочого дня.

Робітники лабораторії розпочинають роботу тільки в спецодязі і засобах індивідуального захисту, які передбачені інструкцією з техніки безпеки, виробничої санітарії та пожежної безпеки.

В приміщенні лабораторії на видному та легкодоступному місці знаходиться аптечка з необхідними медикаментами для надання першої допомоги.

Кожен посуд з хімічною речовиною має етикетку, на якій зазначено назву продукту, його кваліфікацію та інші данні згідно з ГОСТ 3885-73.

При виконанні зорових робіт високої точності загальна освітленість повинна складати 300 лк, а комбінована – 750 лк; аналогічні вимоги при виконанні робіт середньої точності – 200 лк і 300 лк відповідно [29].

У зв'язку з тим, що природне освітлення приміщення здійснюється через віконні отвори і є дуже слабким, на робочому місці також застосовується штучне освітлення, яке обладнане системою загального рівномірного освітлення. Застосовують лампи накалювання, потужністю 100 Вт, кількість ламп у світильнику – 2 шт. Мінімальна освітлюваність лампи розжарювання за нормами E_{min}=100 лк [29].

Високий рівень шуму створюється в приміщенні лабораторним обладнанням, друкованими пристроями, розмножувальною технікою, обладнанням для кондиціонування повітря та вентиляторами систем охолодження.

Тривала дія шуму високої інтенсивності призводить до патології слухового органу та негативно впливає на нервову систему. Шум призводить до швидкої стомлюваності людини, що в свою чергу веде до виробничих помилок.

Для зниження шуму під настільні шумливі апарати можна підкладати м'які килимки з синтетичних матеріалів, а під ніжки столів, на яких вони встановлені, – прокладки з м'якої гуми, войлоку, завтовшки 6-8 мм. Кріплення прокладок можливо шляхом приклейки їх до опорних частин.

Зниження рівня шуму, проникаючого в приміщення ззовні, може бути досягнуто збільшенням звукоізоляції захищаючих конструкцій, ущільненням по периметру притворів вікон, дверей. Еквівалентний рівень звуку не пови-

нен перевищувати 60 дБА [29].

4.3. Електробезпека

Приміщення лабораторії згідно ПБЕ можна віднести до 1 класу – без підвищеної небезпеки ураження струмом (сухе, безпилове, з нормальною температурою повітря, ізольованими підлогами і малим числом заземлених приладів)[28].

Основними причинами поразки працівника лабораторії електричним струмом на робочому місці можуть бути:

– дотик до металевих неструмоведучих частин електроустаткування, які можуть опинитися під напругою в результаті пошкодження ізоляції;

– заборонене використання електричних приладів, таких як електричні плити, чайники, обігрівачі.

Виконання роботи пов’язано з застосуванням електрообладнання напругою, що не перевищує 220 В змінного струму. Проведення експериментальної частини роботи здійснювалось в умовах можливого впливу електричного струму, а також інших факторів, що визначаються санітарно-гігієнічними показниками виробничого приміщення.

При використанні електрообладнання аварійні умови виникають при замкненні робочої фази на корпус.

Влабораторії створюються умови підвищеної електробезпеки і тому необхідно використовувати електричну мережу з заземленою нейтраллю. До того ж необхідно використовувати захисне заземлення корпусу електрообладнання. Небезпечність дії електричного струму полягає в тому, що виникають обставини електричної травми або електричного удару. Електрична травма характеризується локальним ураженням цільності організму. Форми місцевого ураження під дією електричного струму: електричні знаки; металіза-

ція шкіри; електричні опіки; механічні травми. Електричні опіки поділяються на три види: контактні, дугові та комбіновані. В умовах застосування електрообладнання напругою 220 В електричні опіки виникають лише в результаті проходження електричного струму.

Небезпечність дії електричного струму залежить не тільки від його величини, а і від тривалості замкнення електричної мережі. Тому в аварійних умовах необхідно негайно відключити систему електроживлення.

Небезпечна дія електричного струму залежить від індивідуальних особливостей людини: стану здоров'я, вікових ознак, величини електричного опору шкіри людини, тощо.

