МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ІМ. Ю.М.ПОТЕБНІ

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проєкт

перший (бакалаврський)
(рівень вищої освіти)

на тему **Удосконалення технології виробництва висококремністого феросиліцію**

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1362-м-с2
спеціальності 136 Металургія
(код і назва спеціальності)
освітньої програми Металургія
(код і назва освітньої програми)
спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)
В.С.Бабаєв
(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н, доц. Кириченко О.Г.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)
Рецензент проф., д.т.н., проф. Бєлоконь Ю.О.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2026

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра____Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки___
Рівень вищої освіти____перший (бакалаврський)_____

Спеціальність _____136 Металургія _____
(код та назва)
Освітня програма _____Металургія_____
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри_____
«_____»_____20____року

З А В Д А Н Н Я
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

_____Бабаєву Владиславу Сергійовичу_____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Удосконалення технології виробництва висококремністого феросиліцію_____
керівник роботи _____Кириченко Олексій Геннадійович, к.т.н., доц._____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом ЗНУ від «23» грудня 2025 року №1831-с_____

2 Строк подання студентом роботи _____15.06.2026_____

3 Вихідні дані до роботи __Дослідити технологію та процес виробництва висококремністого феросиліцію. Визначення закономірностей сучасних технологій виробництва феросиліцію. Науково-технічна література, авторські свідоцтва

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)
Реферат; вступ; 1 Загальна частина; 2 Конструкційна частина; 3 Технологічна частина; 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання___

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
12 креслень_____

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Кириченко О.Г., доцент		
2 Конструкційна частина	Кириченко О.Г., доцент		
3 Технологічна частина	Кириченко О.Г., доцент		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Кириченко О.Г., доцент		

7 Дата видачі завдання_____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	11.05-15.05.2026	
2	1 Загальна частина	16.05-20.05.2026	
3	2 Конструкційна частина	21.05-27.05.2026	
4	3 Технологічна частина	28.05-06.06.2026	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	07.06-11.06.2026	
6	Висновки, перелік джерел посилання	12.06-14.06.2026	

Студент _____ _____В.С.Бабаєв_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проєкту) _____ _____О.Г.Кириченко_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____ _____Ю.О.Бєлоконь___
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота: 111 с., 30 табл., 17 рис., 26 джерел

ШИХТА, КВАРЦИТ, КОКС, ДОЗАТОР, ПІЧ, ФЕРОСИЛІЦІЙ, ПЛАВКА, РОЗЛИВКА

Мета роботи – узагальнення досвіду виплавки високремністого феросиліцію, матеріальний та тепловий баланс плавки, вибір та обґрунтування технології.

В загальній частині надано аналіз сучасних технологій виробництва феросиліцію, наведено обґрунтування теми і вибір метода виробництва феросиліцію марки ФС90.

В конструкційній частині наведена характеристика і розрахунок рудовідновної печі; представлена характеристика вузлів та агрегатів печі, а також електричне обладнання печі; визначені геометричні та електричні параметри печі.

В технологічній частині описується технологія виробництва феросиліцію марки ФС 90, а також проводиться розрахунок матеріального балансу і пропонується технологія виробництва з частковою заміною в шихті залізної стружки окалиною.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» дається характеристика шкідливих умов виробництва, санітарно-гігієнічних умов праці та визначаються заходи, що забезпечують комфортні умови праці, вимоги техніки безпеки, плануються протипожежні заходи, проводиться розрахунок звукоізолюючої кабіни.

ЗМІСТ

Вступ 7
1 Загальна частина 10
1.1 Загальні відомості про ведучий елемент 10
1.2 Теоретичні основи відновлення кремнію вуглецем при отриманні феросиліцію 14
1.3 Вимоги, що пред'являються до кремнійвмісних сплавів і шихтових матеріалів 17
1.3.1 Шихтові матеріали для виробництва феросиліцію 19
1.4 Аналіз основних методів виробництва кремнійвмісних сплавів 25
1.5 Вимоги до феросиліцію з високим вмістом кремнію 41
1.6 Техніко-економічні показники виробництва феросиліцію 44
1.7 Технології виплавки феросиліцію 45
2 Конструкційна частина 50
2.1 Характеристика і розрахунок рудовідновної печі 50
2.2 Характеристика вузлів та агрегатів 52
2.3 Електричне обладнання печі 57
2.4 Визначення геометричних та електричних параметрів печі 60
3 Технологічна частина 63
3.1 Розрахунки шихти для плавки 90%-ого феросиліцію 63
3.1.1 Розрахунок кількості газів 67
3.1.2 Матеріальний баланс 68
3.1.3 Спрощений розрахунок шихти для плавки 90%-ого феросиліцію 69
3.1.4 Тепловий баланс 70
3.2 Технологія виробництва феросиліцію марки ФС-90 з частковою заміною залізної стружки окалиною 74
3.3 Фізико-хімічні основи отримання сплаву 74
3.4 Підготовка до роботи РКЗ 79
3.5 Проведення процесу плавки 82

3.6 Процес випуску продуктів плавки 86
3.7 Розливка і складування продуктів плавки 89
3.8 Позапічне рафінування феросиліцію від алюмінію 90
4 Охорона праці та техногенна безпека 97
4.1 Аналіз шкідливих та небезпечних факторів феросплавного цеху 97
4.2 Заходи, щодо захисту від шкідливих і небезпечних чинників феросплавного цеху 98
4.3 Виробнича санітарія основного приміщення цеху, побутових та допоміжних приміщень 100
4.4 Пожежна безпека 102
4.5 Розрахунок звукоізолюючої кабіни 104
Висновки 108
Перелік джерел посилання 110

ВСТУП

Розвиток сучасної техніки значною мірою визначається впливом високих температур і тиску, що мають ключове значення в машинобудуванні та будівництві, авіації та транспорті, енергетиці, радіоелектроніці, хімічній промисловості й сільському господарстві. Це, у свою чергу, сформувало в XX столітті нові вимоги до матеріалів, зокрема сталей і сплавів, які використовуються в цих галузях. Для вирішення таких завдань було започатковано і постійно вдосконалюється нова галузь техніки — електрометалургія, яка передбачає виробництво сталі та феросплавів в електричних печах.

Промислове виробництво феросплавів бере свій початок у 60-х роках XIX століття, коли у Франції було освоєно технологію відновної плавки у тигельних печах. Основоположником електротермії вважають російського вченого В. В. Петрова, який у 1802 році відкрив явище електричної дуги та вперше здійснив відновлення оксидів із застосуванням електричної дуги й вуглецю. У 1907 році Ф. М. Бекет розробив електротермічний спосіб виробництва низьковуглецевих феросплавів, використовуючи кремній як відновник. Інший метод для отримання низьковуглецевих феросплавів — так званий алюмінотермічний процес — був запропонований російським академіком Н. Н. Бекетовим.

Найважливішим досягненням у виробництві феросплавів стало створення і впровадження закритих феросплавних печей (РКВ, РКЗ, РПВ тощо). За останні роки вони зайняли провідні позиції за обсягами виплавки феросплавів та ефективністю споживання енергоресурсів. Застосування таких печей в сучасній українській феросплавній промисловості відкриває нові перспективи для переосмислення ключових аспектів виробництва. Також важливим є те, що швидкі зміни вимог сталеплавильних підприємств до сортаменту феросплавів стимулюються впровадженням нових методів виробництва та розвитком марок сталей.

Національна програма розвитку гірничо-металургійного комплексу України передбачає інтеграцію чорної металургії країни до світового ринку з метою закріплення її позицій за рахунок створення конкурентоспроможної та високоякісної ме-

талопродукції. Виконання завдань у галузі виробництва феросплавів безпосередньо пов’язане з такими пріоритетними напрямками:

- розробка та впровадження енергоощадних і екологічно чистих технологій - пошук нових рішень для поліпшення якості металопродукції;

- оптимізація основних параметрів роботи пічних агрегатів;

- удосконалення процесів підготовки сировини до плавки з одночасним покращенням її металургійних властивостей;

- реалізація комплексної автоматизації технологічних процесів.

Ключовими залишаються також впровадження низки інших інноваційних підходів, спрямованих на розвиток галузі відповідно до сучасних світових вимог.

Якість сталі та виготовлення виробів із неї залежить не лише від рівня якості шихтових матеріалів (металевого брухту, чавуну, залізняку) або дотримання технологічних параметрів окремих стадій металургійного процесу, але й від характеристик феросплавів, що застосовуються для розкислення, легування чи модифікації сталі.

Феросплавна промисловість України виготовляє понад 70 різновидів і марок простих та складних феросплавів, які містять близько 25 хімічних елементів, умовно класифікованих як феросплави. Водночас умови забезпечення сировиною (рудами, кварцитами), її вибір та методи підготовки (збагачення, огрудкування, підігрів) постійно змінюються. Особливо актуальним для виробництва феросплавів у сучасних закритих печах є вибір вуглецевих відновників з урахуванням їх вартості та електропровідності, яка значною мірою визначає загальну електропровідність ванни печі.

Останніми роками значно зросла кількість досліджень у сфері виробництва феросплавів. Нові наукові дані дозволяють глибше розуміти хімічні аспекти процесів, включаючи реакції в газовій фазі підсклепінного простору закритих печей. Завдяки цьому управління газовим режимом у таких печах ґрунтується на значному виробничому досвіді. Водночас найбільше значення має аналіз конкретних технологічних процесів, що здійснюються в закритих феросплавних печах.

Світова практика акцентує увагу на виплавці марганцевих феросплавів у закритих печах. Найскладнішою ж задачею є виплавка високопроцентного феросилі-

цію, саме в закритих печах. Це пов’язано з процесами спікання шихтових матеріалів і високою температурою відновлення.

Залежно від особливостей виплавки пропонуються різноманітні конструктивні рішення для закритих печей. Зокрема, підготовка і дозування шихтових матеріалів для виплавки феросплавів у таких установках мають бути більш ретельно організованими порівняно з відкритими печами.

Головною метою випускної кваліфікаційної роботи є розробка технології виплавки висококремністих сплавів на прикладі феросиліцію ФС90 із частковою заміною залізної стружки на окалину. Виробництво пропонується здійснювати з використанням машин безперервного лиття феросплавів конвеєрного типу в умовах АТ «Запорізький феросплавний завод».

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА
ЗАГАЛЬНА ТЕОРЕТИЧНА ТА ПРАКТИЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА ВИСОКОПРОЦЕНТНОГО ФЕРОСИЛІЦІЮ

1.1 Загальні відомості про ведучий елемент

Ведучим елементом у феросиліції марки ФС 90 є кремній. У Періодичній системі елементів Д. І. Менделєєва кремній займає проміжне положення між металами і неметалами. Це другий елемент IV головної групи, який має сірувато-сталевий або чорний колір із металевим блиском, є твердим та крихким матеріалом. Його електронна конфігурація виглядає як $1s^2 2s^2 2p^6 3s^2 3p^2$. Елементарний кристал кремнію має кубічну структуру з ребром довжиною 0,5417 нм.

У сполуках з неметалами кремній переважно проявляє позитивні валентності 4 та 2. Водночас він утворює хімічні сполуки майже з усіма металами, демонструючи негативну валентність 4. Залізо здатне сплавлятися з кремнієм у будь-яких співвідношеннях, утворюючи ряд силіцидів, таких як Fe_3Si, Fe_3Si_2, FeSi, Fe_5Si_3 та інші. Найбільш стабільним серед цих сполук є FeSi, який має температуру плавлення 1410 °C і теплову ефектність реакції $\Delta H°_{273}$ = -80,38 кДж/моль. Структура твердих силіцидів детально описана в монографії П. В. Гельда та Ф. А. Сидоренка.

Стандартні марки феросиліцію мають температуру плавлення не вище 1370 °C. Наприклад, сплав із вмістом 40–47% кремнію плавиться при температурі 1370–1260 °C, а з вмістом 74–80% Si – при 1320–1340 °C. Щільність сплаву зменшується зі збільшенням частки кремнію, як зазначено в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Щільність сплавів кремнію з залізом

Масова частка кремнію, %	20	40	65	75	90
Щільність сплаву, г/см^3	6,4	5,61	4,0	3,27	2,55

В'язкість промислових розплавів феросиліцію (марки ФС20–ФС90) при температурі понад 1400 °C майже не відрізняється. Особливості структури та фізико-хімічні властивості рідких силіцидів заліза були докладно вивчені й описані в роботах П. В. Гельда, Б. А. Баума та М. С. Петрушевського.

Сортамент, мікроструктура та властивості феросиліцію

Сортамент феросиліцію представляє собою широку групу сплавів системи залізо-кремній, основною метою яких є розкислення та легування сталі. Цей матеріал широко використовується в ливарному виробництві для виготовлення чавунних та сталевих відливок. Згідно зі стандартом ГОСТ 1415-78 (із внесеними змінами №3 від 1988 року), виробництво феросиліцію налічує 20 марок, які класифікуються за їхнім функціональним призначенням (таблиця 1.2).

Наприклад, сплав марки ФС75(ел) використовується для легування електротехнічної сталі, тоді як марки ФС20(л), ФС45(л), ФС65(л) та ФС75(л) призначені для виробництва литих виробів.

Таблиця 1.2 – Хімічний склад, %, феросиліцію (ГОСТ 1415-78)

Марка	Si	C	S	P	Al	Mn	Cr	Ti	Cs
		не більше							
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
ФС92	не менше92	-	0,02	0,03	2,5	0,2	0,2	-	0,5
ФС90	не менше89	-	0,02	0,03	3,5	0,2	0,2	-	-
ФС90А2,5	не менше 89	0,1	0,02	0,03	2,5	0,2	0,2	-	-
ФС75	св.74 до 80	-	0,02	0,05	-	0,4	0,4	-	-
ФС75А2,5	св.74 до 80	-	0,02	0,05	2,5	0,4	0,3	-	-
ФС75(л)	св.74 до 80	0,1	0,02	0,04	1,5	0,3	0,3	-	-
ФС75(ел.)	св.74 до 80	0,1	0,02	0,04	0,1	0,3	0,2	0,05	0,1
ФС70 ФС70Аl(ел.)	68-74 68-74	- 0,1	0,02 0,02	0,05 0,04	2,0 1,0	0,4 0,3	0,4 0,3	- 0,1	- -
ФС70(ел.)	68-74	0,1	0,02	0,04	0,1	0,3	0,3	0,04	0,1
ФС65	63-68	-	0,02	0,05	2,5	0,4	0,4	-	-
ФС65А2	63-68	-	0,02	0,05	2,0	0,4	0,4	-	-
ФС65(л)	63-68	0,1	0,02	0,04	1,6	0,4	0,4	-	-
ФС65(ел.)	63-68	0,1	0,02	0,04	1,2	0,3	0,03	0,05	0,5
ФС45	41-47	-	0,02	0,05	2,0	0,6	0,5	-	-
ФС45(л)	41-47	0,2	0,02	0,05	1,5	0,6	0,5	-	-
ФС25	23-27	0,6	0,02	0,06	1,0	0,8	1,0	-	-
ФС25У0,8	23-27	0,8	0,02	0,06	1,0	0,9	1,0	-	-
ФС20	20-23	1,0	0,02	0,10	1,0	1,0	-	-	-
ФС20(л)	19-23	1,0	0,02	0,20	1,0	1,0	0,3	-	-

Таблиця 1.3 – Марки і хімічний склад феросиліцію за ГОСТ1415-93

Марка	Масова частка, %						
	Si	C	S	P	Al	Mn	Cr
		не більше					
ФС90	Св.78 до 95 включ.	0,1	0,02	0,03	3,5	0,3	0,2
ФС75	>>74>>80	0,1	0,02	0,04	3,0	0,4	0,3
ФС70	>>68>>74	0,1	0,02	0,04	2,0	0,4	0,4
ФС70А1	>>68>>74	0,1	0,02	0,04	1,0	0,3	0,3
ФС65	>>63>>68	0,1	0,02	0,05	2,5	0,4	0,4
ФС50	>>47>>52	0,1	0,02	0,05	1,8	0,6	0,5
ФС45	>>41>>47	0,2	0,02	0,05	2,0	1,0	0,5
ФС25	>>23>>29	0,8	0,02	0,06	1,0	1,0	0,8
ФС20	>>19>>23	1,0	0,02	0,10	1,0	1,0	0,8

ГОСТ 1415-93 рекомендований також марочний і хімічний склади феросиліцію з прийнятим міжнародним позначенням марок сплаву від $FeSi_{10}$ до $FeSi_{90}A1_2$ (табл. 1.3).

Таблиця 1.4 – Марки і хімічний склад феросиліцію за стандартом ISO 5445: 1980 *

Марка	Масова частка елемента, %.									
	кремній		алюміній		фосфор	сірка	вуглець	марганець	хром*	титан*
	більше	до і включ.	більше	до і включ.	не більше					
FeSi10	8,0	13,0	-	0,2	0,15	0,06	2,0	3,0	0,8	0,30
FeSi15	14,0	20,0	-	1,0	0,15	0,06	1,5	1,5	0,8	0,30
FeSi25	20,0	30,0	-	1,5	0,15	0,06	1,0	1,0	0,8	0,30
FeSi45	41,0	47,0	-	2,0	0,05	0,05	0,20	1,0	0,5	0,30
FeSi50	47,0	51,0	-	1,5	0,05	0,05	0,20	0,8	0,5	0,30
FeSi65	63,0	68,0	-	2,0	0,05	0,04	0,20	0,4	0,4	0,30
FeSi75A11	72,0	80,0	-	1,0	0,05	0,04	0,15	0,5	0,3	0,20
FeSi75A11,5	72,0	80,0	1,0	1,5	0,05	0,04	0,15	0,5	0,3	0,20
FeSi75A12	72,0	80,0	1,5	2,0	0,05	0,04	0,20	0,5	0,3	0,30
FeSi75A13	72,0	80,0	2,0	3,0	0,05	0,04	0,20	0,5	0,5	0,30
FeSi90A11	87,0	95,0	-	1,5	0,04	0,04	0,15	0,5	0,2	0,30
FeSi90A12	87,0	95,0	1,5	3,0	0,04	0,04	0,15	0,5	0,2	0,30

Максимальні значення подано виключно для ознайомлення з властивостями сполук Fe_3Si (14,28% Si), Fe_2Si (20,0% Si), Fe_5Si_3 (23,18% Si), FeSi (33,46% Si) і $FeSi_2$ (50,15% Si).

Згідно зі стандартом України ДСТУ 4127-2002 (табл. 1.5), феросиліцій може виготовлятися у дев'яти марках, від ФС10 (8–14% Si) до ФС90 (87–95% Si) включно.

Таблиця 1.5 – Хімічний склад феросиліцію ДСТУ 4127-2002

Марка сплава	Масова частка елемента, %						
	кремній	C	S	P	Al	Mn	Cr
		не більше					
ФС90	від 87 до 95 вкл.	0,2	0,02	0,04	3,5	0,5	0,2
ФС75	св.74» 80 »	0,2	0,02	0,05	3,0	0,5	0,5
ФС70	» 68» 74 »	0,2	0,02	0,05	2,5	0,5	0,5
ФС65	от 63» 68 »	0,2	0,02	0,05	2,5	0,5	0,5
ФС45	» 41» 47 »	0,2	0,02	0,05	2,0	1,0	0,5
ФС25	св.23» 29 »	0,8	0,02	0,10	1,0	1,0	0,8
ФС20	» 19» 23 »	1,0	0,02	0,10	1,0	1,0	0,8
ФС15	» 14» 19 »	1,5	0,02	0,15	1,0	1,5	0,8
ФС10	от 8 » 14 »	2,0	0,02	0,15	0,2	3,0	0,8

Примітка. Літери і цифри в позначенні марки феросиліцію означають: ФС - феросиліцій; цифри, наступні за буквами - масову частку кремнію.

Відповідно до стандарту ДСТУ 4197-2002, дозволяється виробництво та постачання феросиліцію згідно з міжнародним стандартом ISO 5445:1980 (табл. 1.4).

Система Fe-Si

Кремній належить до феритоутворюючих елементів, тому звужує область γ-Fe (рис. 5.1). Максимальна розчинність кремнію в γ-Fe досягає 1,63% Si. Двофазна область (α + γ) поширюється до вмісту 1,94% Si. У системі Fe-Si існує ряд силіцидів, серед яких бісиліцид $FeSi_2$ має дві модифікації: високотемпературну (ВТ), стабільну в межах температур 937–1220°С, і низькотемпературну (НТ), яка існує при температурах нижче 937°С. Високотемпературна модифікація є нестехіометричним з'єднанням, яке характеризується певним діапазоном концентрацій кремнію. У деяких джерелах цей силіцид описують формулою $FeSi_{2,3}$, що свідчить про фазу з надлишком кремнію. Разом із тим, згідно з прецизійними дослідженнями, виконаними у 1990-х роках, встановлено, що дисиліцид $FeSi_2$ насправді є з'єднанням із дефіцитом атомів заліза й позначається як Fe_xSi_2. При температурі 937°С він евтектоїдно переходить у стехіометричний силіцид $FeSi_2$ і кремній згідно з реакцією.

$$yFe_xSi_2 \rightarrow \frac{x}{y}FeSi_2 + 2\left(y - \frac{x}{y}\right)Si.$$

Термодинамічні властивості сплавів системи Fe-Si

Н.А. Ватолін та співавтори провели дослідження термодинамічних властивостей рідких і твердих сплавів у системі Fe-Si. У ході роботи було визначено тиск парів заліза і кремнію над сплавами, хімічний склад яких відповідає концентраційним областям двофазних рівноваг: Fe_2Si (20 ат.% Si) + FeSi (33,3 ат.% Si), FeSi (33,3 ат.% Si) + $FeSi_2$ (50 ат.% Si), а також температурно-концентраційним полям рівноваг силіциду із рідкою фазою.

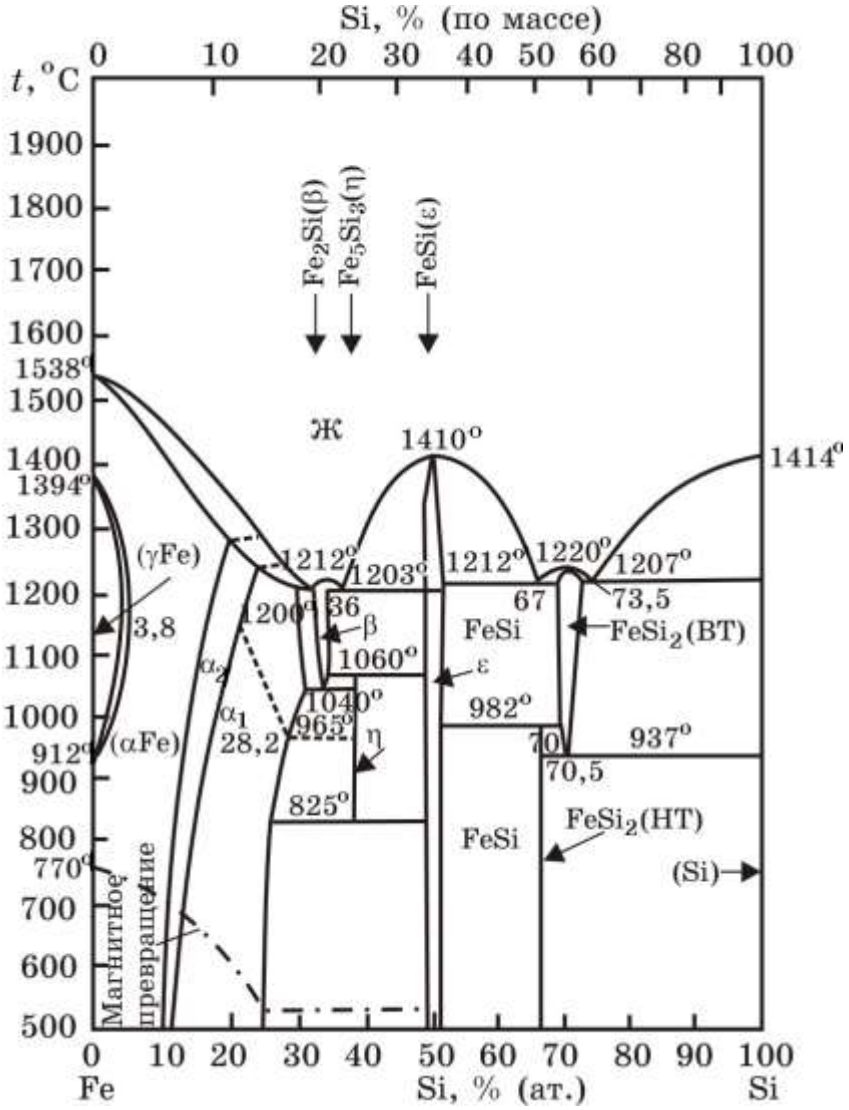


Рисунок 1.1 – Діаграма стану системи Fe-Si

Встановлено, що в розплавах системи Fe-Si у значному діапазоні хімічного складу відбуваються асоціативні реакції, які приводять до утворення рідинних угруповань Fe_3Si, Fe_2Si, FeSi і $FeSi_2$. Для цих угруповань виконано розрахунки значень ΔH_T та S_T.

	$-\Delta H_T^o$, Дж/моль	S_T^o, Дж/(моль·К)
Fe_3Si	143673	28,63
Fe_2Si	110360	16,28
FeSi	99814	23,70
$FeSi_2$	101345	29,37

1.2 Теоретичні основи відновлення кремнію вуглецем при отриманні феросиліцію

Система Fe-Si-O-C. Феросиліцій виробляють шляхом відновлення кремнію, що міститься в кварці, за допомогою твердих вуглецевих відновників у присутності залізної стружки. Використання саме залізної стружки, а не оксидів заліза (руди, агломерату, окатишів), необхідне через те, що кисневі сполуки заліза при відносно низьких температурах можуть легко реагувати з SiO_2, утворюючи силікатний розплав (див. рис. 1.2).

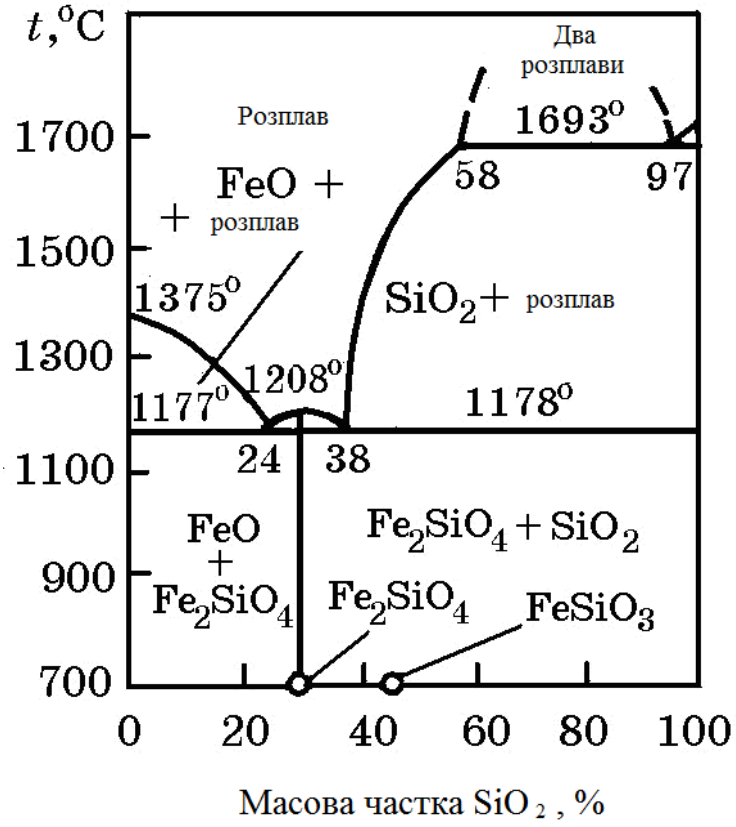


Рисунок 1.2 – Діаграма стану системи $FeO\text{-}SiO_2$

Теоретична температура відновлення кремнію вуглецем ($\Delta G = 0$) за реакцією $SiO_2 + 2C = Si + 2CO$ становить 1669 °С, тоді як евтектична температура в системі $FeO\text{-}SiO_2$ дорівнює 1178 °С. Використання залізної руди або залізистих кварцитів у шихті для виплавки сплавів кремнію призводить до пріоритетного процесу плавлення компонентів шихти над відновленням. Утворення силікатних розплавів у ванні печі суттєво знижує питомий електричний опір шихти, спричиняє розшарування компонентів та накопичення силікатного шлаку, що своєю чергою негативно впливає на стабільність роботи печі.

Головне завдання термодинамічного аналізу процесів відновлення кремнію з кремнезему вуглецем у присутності заліза полягає в дослідженні фазової рівноваги в системі Fe-Si-O-C, враховуючи також розчинення кремнію в залізі. Як і при аналізі системи Si-O-C, до числа конденсованих фаз вважається доцільним включати SiO_2, C та SiC. Проте чистий кремній замінюється концепцією розчину кремнію в залізі $[Si]_{Fe}$.

Газову фазу при цьому обмежують присутністю оксиду кремнію (SiO) та монооксиду вуглецю (CO). Нижче наводиться характеристика мінімального набору основних реакцій, необхідних для аналізу фазових рівноваг у системі Fe-Si-O-C.

1. Відновлення SiO_2 вуглецем до $SiO_{газ}$:

$SiO_{2к} + C_т = SiO_г + CO$; $\lg K_1 = \lg(p_{SiO_2} \cdot p_{CO_2})$.

2. Відновлення кремнезему карбідом кремнію до $SiO_{газ}$:

$2SiO_{2к} + SiC_т = 3SiO_г + CO$; $\lg K_2 = \lg(p_{SiO_2} \cdot p_{CO_2})$.

3. Відновлення SiO вуглецем до SiC:

$SiO_г + 2C_т = SiC_г + CO_г$; $\lg K_3 = \lg(p_{CO}/p_{SiO_2})$.

4. Взаємодія SiO_2 з $[Si]_{Fe}$ з утворенням $SiO_г$:

$2SiO_{2к} + [Si]_{Fe} = 2SiO_г$; $\lg K_4 = \lg(p^2_{SiO_2}/a_{Si})$.

5. Взаємодія $SiO_г$ з $SiC_т$, з отриманням Si, розчиненого в залізі:

$SiO_г + SiC_т = 2[Si]_{Fe} + CO_г$ $\lg K_5 = \lg(p_{CO_2} \times a^2_{Si})/p_{SiO_2}$.

6. Відновлення кремнію з $SiO_г$ розчиненням кремнію в залізі:

$SiO_г + C_т = [Si]_{Fe} + CO_г$; $\lg K_6 = \lg(p_{CO_2} \times a_{Si}/p_{SiO_2})$.

Комплекс реакцій 1–6 для аналізу фазових рівноваг у системі Fe-Si-O-C, у порівнянні з системою Si-O-C, має відмінність у вигляді наявності розчину кремнію в залізі, насиченому вуглецем ($a_{Si} < 1$). Отже, для дослідження фазових рівноваг у системі Fe-Si-O-C, враховуючи широкий діапазон концентрацій розчинення кремнію в залізі, необхідно мати дані щодо змін активності кремнію в сплавах Fe-Si-$C_{нас}$, які насичені вуглецем.

1.3 Вимоги, що пред'являються до кремнійвмісних сплавів і шихтових матеріалів

Хімічний склад. Основним показником якості феросплавів є їх хімічний склад, зокрема, вміст основного елементу. Важливо забезпечити стабільність цього вмісту для легувального елемента у феросплавах, зокрема в межах окремих плавок, які об'єднуються в одну партію. Однорідність хімічного складу оцінюється за максимально допустимими відхиленнями від середнього значення вмісту основного елементу в партії.

Нормативні документи, що регламентують виробництво феросплавів, визначають також допустимий вміст домішок. Насамперед це стосується таких елементів, як фосфор (P), сірка (S) та вуглець (C). Особливо небезпечними домішками у складі феросплавів є сполуки кольорових металів (мідь — Cu, цинк — Zn, олово — Sn, сурма — Sb, миш'як — As, вісмут — Bi, кадмій — Cd), оскільки вони практично не видаляються з металу під час процесу плавки. З цієї причини їхній вміст у металевій шихті суворо обмежують.

Гранулометричний склад феросплавів має забезпечувати їх швидке плавлення, високу ефективність засвоєння легуючих елементів і мінімізацію втрат під час транспортування. Стандарти встановлюють допустимі розміри шматків (менше ніж 300 мм) або максимальну масу одного шматка (від 5 до 45 кг). Для зниження втрат феросплавів також передбачається обмежена кількість дрібних фракцій (<20 мм), що зазвичай не перевищує 3–10%. Важливу роль відіграють і механічні властивості до-

датків, адже саме вони визначають вибір дробильного обладнання для отримання необхідного гранулометричного складу.

Вміст газів і неметалічних включень у феросплавах також суттєво впливає на якість сталі і сплавів. Особливо небезпечний водень для феросплавів, виготовлених на основі високореакційних металів, таких як Ti, V, Nb, Ca та Si. У цих металах концентрація водню може сягати до 200 см³ на 100 г. Введення подібних феросплавів у ківш може сприяти утворенню газових раковин у злитках. Прожарювання для видалення вологи є малоефективним, оскільки воно майже не знижує концентрації кисню чи азоту, а інколи навіть сприяє їхньому збільшенню.

Феросиліцій випускається у подрібненому вигляді у формі шматків вагою до 25 кг або чушок вагою до 45 кг. Поверхня цих елементів не повинна містити явних вкраплень шлаку, піску чи сторонніх матеріалів; однак сліди протипригарних речовин вважаються допустимими.

Сплави заліза і кремнію характерні своєю схильністю до ліквації. Це призводить до значних розбіжностей у концентрації кремнію між верхньою та нижньою частинами злитка, які можуть перевищувати 20%. Ліквація стає інтенсивнішою зі збільшенням товщини злитка та тривалості його охолодження. Це явище пояснюється різницею густин фаз у кремній-залізистих сплавах. Наприклад, у ФС20 співвідношення густин фаз становить 1,11:1,05:1,00, тоді як у ФС45 густина фаз FeSi та лебоїту дорівнює 1,00:0,78. У ФС75 та ФС90 це співвідношення для кремнію та лебоїту складає 0,7:0,39.

Лебоїт є особливо нестабільною фазою, яка при повільному охолодженні розпадається на Si та FeSi. Дослідження показали, що феросплави кремнію з вмістом лебоїту та домішками фосфору, алюмінію чи кальцію більш схильні до розсипання за умов вологої атмосфери. Лебоїт утворюється при концентрації кремнію в діапазоні 53,5–56,65% і твердіє за температури 1220°C. Щоб уникнути розсипання таких сплавів, на практиці уникають виробництва сполук складу, близького до лебоїту. Також прагнуть знизити вміст домішок алюмінію, фосфору і кальцію та забезпечити швидке охолодження злитків феросиліцію, щоб запобігти утворенню лебоїту через

ліквацію. Водночас важливо, щоб фосфор був зв'язаний у більш стабільній формі фосфіду кремнію.