Небезпека електричного струму велика, внаслідок чого була розроблена ефективна система по її запобіганню. Основними мірами захисту від поразки електричним струмом є [28]:

- правильне улаштування і експлуатація електричного устаткування;
- електрична ізоляція; усі струмоведучі частини електроустановок повинні мати гарну ізоляцію з урахуванням напруги в ланцюзі;
- захисні пристрої, що забезпечують неприступність для людини елементів, що знаходяться під напругою;
- заземлення елементів устаткування; занулення;
- застосування індивідуальних засобів захисту;
- наявність попереджувальних плакатів, написів.

При різних несправностях частини електроустаткування можуть виявитися під напругою. Так як людина включається в ланцюг заземлення паралельно, то відбувається розподіл струму відповідно до законів Кірхгофа: струм, що протікає по двом паралельним провідникам прямо пропорційний опору провідника. Так як опір людини на кілька порядків перевищує опір провідника, то струм, що протікає через людину, буде на кілька порядків менше.

Несправності електричних мереж, устаткування і запобіжних пристроїв можуть призвести до пожеж і вибухів.

Основними мірами профілактики в таких випадках є: щільне приєднання проводів у місцях контакту скручування і пропайка з’єднань проводів; застосування захисного заземлення і системи захисного відключення. Захисне відключення виконується на додаток чи замість заземлення. Відключення здійснюється автоматично.

У випадку загоряння проводів необхідно їх знеструмити і погасити за допомогою вуглекислого газу чи покривалами з азбесту.

Для виключення випадків загоряння електропроводки, необхідно застосовувати провідник такого діаметру, при якому не відбувається розігріву. А також не перевантажувати електромережу.

При ураженні людини електричним струмом необхідно застосовувати такі перші міри [29]:

- відключити напругу;
- відтягнути людину від струмоведучих частин устаткування;
- винести на свіже повітря, розстебнути комір;
- викликати лікаря.

4.4. Пожежна та техногенна безпека

Будівлю, в якій знаходиться лабораторія, по вибуховій і пожежній небезпеці можна віднести до приміщення категорії Д, оскільки в лабораторії є горючі (книги, документи, меблі) і важкоспалимі речі (різне лабораторне устаткування), які при взаємодії з вогнем можуть горіти без вибуху [30].

За конструктивними характеристиками будівлю можна віднести до будівель з несучими та огороджувальними конструкціями з природних або штучних кам'яних матеріалів, бетону або залізобетону, де для перекриттів допускається використання дерев'яних конструкцій, захищених штукатуркою або важко горючими листовими, а також плитковими матеріалами. Отже,

ступінь вогнестійкості будівлі можна визначити як третю (III).

Причинами виникнення пожежі в лабораторії можуть бути:

– несправності електропроводки, розеток і вимикачів, які можуть призвести до короткого замикання або пробою ізоляції;

– використання пошкоджених (несправних) електроприладів;

– використання в приміщенні електронагрівальних приладів з відкритими нагрівальними елементами;

– виникнення пожежі внаслідок попадання блискавки в будинок;

– загоряння будівлі внаслідок зовнішніх впливів;

– неакуратне поводження з вогнем та недотримання заходів пожежної безпеки.

Для гасіння пожеж в лабораторії використовується вуглекислотний вогнегасник ВВ-5 та ручний пожежний інструмент – гаки, ломи, сокири, відра, лопати, ножиці для різання металу. Інструмент розміщується на видному і доступному місці на стендах та щитах [28].

Якщо загорілася навіть невелика кількість легкозаймистих рідин необхідно:

– негайно вимкнути всі електронагрівальні прилади;

– прибрати від місця загорання всі легко запалювальні предмети.

Якщо загорілася рідина треба накинути на полум’я вологу вовняну або азбестову ковдру.

При загоранні одягу на людині необхідно збити полум’я. При опіках обов’язково необхідно надати медичну допомогу. До надання медичної допомоги треба обережно звільнити потерпілого від одягу і накрити місця опіків стерильною пов’язкою. Не можна доторкатися руками до опеченого місця, скривати пухирі, обривати приставші до шкіри шматки одягу, обмивати або змазувати поранену поверхню будь-якими розчинами або мазями. Це може робити тільки лікар у відповідних умовах.