1.3.1 Шихтові матеріали для виробництва феросиліцію

Для виплавки кремнію та його сплавів використовуються найдешевші матеріали, збагачені кремнеземом, такі як кварц і кварцит. Основною складовою цих матеріалів є кварц — поширений мінерал, що переважно складається з чистого кремнезему (SiO_2).

Кварц має щільну кристалічну структуру. Цей матеріал є відносно дорогим і застосовується переважно у виробництві кристалічного кремнію. Натомість кварцит, який використовується для виготовлення сплавів кремнію, повинен містити понад 97% SiO_2 і мінімальну кількість шкідливих домішок. До таких домішок належать оксиди кальцію, магнію, а також глинозем і фосфор (менше 0,02%), які утворюють шлак.

Кварцит повинен забезпечувати мінімальне утворення дрібних часток під час дроблення і нагрівання. Вологопоглинання цього матеріалу не має перевищувати 2%. Хімічний склад кварцу та кварцитів представлений у таблиці 1.6.

Таблиця 1.6 - Хімічний склад кварцу и кварцитів

Родовище	Хімічний склад, %				
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO
Тарасовське	96-98	0,8-1,1	0,4-0,8	1,0-1,3	0,1-0,3
Овручське	97-98	0,4-0,7	0,5-1,0	0,2-1,0	0,2-0,4
Бакальське	96-98	0,8-1,0	0,7-0,9	0,3-0,5	0,04-0,1
Антонівське	98,0	0,5	0,3	0,6	0,05
Гора Криштальна	98-99	0,25-0,45	0,3-0,4	0,1-0,5	-

Кварцит має відповідати вимогам технічних умов ТУ 14- 5-140-82 (таблиця 1.7).

Таблиця 1.7 - Хімічний склад, розмір шматків, засміченість кварциту Овручського родовища

Найменування показників	Норми для марок	
	ОКФ - 97	ОКФ - 96
Масова частка SiO_2 , % не менше	97	96
Масова частка $A1_2O_3$, % не більше	1,8	1,8
Засміченість (глина, пісок тощо),%	1,0	1,0
Розмір шматків, мм в межах	25 - 80	25 - 80

Відновник, що використовується у виробництві кремнію та його сплавів, має відповідати кільком ключовим вимогам: володіти достатньою механічною міцністю, високою реакційною здатністю, низьким вмістом шкідливих і шлакоутворювальних оксидів у золі, помірним вмістом летких речовин, високим електричним опором і доступною вартістю.

Одним із найкращих відновників є деревне вугілля, яке сприяє зменшенню спікання шихти, що є особливо важливим при виплавці високовмістових сплавів кремнію, а також при роботі на закритих печах. Проте через високу собівартість використання деревного вугілля переважно обмежується виробництвом кристалічного кремнію та феросиліцію з вмістом кремнію 90%. Як альтернативу деревному вугіллю для розпушення шихти часто застосовують тріски та інші деревні відходи.

Також у ролі відновників широко використовуються формований кокс із газового вугілля, слабкоспікливе вугілля, кокс з бурого вугілля тощо. Ці матеріали характеризуються високою реакційною здатністю та достатнім електричним опором. Для виплавки феросиліцію зазвичай використовують найдешевший вид відновника — металургійний коксовий горішок. Найкращим вибором є кокс із максимальною реакційною здатністю, з розвиненою поверхнею, високим питомим електричним опором та мінімальним вмістом шкідливих і шлакоутворювальних оксидів у золі.

Останніми роками значної популярності при виготовленні сплавів кремнію набув ангарський напівкокс. Він характеризується високим електричним опором і сприятливим хімічним складом золи, яка містить близько 76% SiO_2. Характеристики основних вуглецевих відновників наведені у таблиці 1.8.

Таблиця 1.8 - Характеристика вуглецевих відновників

Показник / Вміст по технічному аналізу %:	Металургійний кокс	Коксик	Напівкокс	Нафтовий кокс	Деревне вугілля
A	10,65	10,80	27,00	0,71	1,45
W	0,44	1,30	1,90	0,80	2,10
S	0,89	1,34	0,91	4,23	0,04
$C_{тв}$	87,02	86,66	71,49	86,98	83,97
Реакційна здатність при 1323К, мл/(г·с)	0,69	0,92	8,00	0,42	11,1
Питомий опір, Ом·м	1,21	1,48	7500,00	$3*10^6$	$2*10^6$
Структурна міцність %	83,0	85,0	63,7	64,3	39,0
Щільність, г/см^3:					
Істинна	1,82	1,95	1,58	1,41	1,40
Що здається	0,91	0,93	0,93	1,12	0,40
Пористість % (см^3/г)	53,1 (0,49)	49,7 (0,51)	55,0 (0,67)	20,1 (0,18)	63,8 (1,1)
Склад золи %					
SiO_2	35,4	36,5	75,7	46,3	1,9
Al_2O_3	23,3	22,2	11,2	24,3	3,4
CaO+MgO	3,8	3,9	3,0	10,5	41,1
Fe_2O_3	33,8	33,7	7,6	14,2	0,85
P_2O_5	0,24	0,24	0,03	0,75	0,12

Коксовий горішок і кокс кам'яновугільний мають відповідати вимогам ГОСТ 8935-77 і ТУ 14-6-125-89 (таблиці 1.9 і 1.10) .

Таблиця 1.9 – Горішок коксовий. Технічні умови (ГОСТ 8935 – 77)

Найменування показників	Норми для марок		
	КО-І	КО-2	КО-3
Зольність,% не більше	11,0	13,0	13,0
Масова частка загальної вологи,%, не більше	20,0	20,0	20,0
Масова частка шматків розміром більше 25мм.,%, не більше	10,0	10,0	10,0
Масова частка дріб'язку: шматків розміром менше 10мм.,% не більше	10,0	15,0	--
Шматків розміром менше 8 мм,%, не більше	--	--	13,0

За показниками якості коксовий горішок має відповідати нормам, наведеним у таблиці.

Масова частка загальної вологи не є критерієм браку, а використовується для розрахунків із споживачами.

Таблиця 1.10 - Кокс кам'яновугільний класу 25-40 мм (ТУ 14-6-125-89)

Найменування показників	Норми для марок	
	К-І	К-2
Зольність,% не більше	12,0	14,0
Масова частка загальної вологи,%, не більше	14,0	14,0
Масова частка сірки,%, не більше	2,0	1,4
Масова частка шматків розміром більше 40мм.,%, не більше	6,0	6,0
Масова частка шматків розміром менше 25 мм.,% не більше	6,0	6,0

Залізовмісним компонентом шихти для виплавки феросиліцію є сталева стружка, отримана із вуглецевих сталей.

Вторинні чорні метали класифікуються:

а) за вмістом вуглецю на два класи: сталевий брухт і відходи, чавунний брухт і відходи;

б) за наявністю легувальних елементів на дві категорії:

- А - вуглецеві;

- Б - леговані.

Якість вторинних металів визначається складом, ступенем чистоти, габаритами та масою відповідно до наступних вимог:

а) Сталева стружка категорії А. Дозволяється використання дрібної сталевої стружки та висічки. Не допускається наявність кускових відходів і брухту. Вуглецева сталева стружка не повинна бути змішана з чавунною або зі стружкою кольорових і легованих металів. Стружка має бути без слідів значного горіння чи глибокої корозії (легкий наліт іржі допустимий). Вміст неметалевих домішок, включаючи масло, не може перевищувати 3% за масою. Довжина витка стружки або висічки не повинна перевищувати 50 мм. Допускається невелика частка (до 3% за масою) витків довжиною до 100 мм. Маса окремої одиниці висічки не має перевищувати 0,025 кг.

б) Сталева стружка категорії Б. Використовується дрібна стружка без клубків або переплетень, а також висічки. Кускові відходи та брухт у складі недопустимі. Сталева стружка не повинна бути перемішана з чавунною, кольоровою чи легованою стружкою. Вуглецева стружка має зберігати однорідність і не змішуватись із легованою. Горіла чи сильно кородована стружка неприпустима, хоча легкий наліт

іржі допускається. Вміст нешкідливих домішок та масла не повинен перевищувати 3% за масою. Максимальна довжина витків або висічок — 100 мм, допускається наявність витків довжиною до 200 мм (до 3% за масою). Окрема висічка має важити не більше 0,05 кг.

Увесь матеріал, включаючи сировину й виробничі відходи, розвантажується та зберігається у спеціально відведених місцях складу шихти, розділених за типами і категоріями. Зони для їх розвантаження та зберігання повинні бути чітко визначені й закріплені відповідною документацією.

Підготовка та дозування шихтових матеріалів для виплавки феросиліцію здійснюються відповідно до положень технологічних інструкцій. При використанні сортованого кварциту розмір шматків повинен бути в межах 25–80 мм, при цьому допускається наявність дрібної фракції менше 25 мм у кількості не більше 4% і великих шматків понад 80 мм — не більше 15%.

Розбір робочої фракції кварциту проводиться на вібраційних грохотах із отворами верхнього сита 85х85 мм і нижнього — 25х25 мм. Дрібна фракція кварциту (менш ніж 25 мм), отримана під час сортування, направляється у засіки для кварцових відходів. Велика фракція повертається до приямка та використовується в процесі виплавки ФС 90 у співвідношенні 1:5 зі стандартною робочою фракцією. У готовому кварциті допускається наявність не більше 5% уламків розміром понад 85 мм і не більше 10% фракції, меншої за 25 мм.

Коксик, призначений для додавання до шихти, повинен відповідати певним розмірам: 5–17 мм для ФС 90, 5–18 мм для ФС 65 і 5–20 мм для ФС 45, ФС 25 та ФС 20. Підготовка коксу відбувається на трьох технологічних лініях у шихтовому відділенні цеху, де він зазнає подрібнення та двократного просіювання: до і після подрібнення. Фракція більш ніж 20 мм дробиться чотиривалковою дробаркою, тоді як дрібна фракція розміром менше 5 мм відсіюється і направляється до бункерів для коксових відходів. Для виплавки ФС 75 допускається вміст фракції більше ніж 20 мм у кількості не більше 5%, а менш ніж 5 мм — до 15%.

У літній період для забезпечення стабільної роботи печей передбачено зволоження підготовленого коксику перед його завантаженням у дозувальні бункери.

Сталева стружка проходить просіювання на барабанному грохоті з отворами розміром 0–80 мм і зберігається у засіках для подрібненої стружки. Контроль розмірів коксового горішка здійснюється Центральною заводською лабораторією щотижня шляхом його просіювання під наглядом персоналу цеху.

Подрібнення виробничих відходів проводиться щоковою дробаркою СМ-16Б до оптимального розміру шматків, які не перевищують 200 мм. Підготовлені матеріали та відходи надходять до дозувальних бункерів.

Дозування шихтових компонентів здійснюється на основі попереднього розрахунку складу шихти, який визначає співвідношення кварциту, відновника та сталевої стружки, що подаються до печі. Цей процес виконується за допомогою автоматичних дозаторів, коротка характеристика яких наведена в таблиці 1.11.

Таблиця 1.11 - Коротка характеристика застосовуваних дозаторів

№ пп	Вид і тип дозаторів	Продуктивність дозаторів т / год			
		ФС 45	ФС 65	ФС 75	ФС 90
1	Кварцовий 4195 Пр80-100-1	102	102	102	102
2	Коксовий 4195 Пр60-80-1	66	66	66	66
3	Стружковий 4195 Пр50-60-1	---	66	---	---
4	Стружковий 4195 Пр32-40-1	---	---	42	42
5	Стружковий 4195 Пр80-100-1	126	---	---	---

Кварцит, горіх-коксовий та стружка подаються в умовах узгодженого регулювання, де головну роль відіграє дозатор кварциту. Відходи ж транспортуються незалежно.

Точність зважування матеріалів для шихти забезпечується ваговимірювальними пристроями, похибка яких не повинна перевищувати ±2,0%.

Відповідно до розрахунку складу шихти визначається орієнтовний склад колоші, наведений у таблиці 1.12.

Таблиця 1.12 – Зразковий склад калош для виплавки феросиліцію різних марок

Найменування сплаву	Од. вим.	Склад колоши		
		Кварцит	Коксик сухий	стружка
ФС 45	кг. / співвід.	300/1	138/0,46	420/1,40
ФС 65	---	300/1	138/0,46	168/0,56
ФС 75	---	300/1	138/0,46	63/0,21
ФС 90	---	300/1	138/0,45	28/0,16

Коригування співвідношення шихтових матеріалів здійснюється з урахуванням актуальних даних про вологість відновника та інформації щодо стану роботи печі.

Для оперативного налаштування шихти застосовуються разові добавки, що фіксуються в технологічному журналі:

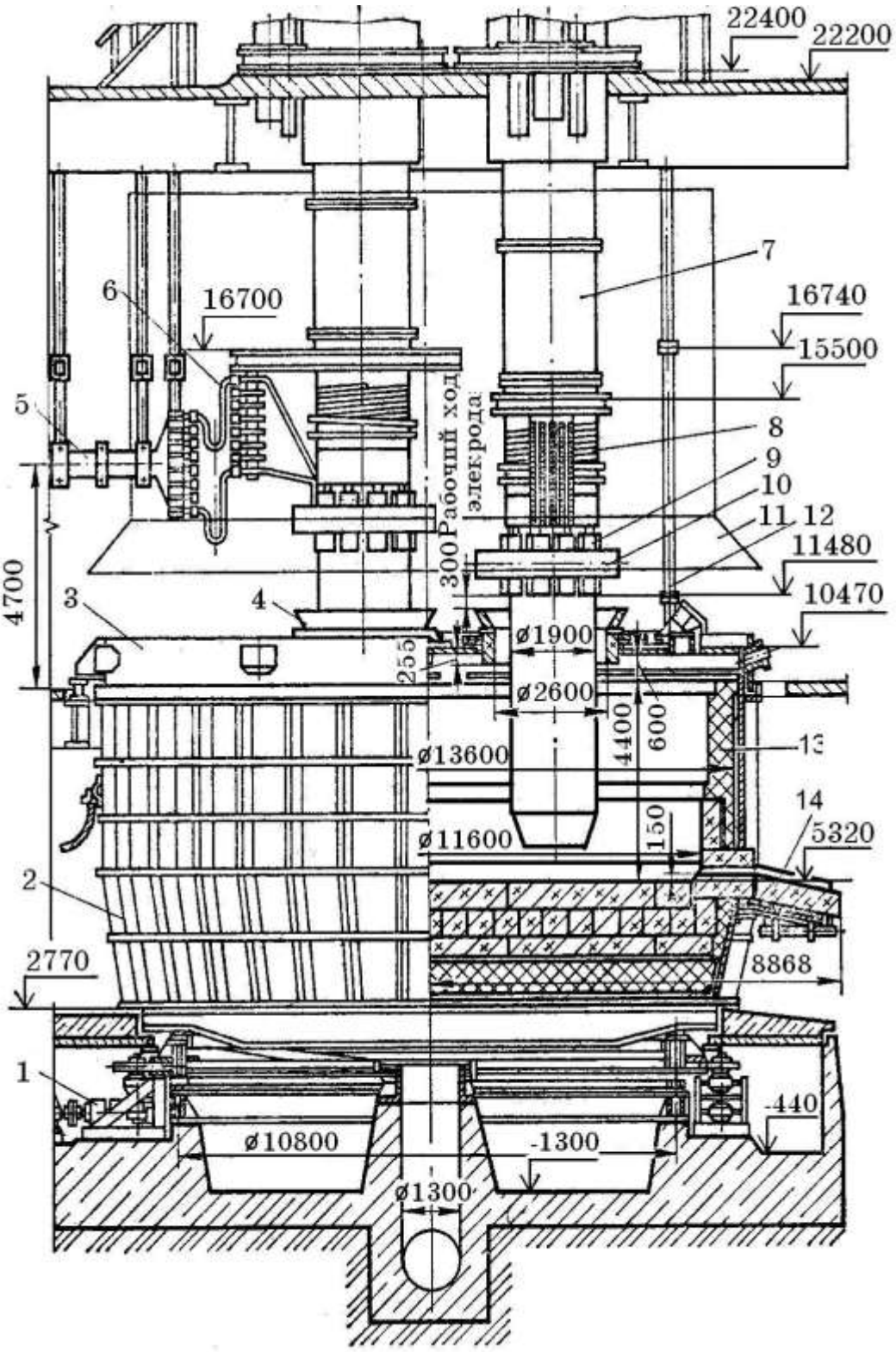
- сталева стружка залежно від концентрації кремнію в сплаві;
- коксик — порціями не більше 500 кг;
- кварцит — порціями до 500 кг за погодженням із майстром;
- вапно — за дозволом старшого майстра.

Для забезпечення виробництва феросиліцію марки ФС 90 з вмістом алюмінію, що не перевищує 1,3%, необхідно, щоб уникнути накопичення шлаків у печі через порушення її нормальної роботи, проводити разове додавання вапна або вапняку в кількості до 1 тонни на добу.

1.4 Аналіз основних методів виробництва кремнійвмісних сплавів

Для виробництва феросиліцію зазвичай застосовують трифазні печі з потужністю від 16,5 до 115 МВА (рис. 1.3) (табл. 1.13). Схему розташування печі та технологічного обладнання можна побачити на рис. 1.4.

Печі бувають відкритого (для виробництва високовмістних сплавів), закритого або герметичного типу з допаленням газу під склепінням, часто із системою обертання ванни. Такі конструкції дозволяють зменшити витрату шихтових матеріалів і електроенергії, скоротити трудовитрати, ефективніше очищати викиди в атмосферу, а також використовувати колошникові гази. Значний приріст потужності електропічної установки пояснюється зменшенням як капітальних, так і експлуатаційних витрат.

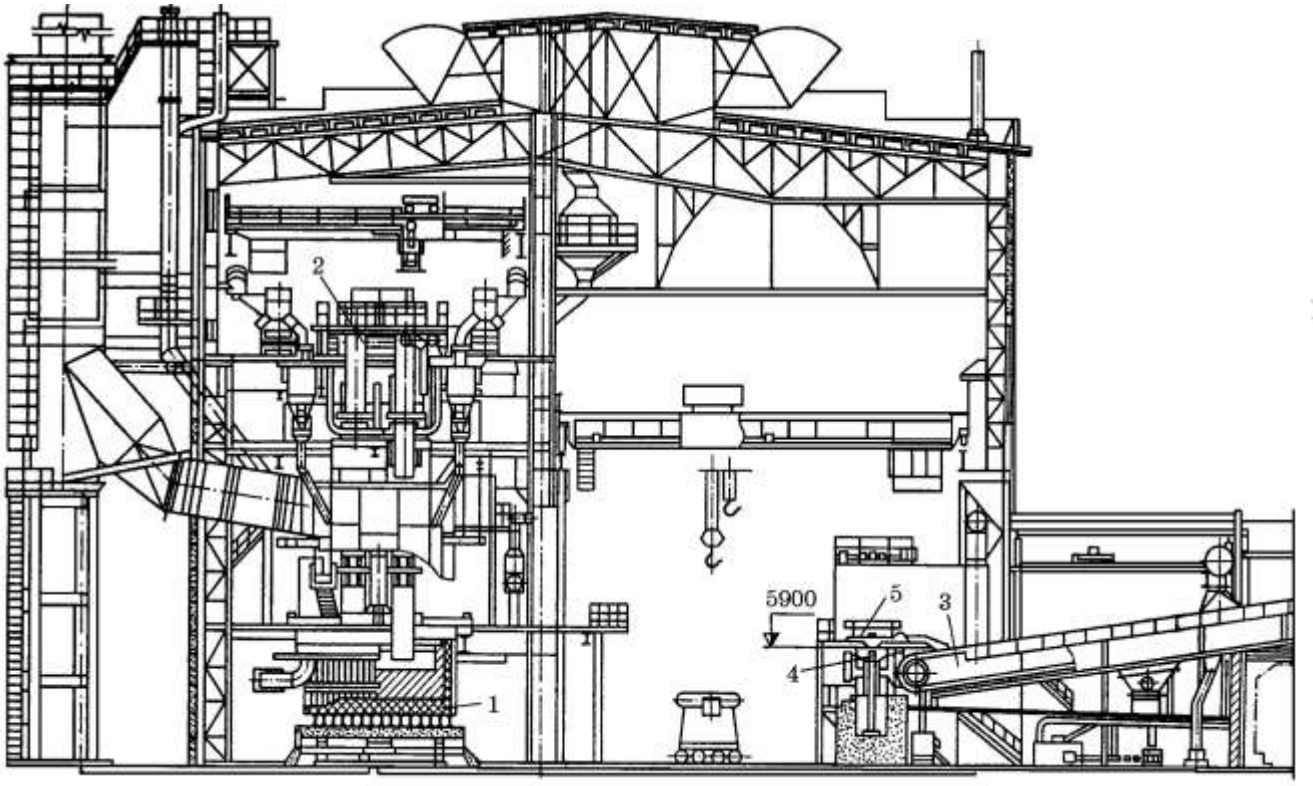


1 - механізм обертання ванни; 2 - кожух печі; 3 - склепіння печі; 4 - воронка; 5 - коротка мережа; 6 - гнучкі кабелі вторинного струмопідводу; 7 - несучий кожух електрода; 8 - вторинний струмопідвід; 9 - контактні щоки; 10 - натискне кільце; 11 - парасольку; 12 - підвіска склепіння; 13 - футеровка ванни; 14 - льотка

Рисунок 1.3 – Кругла закрита рудовідновна електропіч типу РКЗ-63І1

Таблиця 1.13 – Параметри закритих рудовідновних електропечей для виплавки феросиліцію

Параметри	РКЗ-27 (модернізація печі РКЗ-16,5)	РКЗ-33	РКЗ-63
Глибина ванни, мм	2900	3500	5000
Діаметр ванни, мм	6800	8700	11600
Напруга з високої сторони, кВ	10	110	220
Номінальна напруга робочої ступені, трансформатора,	188	224	268,8
Повна потужність, МВ·А	22,6	40	80
Струм в електродах, кА	84,6	103	171,8
Потужність, МВт:			
Користування з мережі	25,0	36,9	74,3
корисна	23,5	33,7	66,2
Корисна напруга, В	92,4	109	128,3
Потужність УПК, МВ·$А_р$	14,0	22,4	82,5
Коефіцієнт потужності:			
Фактичний	0,70	0,65	0,50
з УПК	0,937	0,921	0,926
Електричний ККД	0,908	0,915	0,892



1 - електропіч; 2 - електроди; 3 - розливна машина; 4 - кантувач; 5 – ківш

Рисунок 1.4 – Цех для виплавки кременистих сплавів з круглими закритими печами потужністю до 30 МВА

Закрита піч, обрана для виробництва, за конструктивними елементами має багато спільного з відкритою, хоча будова склепіння може суттєво відрізнятися. У процесі виплавки феросиліцію широко використовуються металеві водоохолоджувані секційні склепіння, які знизу футеруються вогнетривкою обмазкою. Для охолодження такого типу склепіння в печах потужністю 21,0 МВА потрібно приблизно 100 м³ води на годину за умови перепаду температур у діапазоні 2–4 °С. Також існують конструкції, що застосовують водоохолоджуваний трубчастий каркас разом із футеруванням з вогнетривкої цегли або бетонних блоків. Крім того, успішно випробувані неохолоджувані секційні склепіння з вогнетривкого бетону.

Закриті печі вже використовуються для виробництва феросиліцію марок ФС 25, ФС 45, ФС 65, ФС 75 і ФС 90. Їх використання дає змогу знизити витрати на сировину та електроенергію, оптимізувати трудові ресурси та вирішити проблеми із забрудненням довкілля, включно з утилізацією відпрацьованих газів. Окрім цього, робочі умови істотно покращуються завдяки зменшенню теплового випромінювання від печей. Застосування вторинних ресурсів для генерації енергії та економія на системах очищення повітря роблять ці технологічні рішення надзвичайно перспективними.

Щодо конструкції ванн для виплавки феросиліцію, вони найчастіше бувають круглої форми, рідше — трикутної або овальної; при цьому зазвичай використовують вугільне футерування.

Розвиток сучасної промисловості — зокрема високошвидкісної техніки, авіації, транспорту, енергетики, машинобудування та хімії — висуває нові вимоги до якості чорних металів. Це диктує необхідність створення сплавів і сталей із варіативним вмістом таких елементів, як вуглець, кремній, марганець, хром, вольфрам і ванадій, а також мінімізацією шкідливих домішок, наприклад, сірки, фосфору, кисню чи водню.

Для цього на феросплавних виробництвах постійно вдосконалюються методи зниження вмісту небажаних домішок. Зокрема, такі технології дають змогу отримувати феросиліцій марки ФС 90 із мінімізованими показниками алюмінію, фосфору, титану, вуглецю, кальцію та хрому. Проте основними недоліками цих методів зали-

шаються низька продуктивність, значні витрати енергії та висока трудомісткість процесів, що знижує їх економічну ефективність. Виробництво феросиліцію марки ФС 90 з низьким рівнем домішок буде доцільним лише за умови значного збільшення обсягів випуску спеціальних сталей.

У технології феросплавних процесів особливе значення має врахування зв'язку між активним опором ванни (rв) печі та її габаритами. Як потужний електроприймач, феросплавна піч підпорядковується законам провідності струму: чим більший об'єм ванни, тим нижчий активний електричний опір системи. Навіть якщо дуговий розряд займає значну частку електричного ланцюга печі, він усе одно дотримується закону Ома.

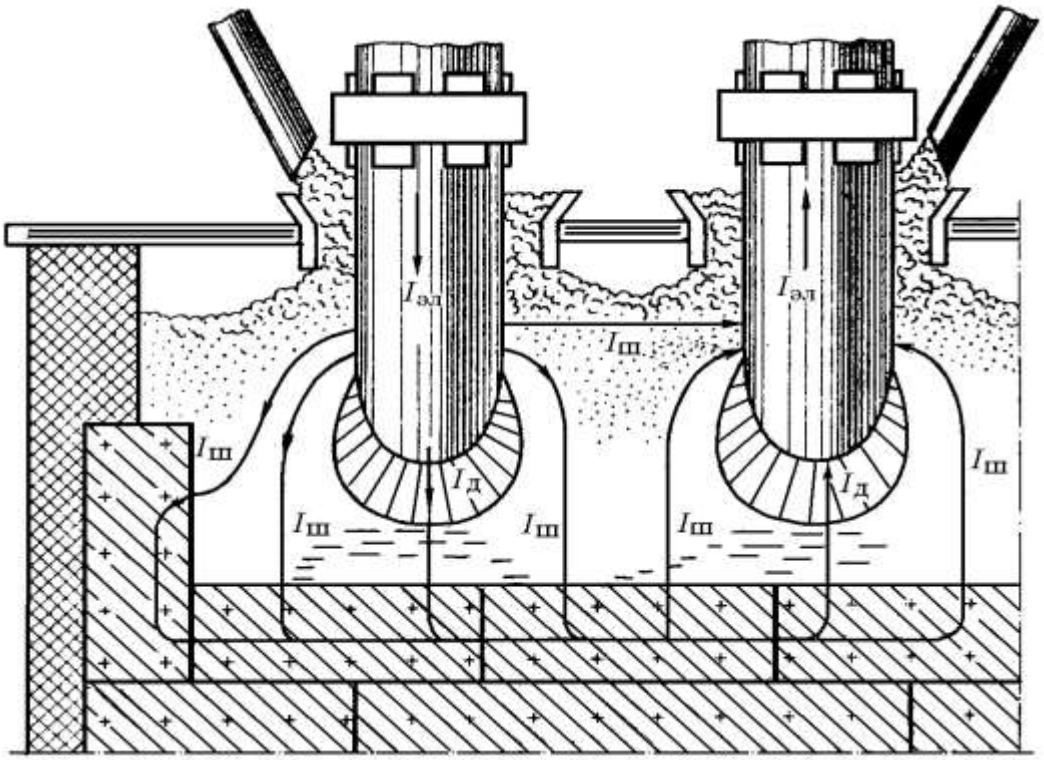


Рисунок 1.5 – Схема розподілу струму електрода $I_{ел}$ в ванні феросплавної печі

З поданої на рисунку 1.5 схеми розподілу струму електрода $I_{ел}$ видно, що частина струму проходить через дуговий розряд ($I_д$), а інша частина ($I_ш$) рухається через шихту на таких ділянках: електрод-шихта-електрод і електрод-шихта-футеровка ванни-шихта-електрод. До відповідних опорів належать: опір дуги $r_д$, опір розплаву $r_р$, що послідовно під’єднаний до $r_д$, а також опір шихти на ділянці електрод-шихта-

електрод ($r_ш$), який шунтує дугу за схемою трикутника, та опір електрод-шихта-футеровка-шихта-електрод за схемою зірки (також $r_ш$). Отже, провідність ванни ($1/r_в$), яка є оберненою величиною опору, визначається як сума провідностей її окремих ділянок: $1/r_в = 1 / (r_д + r_р) + 1 / r_ш$. Таким чином, на провідність ванни впливають різноманітні фактори, які необхідно враховувати як при проєктуванні печей, так і в процесі управління технологічним процесом. Окремо позначають такі основні параметри: повну робочу потужність трансформатора печі S (МВА), активну потужність печі, спожиту з мережі $P_а$ (МВт), корисну потужність ванни $P_м$ (МВт), втрати потужності $P_{е.п.}$ (МВт), коефіцієнт потужності cosφ та електричний к.к.д. $η_е$. Відомі аналітичні залежності цих величин від струму електрода $I_{ел}$ (кА) дозволяють обчислювати точні величини електричних характеристик, а також будувати графічну залежність цих параметрів від струму (рис. 1.6).

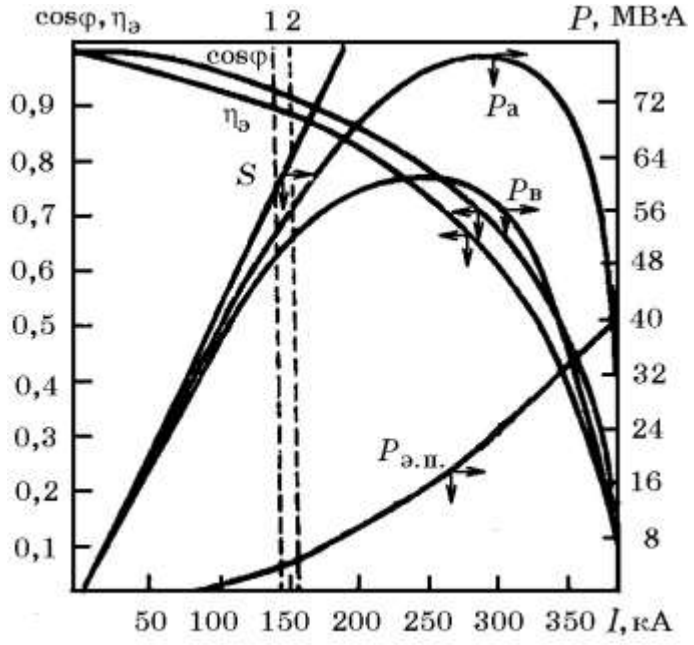


Рисунок 1.6 – Зміна електричних характеристик в залежності від струму електрода феросплавної печі РКЗ-63 з встановленою потужністю пічного трансформатора 81 МВ × А при виплавці феросиліцію ФС45 і ФС65

Оскільки електричні та геометричні параметри кожної рудновідновної печі, зокрема й феросиліцієвої, взаємопов’язані, одним із важливих чинників, за допомогою якого персонал може регулювати хід процесу, є глибина посадки електродів. Їх

положення залежить від таких змін, як перемикання ступенів напруги чи коригування складу шихти. Надлишок вуглецевого відновника зменшує електричний опір ванни, що призводить до меншого занурення електродів у шихту. У випадку нестачі відновника спостерігається підвищення електричного опору ванни, через що електроди опускаються нижче, тобто їх глибина посадки зростає. Значне відхилення глибини занурення електродів від оптимального рівня свідчить про порушення нормального функціонування печі. У таких ситуаціях необхідно терміново вживати заходів для коригування ходу роботи шляхом зміни складу шихти або регулювання ступеня напруги.

Шихта подається в піч через труботічки, використовуючи воронки навколо електродів. У печах із закритим склепінням таке завантаження супроводжується уловлюванням колошникових газів (до 90% CO), тоді як на відкритих печах застосовується завантажувальна машина.

Склад і властивості шлаків. Виплавка феросиліцію належить до безшлакового процесу, адже кількість шлаку (з переважно силікатною основою) становить лише 3-5%. Проте робота печі і випуск феросиліцію зі шлаком через один канал ускладнюються через зміну складу шлаку. Шлаки мають гетерогенну фазу, що включає силікатну основу (48-50% SiO_2, 20-25% Al_2O_3, 15-18% CaO), карбід кремнію (10-15%) та вкраплення феросиліцію. Силікатна фаза утворюється з кремнезему кварциту і домішкових оксидів (Al_2O_3, CaO, MgO), які містяться в кварці та золі коксу. Карбід кремнію є проміжною сполукою у процесі відновлення кремнію кварциту за допомогою вуглецю. Для покращення технологічних властивостей, особливо для підвищення плинності шлаку, до шихти періодично додають вапняк. Це сприяє очищенню ванни печі від щільного гетерогенного шлаку.

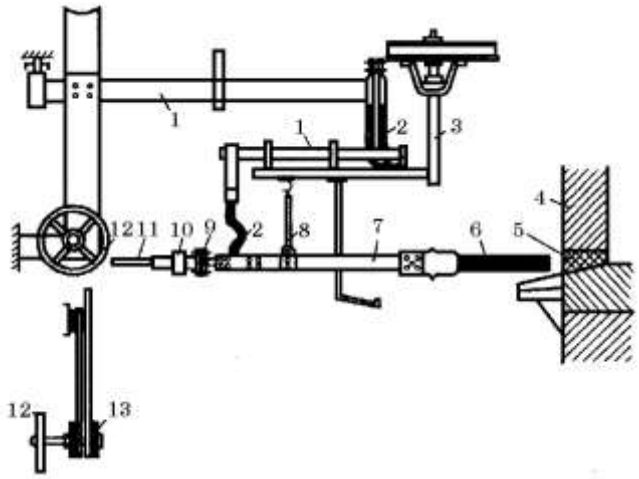
Технологія випуску і розливання феросиліцію. Продукти відновлювальної плавки, такі як феросиліцій та шлак (у кількості 3-5% від маси сплаву), випускаються з печі через один льоточний отвір, який називається леткою. Після закінчення попередньої плавки отвір закривається спеціальною льоточною масою. Ця маса, відома як "конус", виготовлена з вогнетривкої глини (50% SiO_2, 35% Al_2O_3, 1,5% TiO_2, 0,5%

CaO та решта H_2O) із додаванням дрібного коксу або матеріалу, який має властивість коксуватися.