Для швидкого виявлення та повідомлення про місце виникнення пожежі в лабораторії є автоматична пожежна сигналізація АДС (автоматичний

димовий сповіщувач) і автоматична система пожежогасіння.

Особливу увагу необхідно приділяти евакуації людей з приміщень. Евакуація проводиться по заздалегідь спланованих шляхах. Схеми евакуації розташовані в доступних для погляду людини місцях.

4.5. Розрахунок захисного заземлення

Для забезпечення захисту від ураження електричним струмом при дотику до металевих неструмоведучих частин, які можуть опинитися під напругою в результаті пошкодження ізоляції, в лабораторії пропонується застосувати захисне заземлення.

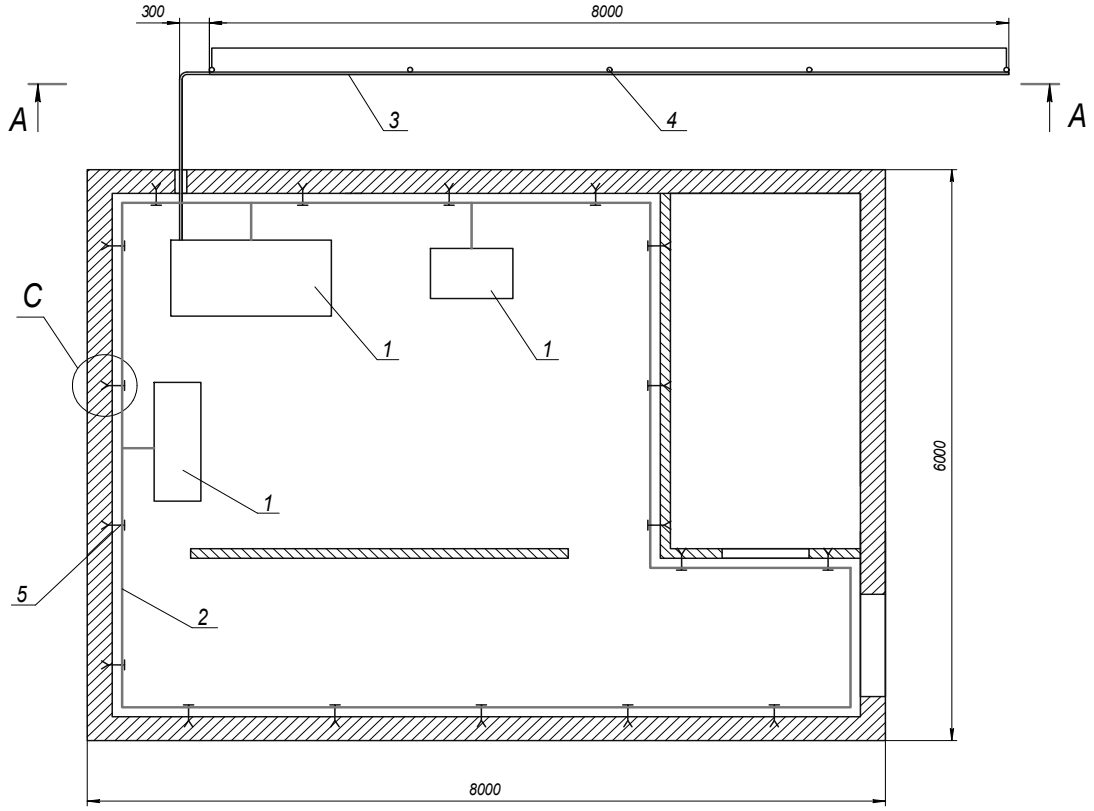
Зробимо розрахунок захисного заземлення для лабораторії(рис. 3.1).

Вибираємо виносний заземлювальний пристрій, який застосовується при малих струмах замикання на землю, зокрема в установках до 1000 В.

Заземлювач передбачається виконати з вертикальних труб l = 2 м із зовнішнім діаметром d = 0,03 м, верхні кінці яких з'єднуються між собою за допомогою горизонтального електрода – сталевої смуги перетином 4×40 мм, покладеної в землю на глибині t = 0,7 м. Питомий електричний опір ґрунту ρ = 100 Ом·м. Коефіцієнт сезонності для вертикального заземлювача дорівнює $\psi = 1{,}3$. Нормативний опір заземлювача – 4 Ом.