У період між двома випусками феросиліцію льоточна маса (конус) обпалюється. Для її відкриття застосовується пристрій електропропалювання, за допомогою якого конус плавиться (пропалюється). Діаметр льоточного отвору повинен становити 120-160 мм для забезпечення ефективного виходу феросиліцію та шлаків. Після завершення випуску отвір очищають від шлакових залишків і знову закривають льоточною масою.

Кількість випусків феросиліцію визначається питомою витратою електроенергії на одну тонну виробленого сплаву. Цей показник залежить від марки феросиліцію.

Марка феросиліцію	ФС20	ФС25	ФС45	ФС65	ФС75
Питома витрата електроенергії, кВт·год/т	2180	2820	4700-5200	7500-8000	8800-9500
Кількість випусків за зміну (8 год)	6-8	6-8	5-6	4-5	4-5

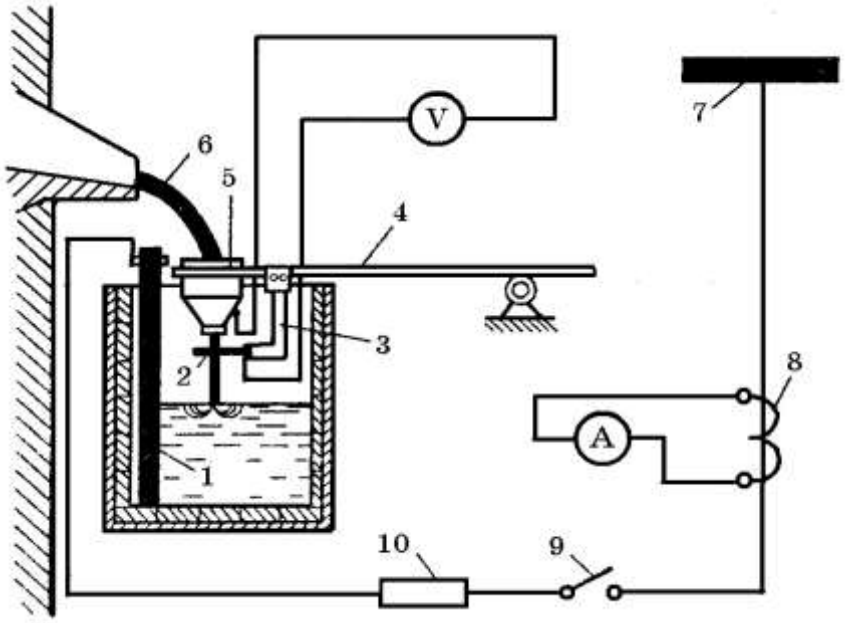


1 - одна з фаз шини; 2 - гнучкий кабель; 3 - кронштейн; 4 - вуглецева футерування; 5 - річка; 6 - електрод для пропалювання льотки; 7 - електродотримачі; 8 - підвіска електродотримача; 9 - противагу; 10 - затискач; 11 - рукоятка; 12 - штурвал; 13 - шунт, підключений до однієї з фаз електропечі

Рисунок 1.7 – Схема пристрою для пропалювання льотки

Питомий електроопір феросиліцію (рідкого). Для визначення параметрів роботи електричних схем феросиліцієвих печей і вибору оптимальних режимів виплавки важливу роль відіграють дані про питомий електроопір (ПЕО) рідкого феросиліцію різних марок. Характерною особливістю промислового феросиліцію є його відмінність за складом домішкових елементів (Al, Ca, Ti, Mn, Cr, Mg, P, As, S, C) порівняно з модельними залізокремнієвими сплавами, які зазвичай використовуються для експериментального визначення ПЕО рідких і твердих бінарних сплавів системи залізо-кремній.

Величини ПЕО феросиліцію були безпосередньо виміряні під час його випуску з печі згідно з методикою І.Т. Жердєва. Вимірювання проводилися у промислових умовах на струмені рідкого феросиліцію в момент його вільного витікання через льотку ванни печі та проходження крізь проміжний графітовий тигель-воронку (рис. 1.8).



1 - графітований стрижень; 2 - кільцевий графітований електрод; 3 - кронштейн, виконаний зі сталевої труби, в яку вставлений графітований електрод;
4 - штанга-тримач графітованої воронки; 5 - графітована воронка; 6 - струмінь випускається з ванни печі феросиліцію; 7 - шина для підключення апарату пропалювання льотки; 8 - трансформатор струму; 9 - розмикач; 10 - ящик опору

Рисунок 1.8 – Принципова схема електричного кола для вимірювання електропровідності рідкого феросиліцію

Вимір питомого УЕС струменя (r) рідкого феросиліцію, що витікає з ванни печі по жолобу в ківш. Схема пристрою для виміру УЕС рідкого феросиліцію представлена на рис. 1.8. Величина r розрахована за формулою:

$$\rho = \frac{\Delta U \cdot S_{ср}}{L_н I}$$

де ΔU - падіння напруги по довжині ділянки, В; I - струм, що протікає по струменю, А; $S_{ср}$ - середнє перетин струменя рідкого феросиліцію; $L_н$ - довжина ділянки струменя.

Середня величина УЕС в інтервалі 1700-1720°С для феросиліцію різних марок склала:

Марка ферросилиция	ФС25	ФС45	ФС75
ρ, Ом·м	$21{,}7 \cdot 10^{-8}$	$25{,}5 \cdot 10^{-8}$	$30{,}6 \cdot 10^{-8}$

Футеровка ковшів. Феросиліцій разом зі шлаком випускають через одну литкову систему у футеровані ковші. Для футеровки використовують вогнетривку цеглу (шамот із вмістом 38-40% Al_2O_3 та 50-55% SiO_2) або наливні кремнеземисті маси. Один із заводів застосовує масу, складену з кремнеземистого заповнювача, розчину силікату натрію (рідке скло), беліта та води. Хімічний склад беліта (торгова марка "укр-беліт") представлений такими показниками: 40-70% CaO, до 30% SiO_2, 3-10% Al_2O_3, 2-10% Fe_2O_3, 0.5% Cr_2O_3. Інші оксиди (MgO, MnO, P_2O_5) і сульфіди повинні відповідати нормам 7-20% згідно з ТУ У-13422659-11-99.

Виготовлення ковшів із наливною футеровкою здійснюється таким чином: на футеровану цеглою основу ковша встановлюються стовпчики з цегли марки ШАК-5 (4 стовпчики по 2 цеглини на плашку). Далі всередину розташовується спеціальний шаблон, що фіксується за допомогою струбцин. У проміжок між зовнішнім кожухом ковша та шаблоном (шириною 150-200 мм) подається заздалегідь підготовлена суміш компонентів.

Розливні феросиліцієві ковші цеху №4 ПАТ «ЗФЗ» мають наступні параметри: верхній діаметр 2200 мм, нижній — 1550 мм, товщина основи — 265 мм, товщина стінок — 178 мм.

Розливка феросиліцію. Феросиліцій розливають на конвеєрних машинах стрічкового типу (табл. 1.14) .

Таблиця 1.14 – Технічна характеристика машин для розливання феросиліцію різних марок

Найменування показників	Однострічкові довжиною, м		Двострічкові довжиною 40 м
	40	70	
Продуктивність машини, т/год:			
ФС75	24,6	14	49,2
ФС70			
ФС65			
ФС45	16,3	23	32,6
ФС25, ФС20	39	31	78
Маса злитка сплаву однієї виливниці, кг			
ФС75	35	38	35
ФС70			
ФС65			
ФС45	45	62	45
ФС25, ФС20	55	82	55
Швидкість руху конвеєрної стрічки, м/с	5…0,02	5…0,02	
Витрата води на охолодження мульд, $м^3$/год	65	81	130
Маса машини без металоконструкцій, т	107,9	255,7	207,85
Кількість чавунних виливниць, шт..	210	363	2х210
Потужність двигуна, кВт	12	18,9	85

Для прискорення охолодження злитків феросиліцію їх обприскують водою на розливних машинах. На рисунках 1.9 і 1.10 наведено температури плавлення (ліквідус) і кристалізації (солідус) промислового феросиліцію марок ФС45, ФС65 і ФС70, визначені за допомогою методу диференціальної скануючої калориметрії (ДСК). Порівняння отриманих даних із температурою фазового переходу "тверде - рідке" на діаграмі рівноважного стану системи Fe-Si (рис. 1.11) засвідчує близькість значень температур плавлення (кристалізації) для промислового феросиліцію та модельних сплавів цієї системи.

Температура випуску висококремнистого феросиліцію з печі становить 1650–1750°С, а температура початку кристалізації зазвичай знаходиться в межах 1160–1170°С. Для зниження температури сплаву та створення умов, що сприяють спливанню частини шлаку, феросиліцій перед розливанням витримується певний час у ковші.

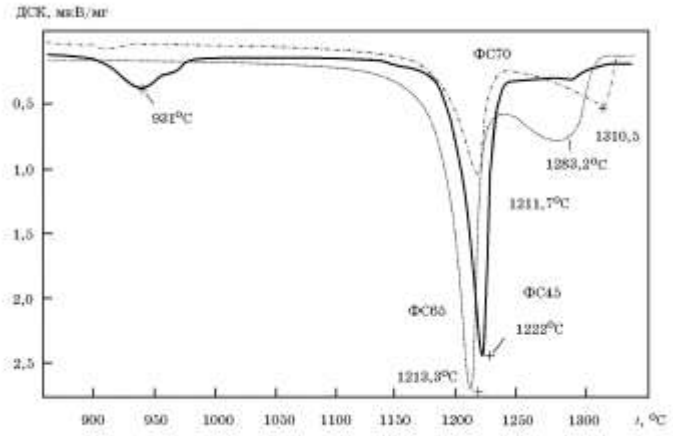


Рисунок 1.9 – Порівняльні криві ДСК сплавів ФС45, ФС65, ФС70 (нагрів)

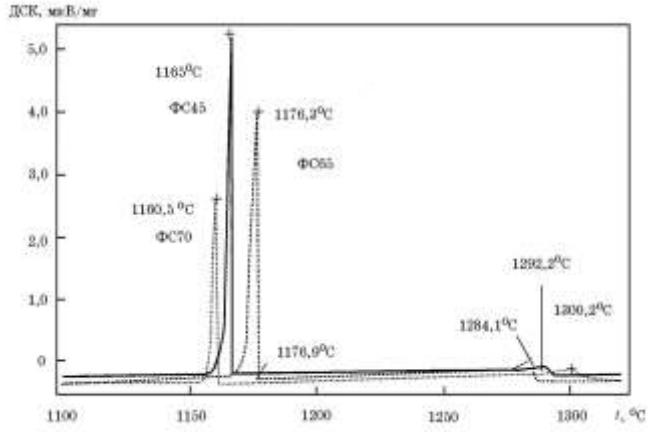


Рисунок 1.10 – Порівняльні криві ДСК сплавів ФС45, ФС65, ФС70 (охолодження)

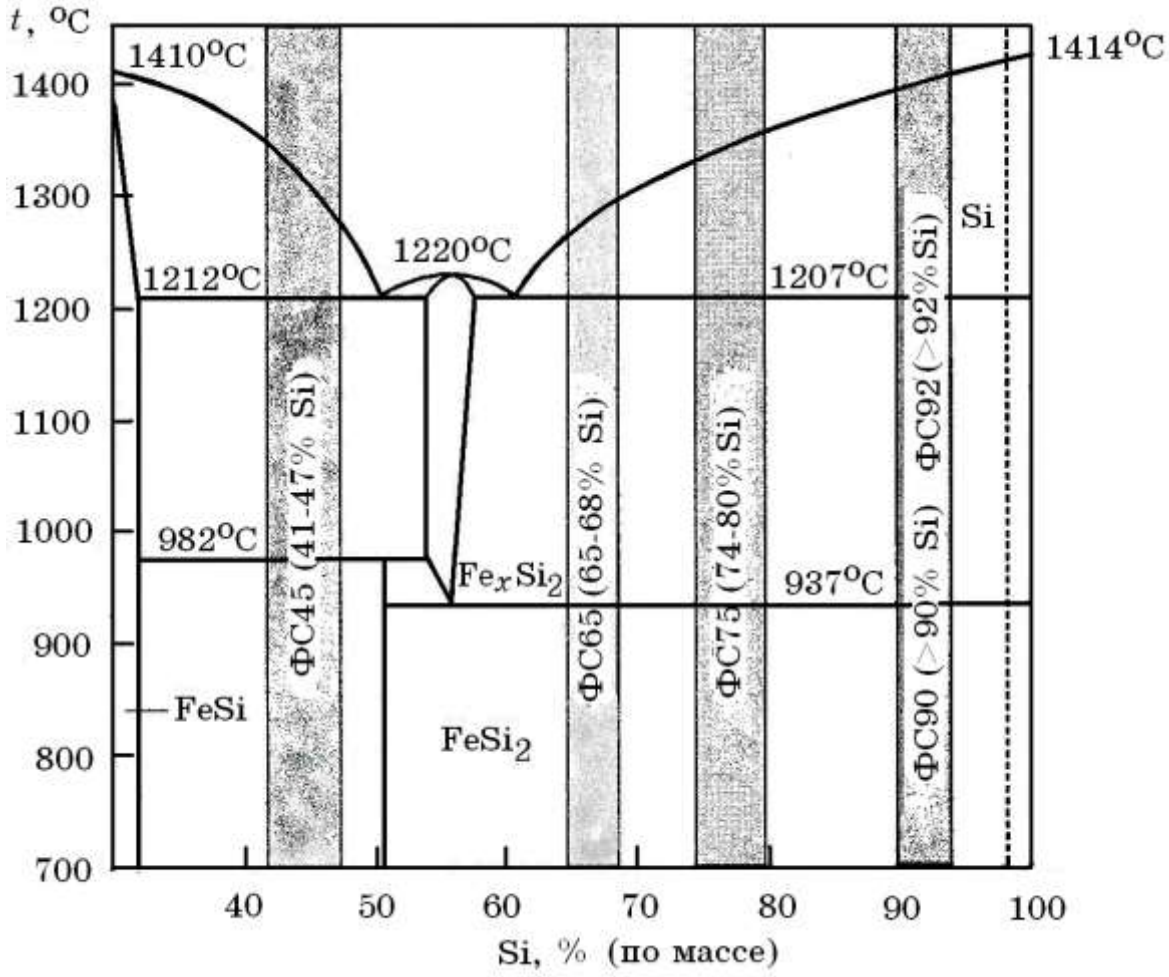


Рисунок 1.11 – Температури солідус і ліквідус промислових висококремністих марок феросиліцію

Рафінування феросиліцію від алюмінію. Відповідно до міжнародного стандарту ГОСТ 1415-93, вміст алюмінію у високо-кремнистому феросиліцію марки ФС70А1 не повинен перевищувати 1%. За попереднім стандартом ГОСТ 1415-78, а також згідно із нормативними документами закордонних виробників, вміст алюмінію у феросиліції ФС75(е), який використовується у виробництві електротехнічної сталі, не мав перевищувати 0,1%. Для феросиліцію марки ФС75(л), призначеного для ливарної сталі, допустима межа становить не більше 1,5%.

Однак практика промислового виробництва феросиліцію з використанням кварциту та металургійного коксу демонструє, що фактичний вміст алюмінію у феросиліції марок ФС65, ФС70 і ФС75 часто перевищує 1,5% і коливається в межах 1,8–2,5%.

Зважаючи на експортну орієнтацію виробництва феросиліцію та високі вимоги до його якості на внутрішньому ринку, такий феросиліцій необхідно рафінувати для знижування вмісту алюмінію. У деяких випадках також рекомендується видалення інших домішок, таких як кальцій (Ca), титан (Ti) та хром (Cr).

Відомо два основні підходи до зниження рівня алюмінію у феросиліції. Методи першої групи передбачають рафінування розплавленого феросиліцію у дугових (рідше індукційних) електропечах за участі шлаку системи $CaO\text{-}SiO_2$, який поступово збагачується глиноземом у процесі окислення алюмінію відповідно до хімічної реакції.

$$\frac{4}{3}[Al]_{\text{ФС}} + (SiO_2)_{\text{шл}} = \frac{2}{3}(Al_2O_3) + [Si]_{\text{ФС}}.$$

Рівновага в системі «феросиліцій-шлак» досягається при встановленні стабільного балансу між вмістом алюмінію у сплаві і глинозему в шлаку потрійного складу $CaO\text{-}Al_2O_3\text{-}SiO_2$. Шлак, за своїм складом та температурою плавлення, належить до системи $SiO_2\text{-}CaO{\times}SiO_2\text{-}CaO{\times}Al_2O_3{\times}SiO_2$ (анортит). У процесі зниження концентрації алюмінію під час рафінування його активність також зменшується, що вимагає підтримання нижчого рівня вмісту Al_2O_3 у шлаку. Для отримання феросиліцію із вмістом алюмінію 0,1% проводять дво- або триразову обробку «свіжими» шлаковими сумішами.

Основні недоліки пічного методу рафінування (як позапічного, так і ковшового) полягають у втраті кремнію у вигляді SiO через утворення газів, а також у високій питомій витраті електроенергії, що становить 1400–1500 кВт·год/т. Рафінування феросиліцію з використанням дворазового нанесення шлаку дозволяє суттєво знизити вміст алюмінію, але водночас збільшуються втрати кремнію та зростає споживання електроенергії.

Методика рафінування феросиліцію другої групи базується на обробці рідкого феросиліцію шлакоутворювальними сумішами в ковші. Ці суміші зазвичай містять вапно, кварцовий пісок і, за потреби, розріджувальні добавки. Для інтенсифікації процесу використовується продувка розплаву газовими енергоносіями, зокрема повітрям, технічно чистим киснем, азотом або їх сумішами. Як шлакоутворювальні компоненти можуть застосовуватися вапно, кварцовий пісок, залізна руда та плавиковий шпат (CaF_2).

У ковші з цих компонентів формується шлак з окислювальними властивостями, головним чином спрямованими на видалення алюмінію. Водночас деякою мірою відбувається і часткове окиснення кремнію. Процес рафінування прискорюється завдяки продувці розплаву газами через занурену у ківш фурму. В якості рафінувального компонента часто використовується сидерит — карбонат заліза. Під час нагрівання сидерит термічно дисоціює за реакцією $FeCO_3 \rightarrow FeO + CO_2$. Утворений оксид заліза вступає в реакцію з алюмінієм у складі феросиліцію.

Газ CO_2, що виділяється при цьому, забезпечує додаткове перемішування розплаву і сприяє ефективності процесу. Більш суттєве видалення алюмінію досягається при одночасному використанні сидериту та плавикового шпату з повторним дво- або триразовим оновленням шлаку під час процесу рафінування.

Фракціонування злитків феросиліцію. Конкурентоспроможність феросиліцію, як і інших феросплавів на ринку феросплавної продукції, залежить не лише від відповідності регламентованим стандартам хімічного складу, але й від класу крупності (таблиця 1.15).

Таблиця 1.15 – Класи крупності феросиліцію по ДСТУ 4127-2002

Клас	Діапазон розмірів часток, мм	Підгратний продукт, % по масі		Надгратний продукт, % по масі
1	100-325	20	6	Жоден шматок не повинен перевищувати більше ніж в 1,5 рази встановленого діапазону розмірів в трьох або двох вимірах
2	75-200	20	6	
3	35-100	18	6	
4	10-75	18	7	
5	3,15-35	8		
6	3,15-10	10		
7	3,15-6,3	10		
8	Не більше 3,15	-		

У зв'язку з цим злитки феросиліцію, отримані методом машинного розливання, підлягають фракціонуванню шляхом дроблення та просіювання. У процесі цього утворюються дрібні фракції. Пористість злитків, а також наявність численних надлишкових фаз, що виділяються, призводять до зниження їхньої механічної міцності. Це явище додатково посилюється фазовим перетворенням $Fe_xSi_2 \rightarrow FeSi_2 + Si$. Експериментальні дослідження показали, що зі зростанням вмісту кремнію у феросиліцію, отриманому промисловим способом, від 25% до 90%, тимчасова стійкість до стискання ($\sigma_{сж}$) зменшується з 10,7 до 2,8 кг/мм² (див. табл. 1.16).

Таблиця 1.16 – Тимчасовий опір при стисненні і твердість зразків феросиліцію різних марок

Марка сплава	Вміст елементів, %			$\sigma_{сж}$, кг/мм²	Твердість, *HB*
	Si	C	P		
ФС25	26,3	0,28	0,04	10,7	420
ФС45	44,7	0,1	0,05	8,1	370
ФС65	66,3	0,1	0,05	5,0	350
ФС75	79,1	0,1	0,03	4,7	350
ФС90	89,7	0,1	0,03	2,8	320

У технологічних схемах виробництва феросиліцію передбачена стадія дроблення злитків та подальше сортування отриманого продукту на різні класи крупності. Дробильно-сортувальні комплекси у цехах є невід'ємним механіко-технологічним обладнанням, подібно до розливних машин.

Для забезпечення поділу феросиліцію за фракціями використовуються дробильно-сортувальні лінії, оснащені дробарками СМД-109 з розміром вихідної щілини

до 100 мм, а також грохотами типу НІТ-32н із двома ситами. Використання змінних сит на грохотах дозволяє отримати товарний продукт із заданим фракційним складом, відповідаючи зазначеним вище класам крупності.

У фракціонованому феросиліції наявність домішок Ca, Al, P і As у кількостях, що перевищують допустимі межі, може призводити до прискорення взаємодії надлишкових фаз із утворенням фосфіну (PH3) і арсину (AsH3). Відповідно до міжнародного стандарту ГОСТ 1415-93 «Феросиліцій», регламентовано допустимий рівень виділення цих сполук. Наприклад, згідно з попереднім стандартом ГОСТ 1415-78, гранично допустима концентрація (ГДК) арсину не повинна перевищувати 0,32 г/м³, а фосфіну — 0,1 г/м³.

Пил, що утворюється при подрібненні й сортуванні злитків феросиліцію, характеризується помірними фіброгенними властивостями. Гранично допустима концентрація (ГДК) кремнезему (в перерахунку на SiO_2) у повітрі робочої зони не повинна перевищувати 2 мг/м³.

Щільність феросиліцію. Через значну різницю у щільності заліза та кремнію спостерігається зворотна залежність між щільністю феросиліцію та вмістом у ньому кремнію. Цю закономірність активно використовують для оперативного визначення концентрації кремнію в умовах виробничих цехів феросиліцію. Метод базується на наступних етапах: пробу феросиліцію піддають дробленню, після чого відбирають фракцію 1–3 мм масою 100 г. Отриманий матеріал поміщають у мірну колбу з гасом, визначаючи його об'ємну щільність (см³/100 г). Виходячи з табличних даних, встановлюють вміст кремнію у партії сплаву.

На основі аналізу табличних даних, які застосовуються в експрес-лабораторіях феросиліцієвих цехів, вдалося визначити залежності між вмістом кремнію та об'ємною щільністю сплаву (см³/100 г) для різних марок феросиліцію.

ФС25 $[\%Si]_{ФС25} = 7{,}5878V_{ФС25} - 94724;$

ФС45 $[\%Si]_{ФС45} = 3{,}1335V_{ФС45} - 20{,}435;$

ФС65 $[\%Si]_{ФС65} = 2{,}0236V_{ФС65} - 85{,}586.$

Питомі витрати шихтових матеріалів і електроенергії. Наводимо питомі витрати матеріалів та електроенергії для виплавки феросиліцію в закритих електропечах різних марок:

Феросиліцій	ФС20	ФС25	ФС45	ФС65	ФС75
Витрата матеріалів, кг:					
кварцита	370	552	931	1568	1930
залізної стружки	810	780	658	343	250
коксика	200	280	438	720	845
елетродної маси	10	8	16	43,3	54
Витрата електроенерпгії ,кВт*ч/т	2100	2750	4800	7410	8800
Витяг кременію, %	94,3	98,5	98,2	92,1	91,8

Кускування дрібних фракцій феросиліцію. Некондиційні фракції феросиліцію можна перетворити в товарну продукцію за допомогою переплавки з початковою шихтою у феросиліцієвих печах, брикетування, обливань або переплавлення в дугових чи індукційних печах.

1.5 Вимоги до феросиліцію з високим вмістом кремнію

Основним типом високопроцентного феросиліцію, що використовується для легування крем'янистих електротехнічних сталей, є 75%-вий феросиліцій. Його типовий склад включає 77-78% Si, 0,1-0,3% Mn, 0,1-0,3% Cr, 0,1% C, 0,04% P, 0,01% S. Якщо не потрібно спеціального очищення від алюмінію, вміст цього елемента може становити від 1 до 2,3%.

У Норвегії отримують сплав із вмістом алюмінію 1,3-1,4%, у Великій Британії – до 4% Al (при менш ніж 0,2% C, Mn, Ti, P, S, Zr). В Італії пропонують сплав із вмістом кремнію 75-80% і алюмінію до 2%.

Водночас у виробництві трансформаторної сталі часто необхідне значне зниження вмісту алюмінію, титану та водню у феросиліції марки ФС75. У таких випадках висуваються суворіші вимоги щодо хімічного та гранулометричного складу сплаву. Зокрема, потрібні феросиліції підвищеної чистоти або з чітко визначеним вмістом окремих елементів. Для вакуумних пристроїв зазвичай використовується дрібнозернистий феросиліцій.

За даними Б. А. Баума, рідкий феросиліцій під час випуску і розливу містить у 3-6 разів більше водню порівняно зі станом після твердіння. Наприклад, у 65%-ному сплаві при випуску вміст водню становить 30-40 см³/100 г, а у 75%-ному – близько 70 см³/100 г. У твердих злитках сплаву ФС65 фіксується до 10 см³/100 г водню, а у ФС75 – близько 12 см³/100 г. За польськими дослідженнями, у 75%-ному феросиліції вміст водню коливається в діапазоні від 4 до 26 см³/100 г. У Чехії максимальний рівень водню та кисню відповідає сплавам із 70-75% Si.

Цілком очевидно, що вміст водню у 65%-ному сплаві є нижчим порівняно з 75%-ним і залежить від особливостей процесу випуску та розливу металу. Одним із джерел підвищеного рівня водню у сплаві вважають вапнякове покриття ливарних форм. Однак, на жаль, наразі відсутня обґрунтована стандартна методика для забору, зберігання та підготовки проб феросиліцію для достовірного визначення вмісту водню.

Згідно з даними заводу «Дніпроспецсталь», у сплаві ФС65 вміст водню становить від 10 до 32 см³ на 100 г. Відповідно до джерела [7], склад сплаву ФС75 включає 0,7–2,2% Al, 1,4% Ca, 0,06–0,16% Cr, 0,09% Ti, 0,09% C, 0,08% Co, 0,002% Cu і 0,001% As.

К. М. Шварев виявив, що з часом рівень водню збільшується: за 20 °C вміст водню у 65%-му феросиліції зростає з 10 см³ на 100 г за добу до 20 см³ на 100 г через чотири доби; для 75%-го сплаву цей показник змінюється з 20 см³ на 100 г за добу до 47 см³ на 100 г через чотири доби. За температури 700 °C для ФС65 виділення водню становить 4 см³ на 100 г за 20 хвилин і 6 см³ на 100 г за 30 хвилин, тоді як для ФС75 – відповідно 10 і 14 см³ на 100 г.

З метою зниження вмісту алюмінію (та кальцію) в сплаві й мінімізації втрат магнітних властивостей електротехнічної сталі все частіше застосовують хлорування у ковші з рідким 75%-м феросиліцієм. Після рафінування хлором вміст алюмінію знижується до рівня 0,01–0,03%, титану – до 0,16%, а марганцю – до 0,15%.

У звичайному сплаві вміст кисню становить менше ніж 0,02%, а азоту – менше ніж 0,01%. Склад кальцію коливається у доволі широких межах – від 0,1 до 1,6%.

За даними Крейза, у складі неметалічних включень у 75%-му феросиліції виявлено від 0,2 до 1,2% домішок (що залежить від кількості алюмінію в сплаві): 73–78% SiO_2, 15–20% Al_2O_3 і 3,5–7% FeO. Водночас Самарін із колегами зазначав, що вміст неметалічних включень становить від 0,03 до 0,42%. Серед них виділяються інтерметалідні фази: 64–55% Si, 36–45% Fe і близько 5% Al. Оксиди також розподіляються наступним чином: на 22% це корунд (Al_2O_3), тоді як решту (78%) становлять алюмосилікати із таким складом: 48% SiO_2, 41% FeO та 13% Al_2O_3. Вуглець знайдено у вигляді карбіду кремнію (0,3% SiC).

У 60-х роках знову розглянули можливість заміни 75%-го феросиліцію в деяких випадках сплавом, що містить приблизно 65% Si. На замовлення ASTM (США) були визначені допустимі межі тринадцяти домішкових елементів для цього сплаву. Еспелунд досліджував розпад промислових сплавів із вмістом 50-70% Si, 0,5-3,0% Al, 0,1-1,0% Ca, 0,01-0,03% P. На його думку, розпад високотемпературного лебоїту сповільнюється завдяки додаванню алюмінію, тоді як кальцій частково розчиняється у лебоїті (або $FeSi_2$) і частково утворює силіцид $CaSi_2$.

Згідно з дослідженнями В. С. Ігнатьєва та інших, алюміній входить до складу лебоїту. У роботі зазначається, що при відливанні злитків висотою 100 мм і шириною 80 мм ліквація кремнію може досягати 10% (абсолютне значення), що збільшує ризик руйнування злитків. Однак, при двошаровому розливі рівень ліквації знижується вдвоє.

З метою запобігання ліквації та подальшому руйнуванню 75%-го феросиліцію норвезька компанія «Оркла Грубе» почала застосовувати метод розливу металу у виливниці, вкрите шаром феросиліцієвих куль діаметром 100 мм. У свою чергу, на шведських підприємствах сплав відливали у вигляді тонких шарів на підстилку з дрібного феросиліцію.

Практичний досвід довів необґрунтованість побоювань щодо руйнування 65%-го феросиліцію. За даними Нікітіна Ю. І. та інших дослідників, найбільш міцним є феросиліцій із вмістом 53-57% Si. Слід також відзначити, що, за інформацією з джерела, межі гомогенності високотемпературного лебоїту у чистій системі Fe-Si

визначаються максимальною температурою плавлення (ліквідус), яка відповідає вмісту кремнію 70,8% у атомному вимірі, або 54,9% у масовому вираженні.

1.6 Техніко-економічні показники виробництва феросиліцію

У структурі собівартості виробництва феросиліцію ключову роль відіграє споживання електроенергії, частка якої може становити до 40% і більше від загальних витрат. Таким чином, одним із головних техніко-економічних показників у виробництві феросиліцію та кремнію є рівень питомої витрати електроенергії.

Таблиця 1.17 – Витрата матеріалів на виробництво феросиліцію

Марка сплавів	Типи печей	Витрата на1 базову тонну, кг					
		кварцит	Залізна стружка	Коксик	Нафтовий кокс	Деревне вугілля	Електродна маса
ФС18	Закриті	370	810	200	-	-	10
ФС25	Закриті	520	780	280	-	-	8
ФС45	Відкриті	1015	560	485	-	-	19
	Закриті	1050	590	475	-	-	16
ФС65	Відкриті	1520	325	670	-	-	45
	Закриті	1600	370	750	-	-	40
ФС75	Відкриті	1785	223	840	-	-	54
	Закриті	1930	250	845	-	-	54
ФС90	Відкриті	2600	20	1200	-	-	48
Кристалічний кремній	Відкриті	2950	-	-	275	1450	90

Його обчислюють з розрахунку на базову тонну, тобто в еквіваленті тонни FeSi з нормативним вмістом основного елемента, який, наприклад, для ФС 45 і ФС 75 становить відповідно 45% і 75%. Для сплаву ФС 45 споживання електроенергії складає 16,2–17,28 ГДж (4500–4800 кВт·год), для ФС 75 — 29,88–31,32 ГДж (8300–8700 кВт·год), а для ФС 90 — 45 ГДж (12 500 кВт·год). Норми витрати сировини та допоміжних матеріалів при виробництві феросиліцію та інших кремнієвих сплавів наведені нижче.

1.7 Технології виплавки феросиліцію

Найважливішими факторами, що впливають на вибір способу та технології виробництва, є хімічний склад феросплавів і техніко-економічні показники процесу.

Історичний розвиток технологій виробництва феросплавів та технічно чистих металів визначив основні методи вилучення елементів із руд і концентратів, які залишаються актуальними й сьогодні: 1) електротермічний; 2) металотермічний; 3) доменний; 4) електролітичний.

Електротермічні методи реалізуються в енергетичних установках, призначених для перетворення електричної енергії в теплову, яка використовується для відновлення, плавлення, нагрівання металів і сплавів, а також їх рафінування. Залежно від методу роботи, електротермічне виробництво феросплавів може бути як періодичним, так і безперервним, із відкритим або закритим колошником.

Суть електротермічних методів полягає у використанні дугових електричних печей, у яких тепло генерується при проходженні струму через газовий проміжок та шихтові матеріали, що мають високий електричний опір. Ці процеси відзначаються здатністю досягати високих температур у зоні горіння електричних дуг, хімічною нейтральністю джерел тепла, можливістю проведення процесів з будь-яким складом газової фази (відновлювальної, окислювальної, нейтральної) і навіть у вакуумі. Крім того, ці методи забезпечують легке та швидке регулювання потужності обладнання з можливістю його повної автоматизації.

Металотермічний спосіб. Засновано на використанні теплової енергії хімічних реакцій відновлення оксидів за допомогою алюмінію, кремнію або кальцію. Такі процеси можуть здійснюватися без застосування електричної енергії, хоча в останні роки більшість технологій передбачають попереднє плавлення шихти (оксидів) у дугових електричних печах. Це сприяє інтенсифікації процесу, економії дорогих відновників і більш ефективному вилученню необхідних елементів із шихти в метал. Феросплави, метали та різноманітні сплави, отримані методом металотермії, характеризуються низьким вмістом вуглецю та інших домішок. До того ж цей метод дозволяє легко отримувати сплави з низьким вмістом заліза на основі таких металів, як

хром, титан, нікель тощо. Процеси виплавки забезпечують високу ефективність вилучення корисних елементів, а також потребують відносно невеликих капіталовкладень у будівництво цехів і необхідного обладнання.