Визначимо розрахунковий питомий опір грунту для вертикального заземлювача:

$$\rho_в = \psi_в \cdot \rho = 1{,}3 \cdot 100 = 130 \text{ Ом·м.} \qquad (4.1)$$



1 – електроустановка; 2 – внутрішній контур заземлення; 3 – сполучна смуга; 4 – заземлювач; 5 – скоба кріплення.

Рисунок 4.1 - Схема виносного заземлення.

Опір розтіканню струму одиночного вертикального заземлювача, заглибленого в землю на 0,7 м:

$$R_0 = \left(\frac{\rho_в}{2\pi l}\right)\left[\ln\frac{2\cdot l}{d} + 0{,}5\ln\frac{4\cdot t + 3\cdot l}{4\cdot t + l}\right] = \left(\frac{130}{2\cdot 3{,}14\cdot 2}\right)\cdot\left[\ln\frac{2\cdot 2}{0{,}03} + 0{,}5\ln\frac{4\cdot 0{,}7 + 3\cdot 2}{4\cdot 0{,}7 + 2}\right] = 15{,}18 \text{ Ом.} \quad (4.2)$$

Орієнтовна кількість вертикальних заземлювачів складе:

$$n = \frac{1{,}3\cdot R_0}{R_н} = \frac{1{,}3\cdot 15{,}18}{4} = 5 \text{ шт.} \quad (4.3)$$

Знаходимо відношення відстані між заземлювачами до їх довжини:

$$A = \frac{a}{l} = \frac{2}{2} = 1. \quad (4.4)$$

Коефіцієнт використання вертикальних заземлювачів $\eta_в = 0{,}7$, горизонтальних заземлювачів – $\eta_г = 0{,}74$.

Опір розтіканню струму групи вертикальних заземлювачів:

$$R_в = \frac{R_0}{n \cdot \eta_в} = \frac{15{,}18}{5 \cdot 0{,}7} = 4{,}3 \text{ Ом}. \quad (4.5)$$

Довжина горизонтальної сполучної смуги:

$$l_г = a \cdot (n-1) = 2 \cdot (5-1) = 8 \text{ м}. \quad (4.6)$$

Коефіцієнт сезонності для горизонтального заземлювача при довжині смуги 8 м – $\psi_г = 2{,}5$.

Розрахунковий питомий опір ґрунту для горизонтального заземлювача:

$$\rho_г = \psi_г \cdot \rho = 2{,}5 \cdot 100 = 250 \text{ Ом·м}. \quad (4.7)$$

Опір горизонтальної смуги, поглибленої в землю на 0,7 м становить:

$$R_г = \left(\frac{\rho_г}{2\pi \cdot l_г \cdot \eta_г}\right) \ln\left(\frac{2l_г^2}{bt}\right) = \left(\frac{250}{2 \cdot 3{,}14 \cdot 8 \cdot 0{,}74}\right) \ln\left(\frac{2 \cdot 8^2}{0{,}04 \cdot 0{,}7}\right) = 56{,}65 \text{ Ом}. \quad (4.8)$$

Опір заземлювачів в цілому:

$$R_з = \frac{R_в \cdot R_г}{R_в + R_г} = \frac{4{,}3 \cdot 56{,}65}{4{,}3 + 56{,}65} = 4 \text{ Ом}. \quad (4.9)$$

Отриманий опір заземлювачів дорівнює номінальному (4 Ом), що відповідає вимогам ПБЕ.

Розташовуємо 5 заземлювачів в ряд на відстані 2 м один від одного.

4.6. Висновки

1. Умови праці в приміщенні лабораторії характеризуються наявністю нешкідливих виробничих чинників, які не призводять до зростання захворюваності з втратою працездатності та проявом початкових ознак професійної патології.

2. Зниження рівня шуму, проникаючого в приміщення ззовні, може бути досягнуто збільшенням звукоізоляції захищаючих конструкцій, ущільненням по периметру притворів вікон, дверей. Еквівалентний рівень звуку не повинен перевищувати 60 дБА.