Металотермічним методом можна отримати кілька десятків видів феросплавів та сплавів. Для цього використовуються різноманітні технологічні підходи: позапічне плавлення у формі блоку, плавлення з випуском шлаків і металу, електропічний процес із попереднім розплавленням оксидів і флюсів, металотермічне переплавлення тощо. Цей метод також дозволяє ефективніше використовувати відвальні шлаки у виробництві вогнетривких матеріалів, сталеплавильній та будівельній галузях промисловості. Водночас варто зазначити, що металотермічний процес не підходить для отримання феросиліцію марки ФС 65.

Електролітичні методи ґрунтуються на процесі електролізу водних розчинів або розплавів солей і слугують для отримання металів високого ступеня чистоти. Проте такі способи потребують значних обсягів електроенергії, а також використання виключно високоякісних вихідних матеріалів.

Процес доменного виробництва вперше дозволив отримувати необхідні феросплави (із вмістом марганцю, кремнію та хрому), але він має ряд недоліків. Зокрема, для його здійснення потрібна велика кількість високоякісного коксу, а отримані сплави містять значну частку вуглецю. Іншим недоліком є складність досягнення високих температур через значне утворення газів і втрати тепла разом із ними. Останнім часом були розроблені спеціальні методи виробництва феросплавів у вакуумних електропечах опору, індукційних печах та конвертерах. Ці методи дозволяють отримувати сплави з особливо низьким вмістом вуглецю (у межах 0.03-0.01% або навіть менше), а також із мінімальним вмістом кисню, водню, неметалевих включень і з азотованими складниками, такими як хром, марганець, ванадій тощо.

Феросплавні технології включають два основних типи процесів: безперервні та періодичні. Безперервні процеси відрізняються тим, що шихта безперервно завантажується у рудовідновні електропечі з герметичним колошником, а випуск феросплавів і шлаків здійснюється періодично або безупинно. Рівень шихти в печі підтримується постійним, електроди залишаються зануреними у матеріал, а метал і шлаки

виводяться за необхідності. У таких процесах застосовуються електропечі великої потужності (від 16,5 до 75 МВА), а як відновник використовують вуглецеві матеріали.

У безперервних процесах рівень шихти біля колошника залишається стабільним. По мірі опускання матеріалу її підсипають, при цьому вона розташовується конусом довкола електродів. Верхній рівень цього конуса знаходиться на висоті 0,3–0,5 м вище основного рівня шихти на периферії колошника. У герметичних печах шихта завантажується між електродами. Під час роботи печі внаслідок відновлення оксидів шихти вуглецем виділяється значна кількість монооксиду вуглецю (CO), концентрація якого у газовій фазі становить 80–95%. У результаті локалізованого виходу газів можуть утворюватися так звані «свіщі», які оперативно засипають свіжим шаром шихти.

В роботі печей із закритим колошником струм проходить через дуговий розряд і підключений до нього опір металевої ванни. Частина струму від верхівки електрода переноситься по бічній поверхні через провідний шар шихти. При цьому дуговий розряд отримує значний розвиток, що забезпечує високу концентрацію теплової енергії і необхідні температурні умови для оптимізації відновлювальних процесів.

Розміри газової порожнини, що утворюється навколо нижньої (робочої) частини електрода, залежать від розподілу електричного струму між шихтою та електричною дугою. Чим менший електричний опір шихти, тим більше струму проходить через неї, з'єднуючи електроди печі (у випадку триелектродної конструкції), вуглецеві блоки у стінах печі, розплави шлаків та металу, які знаходяться на подині печі. Електричний опір шихти визначається вмістом у ній вуглецевого відновника, його електричними властивостями, а також температурою і кількістю рідкої фази.

Оксидна частина шихти складається з простих або складних мінералів, кожен із яких має свою температуру плавлення. Простий мінерал представлений кристалічною структурою одного оксиду, наприклад, SiO_2, тоді як складний – це хімічна сполука двох або більше оксидів різних елементів. Зі зростанням температури плавлення мінералів шихти та зі зменшенням кількості рідкої фази (за незмінного масо-

вого співвідношення вуглецевого відновника та оксидів) більша частина електричного струму проходить через електричну дугу, утворюючи газову порожнину біля електрода. Через те, що різні мінерали оксидної частини мають індивідуальні температури плавлення, рідка оксидна фаза (шлаки) формується передусім у найгарячіших шарах шихти, переважно в її нижніх горизонтах. Це сприяє активному утворенню газових порожнин під електродами.

Продукти хімічних реакцій – розплавлений метал – накопичуються на подині печі за умови, що його щільність перевищує щільність оксидного розплаву. Випуск феросплавів із печі зазвичай здійснюється періодично через кожні 1-1,5 години. Цей процес забезпечує стабільну роботу печі із підтримкою низького занурення електродів у шихту. Завдяки цьому відновлені елементи лише короткий час контактують із газовою фазою, а вторинне утворення карбідів через окиснення уже відновлених елементів монооксидом вуглецю зводиться до мінімуму.

Температурні показники оксидного та металевого розплаву в печі прямо визначаються температурою плавлення шихти. Практично вся додаткова енергія витрачається на фізико-хімічні процеси плавлення і відновлення.

Безперервний характер процесу дозволяє максимально раціонально використовувати теплову енергію, яка надходить до ванни печі разом з електричним струмом. Розплав металів і оксидів постійно прикритий шаром шихти, тому втрати тепла через відкриту поверхню практично виключені. Частина тепла відхідних газів використовується для підігрівання шихтових матеріалів. Під час цього у шихті відбувається видалення летких речовин, гідратної та гігроскопічної вологи, а також запускаються процеси відновлення оксидів у твердих фазах. Додаткове тепло сприяє перебігу ендотермічних реакцій на поверхні вуглецевого відновника при контакті з конденсованими й газоподібними оксидами елементів.

Безперервні процеси виконуються переважно у герметичних закритих печах, оснащених склепінням, яке забезпечує вилучення та очищення відхідних газів (85–90% CO). Колошниковий газ, що має високу теплотворну здатність, може використовуватися як паливо або відновний газ для нагрівання та попереднього відновлення

шихтових матеріалів в окремих агрегатах (зазвичай у трубчастих печах), а також для випалу вапняку чи отримання хімічних продуктів.

Періодичні процеси проводяться у печах, які використовуються здебільшого для виготовлення рафінованих сплавів. У таких процесах застосовується визначена кількість шихтових матеріалів, потрібних для однієї плавки. Завантажена шихта повністю розплавляється з подальшим відновленням оксидів провідних елементів.

На основі зібраних даних і проведеного аналізу в роботі обрано електротермічний метод виробництва феросиліцію марки ФС 90 у закритих електродугових печах із обертовою ванною. Цей підхід дозволяє отримати висококремнистий феросиліцій найкращої якості.

Процес є безперервним із закритим колошником — шихта додається у піч поступово, у міру її плавлення, що забезпечує стабільний рівень матеріалів у печі. Використання цього методу дозволяє підвищити продуктивність печі на 3–5%, зменшити витрати електроенергії на 200–300 кВт·год/тонну, а також підвищити коефіцієнт потужності cos φ на 3,1–5,4%. Газ, що виділяється із закритих печей, містить від 0,01 до 0,1 кг/м³ твердих часток. Після очистки кількість пилу в газі зменшується до 0,01–0,03 г/м³.

Цей метод є найбільш економічно вигідним та екологічно безпечним способом виробництва феросиліцію марки ФС 90.

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

2.1 Характеристика і розрахунок рудовідновної печі

На Запорізькому феросплавному заводі для безперервного виробництва феросиліцію марки ФС 90 використовують печі типу РКЗ-21. Конструктивні особливості цих печей включають:

- наявність водоохолоджуваного склепіння та системи газоочищення;
- механізм обертання ванни;
- пневматичний механізм перепуску електродів;
- гідравлічну систему підйому електродів.

Піч РКЗ-21 оснащена закритим водоохолоджуваним склепінням та механізмом обертання ванни, що дає можливість забезпечити більш рівномірний розподіл фізико-хімічних процесів по всій площині ванни. Крім того, це покращує довговічність футеровки печі.

Виплавка кремнію та його сплавів у печах з обертовою ванною має низку технологічних особливостей. У таких умовах змінюється конфігурація робочого простору печі. Об’єм газової порожнини під електроди суттєво зменшується — у три-чотири рази порівняно з печами з нерухомою ванною. Формування газової порожнини відбувається переважно зі сторони, що набігає до електрода, тоді як зі сторони, що збігає, її або немає зовсім, або вона слабко розвинена.

Асиметрія газової порожнини пояснюється тим, що газовий розряд зміщується до сторони, яка набігає на електрод. Це пов’язано з підвищенням електродинамічної сили внаслідок збільшення щільності струму в шихті до 0,7–0,9 А/см² на набігаючій стороні — показник у три рази більший за щільність струму на стороні, що збігає. Якщо частота обертання ванни зменшується, це призводить до меншого ущільнення шихти на набігаючій стороні електрода, і газова порожнина починає розвиватися також зі сторони, що збігає.

Обертання ванни сприяє своєрідному "розпушенню" шихти нерухомими електродами, що вдвічі збільшує активну зону. Піч ефективно приймає шихту, а глибока посадка електродів дозволяє мінімізувати втрати кремнію через виліт, завдяки чому

всі техніко-економічні показники виробничого процесу значно покращуються.

Більш глибоке занурення електродів та рівномірне прогрівання всієї площі поду печі забезпечують якісніше видалення шлаків і руйнування карбідів. Це сприяє оптимізації ходу технологічного процесу й подовженню строку експлуатації печі.

Особливо важливим є правильний вибір режиму обертання ванни. Занадто висока частота обертання може призвести до порушення стабільної роботи колошника, нестійкого положення електродів, ускладнення функціонування льотки. У результаті це негативно впливає на техніко-економічні показники виробництва. Однак і надто низька частота обертання може звести нанівець бажаний ефект перемішування.

Завантаження шихти у закриті печі відбувається повністю механізовано. У таких пристроях також знижується реактивний опір короткої мережі, що позитивно позначається на її довговічності, адже елементи працюють за значно нижчої температури, ніж у відкритих печах. Завдяки цьому поліпшуються електричні характеристики печі.

Параметри ванни феросплавної печі, зокрема внутрішній діаметр, обираються, враховуючи діаметр електродів, зону їхньої дії (розпаду) та припустимий зазор між електродами й футеруванням. Ці величини залежать від характеру виплавлюваного сплаву.

Шихту до закритих печей подають з бункерів за допомогою завантажувальних труб — безпосередньо в піч або через завантажувальні лійки, розташовані у склепінні.

Електроди комплектуються ущільнювачами, встановленими на склепінні з вогнетривкого бетону. Сама конструкція склепіння має пісковий затвор і підтримується спеціальними опорами. Під час повороту корпуса печі склепіння залишається нерухомим у піднятому положенні. Газо- й пиловідвід організовано через трубу, яка з’єднана із системами охолодження та очищення. У середині печі підтримується невеликий надлишковий тиск. Готовий сплав виводиться через жолоби. Конструкція передбачає два випускні отвори та два жолоби, розташовані під кутом 80°.

2.2 Характеристика вузлів та агрегатів

Основними елементами конструкції феросплавної печі є:

а) ванна печі;

б) механізм обертання ванни;

в) склепіння печі;

г) система охолодження;

д) електроди й електродотримачі;

е) система газоочищення.

Під час виплавки феросиліцію доцільно використовувати механізм обертання ванни печі. Найбільш оптимальні результати досягаються при обертанні ванни з частотою один оберт кожні 50–70 годин. Це сприяє покращенню руху шихти, особливо з боку, що прилягає до електрода, де завантажується основна маса шихтового матеріалу.

Механізм обертання печі складається з електроприводу, двох редукторів, відкритого конічного зачеплення, ходових кілець та центральної цапфи.

Склепіння феросплавної печі повинно забезпечувати повну герметичність простору під склепінням, оскільки газ, який утворюється під час рудовідновлення, містить близько 85% оксиду вуглецю (CO) і є високотоксичним та вибухонебезпечним. Щоб уникнути вибуху через підсмоктування повітря, піч повинна працювати з позитивним тиском під склепінням. Для запобігання витоку газу з-під склепіння використовуються піщані затвори для герметизації, вибухові клапани та спеціально встановлені газозабірні стакани.

Піч РКЗ-21 обладнана металевим водоохолоджуваним склепінням із вогнетривким покриттям. Склепіння має збірну конструкцію й складається з 10 підвісних водоохолоджуваних зварених плит та завантажувальних воронок, розташованих навколо електродів.

Плити підвішені до кришки парасолькового типу за допомогою ізольованих тяг із нержавіючої сталі діаметром 50 мм. Центральна плита поділена на три авто-

номні охолоджувальні секції і розміщена на торцях плит за допомогою водоохолоджуваних опор.

Матеріалом для плит є листова сталь Ст3 завтовшки 10 мм. Усередині плит знаходяться водоохолоджувані порожнини діаметром 50 мм. Секції центральної плити виготовлені з литої міді, охолодження здійснюється за допомогою мідних труб діаметром 60/30 мм, розташованих усередині секцій.

Для забезпечення міцності плити армуються штирями з дроту діаметром 8 мм. Самі штирі додатково обмотуються сталевим дротом діаметром 1 мм.

Нижню частину плит і воронок заливають вогнетривким бетоном, що складається з подрібненого шамоту (фракція 0–25 мм), ферохромового шлаку та рідкого скла у співвідношенні 2:2:1. Просушка конструкцій триває п’ять діб при температурі від 20 до 30 °С. Верхня частина плит виготовляється з бетону, сформованого із тонкоподрібненого кварциту та рідкого скла у пропорції 1:1.

У склепінні печі передбачено три отвори для встановлення електродів і завантаження шихти. У ці отвори монтують трисекційні завантажувальні воронки з вогнетривкого бетону, оснащені мідним водоохолоджуваним змійовиком. Для подачі шихти на ці воронки встановлюють бетонні або металеві обичайки. Крім того, у склепінні облаштовано дев’ять отворів для вибухових клапанів і два отвори для встановлення газозабірних стаканів.

Піч РКЗ-21 укомплектована електродами круглої форми. У ваннах круглих печей три електроди розміщені за вершинами рівностороннього трикутника. Самообпалюваний безперервний електрод складається зі сталевого кожуха та вуглецевої електродної маси.

Кожух електрода має циліндричну форму з діаметром 1200 мм і виготовляється з листової сталі товщиною до 4,5 мм (залежно від діаметра електрода). Сталь кожуха повинна відповідати ряду вимог: високі механічні властивості при різних температурах, добра електро- та теплопровідність, стійкість до окиснення в умовах газових середовищ за високих температур. Вона не повинна виділяти шкідливі домішки під час виплавлення феросплавів і має бути економічно вигідною. Найкращим матеріалом для цих цілей визнано якісну вуглецеву листову сталь.

Електродна маса, що завантажується в кожух, при температурах до 300–400 °С не викликає навуглецювання останнього, що означає відсутність негативного впливу на його механічні властивості протягом процесу формування електродів у печі. Однак при температурах, що перевищують 1000–1100 °С, спостерігається значне коксування сталевого кожуха, що змінює його фізико-механічні характеристики.

Питомі витрати електродів та споживання електродної маси під час виплавлення різних марок феросиліцію наведено у таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 - Питома витрата електрода і витрата електродної маси при виплавці різних марок феросиліцію

Марка сплаву	ФС25	ФС45	ФС65	ФС75
Лінійна витрата електрода, мм / 1000 кВт-год	0,3	0,46	0,55	61,4
Витрата маси, кг / т сплаву	6,6	16,1	30,0	43,2

Температура в зоні роботи електродотримача може досягати 4000°С, а у випадку утворення свищів — зростати аж до 10000°С. У конструкції закритих печей передбачено систему водяного охолодження для склепіння, завантажувальних воронок, труботічок, водяного затвора та газовідводу.

Щоб уникнути осаду на стінках охолоджуваних деталей і трубопроводів, температура вихідної охолоджувальної води не повинна перевищувати 50°С. Рекомендується хімічна підготовка води із застосуванням стабілізуючих добавок. Тиск води у живильних контурах має бути не нижчим за 0,3 мПа, оскільки охолодженню піддаються такі елементи:

- Деталі та вузли, які працюють під впливом високих температур.

- Контактні щоки, поєднані попарно (12 вводів і 12 відводів), разом із рухомими черевиками та струмовими трубами.

- Окремо кожне півкільце електродотримача з підвісками (загалом 6 вводів і 6 відводів).

- Кільце мантель разом із траверсою для кожного електрода (усього 3 введення та 3 відведення).

- Конструкції склепіння з 7 вводами і 7 відводами охолоджуються разом із трьома плитами та трьома контурами; окремо — хрестовина.

- Завантажувальні воронки (9 вводів і 9 відводів на одну піч).

- Склянки газоходів (2 ввода і 2 відводи кожна).

- Екрани на горновій частині печі.

- Чотири центральні труботічки з комплектом із 4 вводів і 4 відводів. - Нерухомі черевики (3 ввода і 3 відвода).

- Зовнішній кожух ванни печі.

Належна організація системи охолодження гарантує ефективне функціонування всіх елементів печі за умов високих температур.

Охолодження обладнання здійснюється технічною водою під тиском 2,5–3,0 атм. Кожна піч обладнана відводами від центральної магістралі до напірного колектора, від якого прокладені труби з гнучкими шлангами для подачі води до охолоджуваних вузлів.

Для забезпечення стабільної роботи печі необхідно постійно контролювати надходження та вихід води, а також її температуру. У нормальних умовах роботи водоохолоджуваних вузлів і деталей температура відхідної води повинна становити не більше 50–60 °С, що перевіряється візуально. Труби для транспортування води маркуються згідно з фазами та призначенням деталей.