3. Будівлю, в якій знаходиться лабораторія, по вибуховій і пожежній небезпеці можна віднести до приміщення категорії Д, оскільки в лабораторії є горючі (книги, документи, меблі) і важкоспалимі речі (різне лабораторне устаткування), які при взаємодії з вогнем можуть горіти без вибуху.

4. Для забезпечення захисту від ураження електричним струмом при дотику до металевих неструмоведучих частин, які можуть опинитися під напругою в результаті пошкодження ізоляції, в лабораторії пропонується застосувати захисне заземлення.

ВИСНОВКИ

1. Проаналізований сучасний стан феросплавної галузі України і визначені шляхи стратегічного направлення розвитку феросплавної промисловості.

2. Запропоновано виплавляти силікокальцій вуглецевотермічним методом, який є основним способом для отримання силікокальцію різних марок, переважно з підвищеним вмістом кальцію (>30%).

3. При мольному співвідношенні CaO : SiC = 1 : 1 втрати в ульот кремнію та кальцію були приблизно однаковими і в загальній сумі складали ~ 73% від загальної втрати ваги брикету при найбільш високій температурі досліду.

4. Основна відмітна особливість взаємодії CaO з SiC полягає в тому, що втрати кальцію в ульот збільшилися і при максимальній температурі склали 63,3%, а втрати кремнію набагато зменшилися (до 22,4%). При температурі 1900 ^{0}C втрати кремнію не спостерігалися. Зміна співвідношення CaO : SiC до 1 : 0,5 змінює і механізм процесу.

5. Отримані результати про вплив різних вуглецевих відновників на вихід карбіду кальцію при температурах 1800-2000 °C показують, що вже при температурі 1800 °C утворюється більше 50 % теоретично можливого карбіду кальцію, причому, у разі застосування деревного вугілля при усіх температурах спостерігається найвище карбідоутворення.

6. Оптимальними параметрами отримання карбіду кальцію у брикеті є температура 2000 °C, молярне співвідношення C : CaO = 4,5; крупність графіту 0,05 - 0,15 мм; розмір вапна 0,12-0,22 мм; час ізотермічної витримки - 20,5 хв; співвідношення фракції вуглецю і вапна 0,4 : 0, 7. На швидкість утворення карбіду кальцію позитивно впливає підвищення температури до 2100 °C включно. При вищих температурах починається розкладання карбіду кальцію і вміст його в залишку знижується.

7. Завдяки більш глибокій посадці електродів зона високих температур зміщується вниз і покращуються протікання відновних процесів, а також більш ефективно використовується потужність печі. Продуктивність печі при цьому збільшується на 28,8%, а питома витрата електроенергії зменшується на 6,7%. Скорочується витрата коксику на 26,5%, деревного вугілля – на 34%, кам'яного вугілля – на 24%, або загальна витрата вуглецю – на 28%. З урахуванням витрат на отримання карбіду кальцію питома витрата електроенергії збільшується на 11%, а загальна витрата вуглецю зменшується на 10%.

8. Аналіз шкідливих і небезпечних факторів дозволяє зробити висновок, що:

- умови праці в приміщенні лабораторії характеризуються наявністю нешкідливих виробничих чинників, які не призводять до зростання захворюваності з втратою працездатності та проявом початкових ознак професійної патології.

- зниження рівня шуму, проникаючого в приміщення ззовні, може бути досягнуто збільшенням звукоізоляції захищаючих конструкцій, ущільненням по периметру притворів вікон, дверей. Еквівалентний рівень звуку не повинен перевищувати 60 дБА.

- будівлю, в якій знаходиться лабораторія, по вибуховій і пожежній небезпеці можна віднести до приміщення категорії Д, оскільки в лабораторії є горючі (книги, документи, меблі) і важкоспалимі речі (різне лабораторне устаткування), які при взаємодії з вогнем можуть горіти без вибуху [30].

- для забезпечення захисту від ураження електричним струмом при дотику до металевих неструмоведучих частин, які можуть опинитися під напругою в результаті пошкодження ізоляції, в лабораторії пропонується застосувати захисне заземлення.

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.