У разі припинення циркуляції води в системі або окремих вузлах і деталях піч негайно вимикається, а для відновлення роботи охолоджувальної системи приймаються відповідні заходи. Експлуатація печі за наявності витоків води суворо заборонена.

Особливу небезпеку становить потрапляння води під склепіння печі, оскільки це може спричинити вибух. Для запобігання загрозам на печах встановлюються прилади, що контролюють рівень водню у газі під склепінням.

До механічного обладнання самообпалених електродів належать:

1) пристрої для підвіски електродів;

2) електроконтактні вузли;

3) механізми переміщення електродів;

4) механізми дискретного перепуску електрода відносно контактного вузла;

5) системи охолодження та обдування електродів.

Система газовідведення та газоочищення складається з двох паралельних гілок, які працюють по черзі. Газ, що утворюється у склепінні печі, спрямовується до похилого газоходу, де його обробляють водою, а далі — у скрубер для попереднього очищення від пилу. Після цього газ надходить до труби Вентурі, де виконується його тонка очистка. У краплевіддільнику з газу видаляється зайва волога, після чого очищений газ надходить до споживача. Розрідження в системі створюється за допомогою турбогазодувки. Шлам, який накопичується в ході процесу, відводиться у шламонакопичувач.

Тиск під склепінням становить 2,0–5,0 Па, а температура газу досягає 500–600 °С. Газ закритих печей містить 0,01–0,1 кг/м³ пилу, а після очищення його кількість зменшується до 0,01–0,03 г/м³.

Пристрій для пропалювання і закладення льотки. Льотку обробляють за допомогою залізного прута, а її закладення здійснюється механізовано. Для цього використовують систему пневмопуску з електромеханічним приводом, яка вприскує матеріал для закладення льотки безпосередньо в її канал.

Феросплавна піч отримує живлення через систему подвійних розподільчих шин понижуючої підстанції. Високовольтні роз'єднувачі блокуються таким чином, щоб струм надходив у піч одночасно лише від однієї з шин.

Слід зазначити, що феросплавна піч є значним споживачем електроенергії. Для кожного технологічного процесу і конкретної печі існує оптимальний електричний режим, який забезпечує максимальну продуктивність при найменшому споживанні енергії на тонну феросиліцію марки 75. У безперервних процесах піч постійно перебуває під струмом, зберігаючи порівняно стабільний електричний режим.

Розподіл струму у феросплавній печі обумовлений характеристиками виробничих процесів. Наприклад, під час виробництва феросиліцію 90 у кожній зоні під електродом утворюються газові порожнини, стінки яких формує розплавлена шихта, дно — розплав металу, а склепіння — електрод. У таких порожнинах відбувається дуговий розряд між електродом і стінками або дном порожнини. Частково струм

шунтується через шихту між електродами. Основна корисна потужність печі генерується струмом у газових порожнинах, в той час як нагрівання шихти поблизу зони реакції є економічно невигідним. Для мінімізації тепловтрат рекомендується працювати з холодним колошником.

Через різницю теплових умов навколо дуг, напруга для їх підтримання варіюється. Закрита дуга безшлакового процесу потребує меншої напруги, ніж відкрита дуга, що горить на поверхні шлаку. Зменшення оптимальної напруги знижує ефективність дугового режиму та призводить до зростання втрат у всьому електричному ланцюзі, включаючи трансформатор, мережу електродів і контакти, причому ці втрати зростають пропорційно квадрату падіння напруги.

Навпаки, надмірне збільшення напруги спричиняє подовження дуги, що призводить до тепловтрат на колошнику і збільшення виходу газоподібних відновлених елементів, особливо кремнію. У такому випадку температура на подині печі знижується через високу посадку електродів, що ускладнює випуск металу і шлаку та створює серйозні проблеми у функціонуванні льотки.

2.3 Електричне обладнання печі

Електричне обладнання печей включає пічні трансформатори та коротку мережу, яка забезпечує передачу електричного струму безпосередньо від трансформаторів до електродів.

а) Пічні трансформатори

Піч РКЗ-21 обладнана трансформаторами типу ЕОЦН-8200/10. Перемикання ступенів напруги допускається під навантаженням за умови, що струм не перевищує номінальне значення.

Трансформатори оснащені системами примусового охолодження масла. Температура охолоджуючої води, що надходить до маслоохолоджувача, повинна бути не більше +25 °С. Рекомендована витрата води становить 250 л/хв, а витрата масла – 600 л/хв.

Регулювання електричного режиму печі здійснюється зміною величини струму трансформатора, що досягається переміщенням електродів. Як правило, регулювання проводиться вручну, за винятком випадків використання мікропроцесорної системи управління.

Кожній ступені трансформатора відповідають конкретні параметри напруги, сили струму та потужності на низькій стороні.

Перемикаючий пристрій складається з таких елементів:

- перемикача, розташованого в загальному баку трансформатора;

- контактора, який знаходиться в окремому баку, заповненому трансформаторним маслом і не пов’язаному з маслом головного бака трансформатора. Бак контактора кріпиться до стінки основного бака трансформатора;

- приводного механізму, встановленого на стінці бака трансформатора.

Дистанційне управління перемикачами здійснюється за допомогою моторного приводу, оснащеного двигуном змінного струму потужністю 400 Вт. Двигун працює при напрузі 220-380 В із частотою 50 Гц. Приводний механізм також включає сельсинний покажчик положення перемикача, що підключений до мережі змінного струму з частотою 50 Гц і напругою 220 В.

Орієнтовна маса трансформатора типу ЕОЦН-8200/10 складає:

- маса виймальної частини — 10 000 кг;

- маса бака з арматурою — 2 500 кг; - маса масла — 5 500 кг.

Мінімальна пробивна напруга масла під час експлуатації становить 20 кВ.

Однохвилинне випробування напругою при частоті 50 Гц має такі параметри:

- обмотка високої напруги трансформатора — 31 кВ;

- обмотка низької напруги трансформатора — 4,5 кВ;

- обмотка реактора — 31 кВ.

Трансформатор комплектується такими елементами:

- розширником для масла з мастиловказівником;

- вихлопною трубою, обладнаною мембраною, яка активується при підвищенні тиску понад 0,5 атмосфери;

- термометричним сигналізатором;

- газовим реле;
- маслоохолоджувачами;
- насосом з електродвигуном;
- електроконтактним манометром і сітчастим фільтром;
- адсорбером;
- колесами з ребордами для переміщення рейками шириною колії +1524 мм.

б) Коротка мережа

Коротка мережа призначена для передачі струму від обмоток низьковольтних трансформаторів до рухомих башмаків струмопідводу електродотримачів. Вона виготовляється з жорстких пакетів мідних шин розміром 450х12 мм. Приєднання шин короткої мережі до виводів обмоток низької напруги забезпечується через компенсатори, виготовлені з гнучких мідних стрічок.

Для вертикального переміщення електродів з'єднання шин мережі зі струмопідводом електродотримачів виконується за допомогою гірлянд із гнучких мідних кабелів МГЕ-500-1000 або мідної стрічки розміром 100х1 мм. Щоб мінімізувати електричні втрати, коротка мережа формується у вигляді шихтованих пакетів, де прямі та зворотні шини кожної фази чергуються. При наближенні до печі пакети розділяються, і прямі шини через гнучкі кабельні гірлянди під’єднуються до струмопідводу одного електродотримача, а зворотні — до струмопідводу іншого.

Таким чином, обмотки низької напруги трансформатора формують трикутник на електродах. Для захисту пакетів шин короткої мережі зверху, знизу та з боку печі використовуються сталеві листи товщиною 2 мм. Ці листи виконують функцію захисту від механічних пошкоджень і попадання сторонніх предметів на коротку мережу та закріплюються безпосередньо до стяжок шинних пакетів.

Передача струму від башмаків до контактних щік здійснюється мідними водоохолоджувальними трубами діаметром 60/30 мм. Контактні щоки виготовлені з міді. На одному електроді встановлено 8 контактних щік.

Ремонт електрообладнання здійснюється у відповідності до графіків планово-попереджувальних робіт.

У випадках, коли виникає почервоніння або відгар канатів, стрічок чи гнучких пакетів, застосовуються наступні заходи:

- Відключення печі.

- Проведення ревізії ізоляції, центрування та підтягування контактних щік відповідного електроду. Якщо виявлено, що щоки були затиснуті, виконують обтискання контактних щік, до яких підведені почервонілі або відпалені гнучкі пакети.

- Підтягуються "шпильки" на рухомому башмаку. Після цього піч вмикається на зниженій потужності з поступовим набором навантаження, при цьому здійснюється постійний контроль за станом пакетів.

У разі випалу пакетів струмове навантаження збільшується пропорційно до зменшення перетину короткої мережі й підтримується на досягнутому рівні до моменту завершення ремонту.

Якщо після вжитих заходів почервоніння гнучких пакетів не зникає, обирається електричний режим, за якого це явище не спостерігається.

2.4 Визначення геометричних та електричних параметрів печі

Наводимо розрахунки геометричних параметрів для печі потужністю 21 МВА.

1. Беремо cos φ (коефіцієнт потужності печі) виходячи з табличних даних рівним 0,815.

Тоді добуток електричного КПД печі на коефіцієнт потужності

$$\eta_{эл} \cdot \cos\varphi = 0{,}71$$

Тоді корисна потужність печі

$$P_{підлога} = S \cdot \eta_{эл} \cdot \cos\varphi$$

де S – потужність трансформатора

$$P_{підлога} = 0{,}71 \times 21000 = 14910 \text{ кВт}$$

2. Розраховуємо робочу корисна фазову напругу печі

$$U_{\text{підлоги}} = C \times P_{\text{підлоги}}$$

де С – величина, що формулює зв'язок між корисною напругою й корисною потужністю

$$U_{\text{підлоги}} = 3{,}353\sqrt{14910} = 82{,}4B$$

3. Лінійна напруга при виборі низької напруги по формулі:

$$U_{\text{лін}} = \frac{U_{\text{підлоги}}\sqrt{3}}{\eta_{ел} \cdot \cos\varphi}$$

$$U_{\text{лін}} = \frac{82{,}4 \cdot \sqrt{3}}{0{,}71} = 201B$$

Тоді інтервал корисних напруг дорівнює

$$U_{\text{лін}} = 0{,}8\ U_{\text{лін}} = 0{,}8 \times 201 = 160{,}8\ \text{В}$$

$$U_{\text{лін}} = 1{,}2\ U_{\text{лін}} = 1{,}2 \times 201 = 241\ \text{В}$$

4. Робочий струм в електроді

$$J_{\text{лін.роб}} = \frac{P_{підлоги}}{3U}$$

$$J_{\text{лін.роб}} = \frac{14910 \cdot 103}{3 \cdot 82{,}4} = 60315A$$

5. Активний опір ванни

$$R_{\text{в}} = \frac{U_{\text{підлоги}}}{J_{\text{л}}}$$

$$R_{\text{в}} = \frac{82{,}4}{60315} = 1{,}36МОм$$

6. Діаметр електрода

$$d_{\text{ел}} = \frac{ЕП_1}{R_в}$$

де $ЕП_1$ – коефіцієнт дорівнює 1,65

$$d_{\text{ел}} = \frac{1{,}65}{1{,}36 \cdot 103} = 1208мм$$

Беремо діаметр електрода 1200 мм

7. Щільність струму в електроді

$$j = \frac{60315}{37,44 \cdot 1202} = 1,34 \, A/см^2$$

Перевіряється величина щільності струму в самоспікливих електродах, вона зобов'язана бути не вище припустимої щільності струму.

j = 1,34 < 7,01 припустима величина для феросиліцію марки ФС 90 .

8. Діаметр ванни на рівні вугільних блоків

$$d_в = 5,1 \times 1200 = 6120 \text{ мм}$$

9. Діаметр ванни на рівні колошника

$$d_в = 5,3 \times 1200 = 6360 \text{ мм}$$

10. Відстань між осями електродів

$$Д_О = 2,35 \cdot 1200 = 2820 \text{ мм}$$

11. Тоді діаметр розпаду електродів

$$d_р = 3260 \text{ мм}$$

12. Висота ванни

$$H_в = 2,0 \times 1200 = 2400 \text{ мм.}$$

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

Руднотермічні процеси виробництва феросплавів характеризуються значною різноманітністю. Це обумовлено не лише фізико-хімічними властивостями оксидів, які підлягають відновленню, але й низкою інших факторів. Серед них слід виокремити якість вихідної сировини, прагнення до зменшення кількості шкідливих і сторонніх домішок, концентрацію основного елемента у продукції, а також техніко-економічні показники самого процесу.

3.1 Розрахунки шихти для плавки 90%-ого феросиліцію

Розрахунки наводимо на 100 кг кварциту. Склад вихідних матеріалів представлений в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 – Хімічний склад шихтових матеріалів для виплавки феросиліцію

Найменування	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	MgO	P_2O_5	SO_3	P	Fe	Mn	Si	C	Зола	Волога	Летючі
Кварцит	97,0	0,3	0,7	0,3	0,1	-	-	-	-	-	-	-	-	1,6	-
Коксик	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	85,0	10,0	1,0	4,0
Зола коксику	48,7	20,0	24,0	5,0	1,0	0,3	1,0	-	-	-	-	-	-	-	-
Залізна стружка	-	-	-	-	-	-	S=0,03	0,03	90,0	0,4	0,3	0,24	-	5,0	4,0*
Електродна маса	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	85,0	10,0	-	5,0
Зола електродної маси	50,0	14,0	23,0	8,0	3,0	-	2,0	-	-	-	-	-	-	-	-

*Масло

Припускаємо, що сірка й фосфор зі стружки переводяться у сплав, а сірка коксика віддаляється в ульот.

Беремо наступний розподіл оксидів у процесі плавки:

Оксиди	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	P_2O_5	MgO	SO_3
Відновлюється, %	98,0	99,0	50,0	40,0	100,0	0	100
Переходить у шлаки, %	2,0	1,0	50,0	60,0	0	100,0	0.

Беремо наступний розподіл відновлених елементів:

Елемент	Si	Fe	Al	Ca	P	S	SiO_2
Переходить у метал, %	100	95	85	85	50	-	-
Випаровується, %	-	5	15	15	50	100	100.

Розрахунки відновлювача.

Потреба у вуглецю для відновлення оксидів кварциту розрахована в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 – Потреба у вуглецю для відновлення оксидів кварциту

Оксид	З 100 кг кварциту відновлюється, кг	При відновленні виділяється кисню, кг.
$SiO_2 \rightarrow Si$	96,0·0,91=87,36	87,36·32:60=46,59
$SiO_2 \rightarrow SiO$	96,0·0,07=6,72	6,72·16:60=1,79
$Fe_2O_3 \rightarrow Fe$	0,3·0,99=0,30	0,30·48:160=0,089
$Al_2O_3 \rightarrow Al$	1,3·0,50=0,65	0,65·48:102=0,306
$CaO \rightarrow Ca$	0,3·0,40=0,12	0,12·16:56=0,034
		УСЬОГО: 48,809

Для зв'язування 48,809 кг кисню в окис вуглецю потрібно вуглецю:

$$\frac{48{,}809 \cdot 12}{16} = 36{,}607 \text{ кг.}$$

Частина вуглецю, внесеного коксиком, витрачається на відновлення оксидів золи коксика.

Підрахунок кисню, що виділяється при відновленні золи коксика, представлений в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 – Підрахунок кисню, що виділяється при відновленні золи коксика

Оксид	З 100 кг коксу відновлюється, кг	При відновленні виділяється кисню, кг.
$SiO_2 \rightarrow Si$	10· 0,487·0,91=4,432	4,432·32:60=2,364
$SiO_2 \rightarrow SiO$	10·0,487·0,07=0,341	0,341·16:60=0,091
$Fe_2O_3 \rightarrow Fe$	10·0,20·0,99=1,980	1,980·48:160=0,594
$Al_2O_3 \rightarrow Al$	10·0, 2 4·0,50=1,200	1,200·48:102=0,565
$CaO \rightarrow Ca$	10·0,05·0,40=0,200	0,200·16:56=0,057
$P_2O_5 \rightarrow P$	10·0,003·1,0=0,03	0,03·80:142=0,017
$SO_3 \rightarrow S$	10·0,01·1,0=0,10	0,10·48:80=0,06
		УСЬОГО: 3,748

Для відновлення цих оксидів необхідно вуглецю:

$$\frac{3{,}748 \cdot 12}{16} = 2{,}810 \text{ кг.}$$

З наявних в 100 кг коксу 85 кг вуглецю буде витрачено:

На відновлення оксидів золи 2,81 кг;

На відновлення оксидів кварциту 85,0 – 2,81= 82,19 кг, або 82,19%.

Для відновлення 100 кг кварциту необхідно 36,607 кг вуглецю або

$$\frac{36{,}607}{0{,}8219} = 44{,}51 \text{кг коксика.}$$

Беремо, що 8% коксика згоряє на колошнику й витрачається на навуглецювання сплаву.

За цих умов буде необхідно коксика 44,54:0,92=48,41 кг.

Вуглець електродів бере участь у реакціях відновлення. Витрата електродної маси на 1 т кварциту (при плавці 90%-ого феросиліцію) рівняється 17 кг. Електродна маса включає золу, оксиди якої також частково відновлюються.

Розрахунки кількості кисню, що виділяється при відновленні золи електродної маси, наведено в таблиці 3.4.

Таблиця 3.4 – Розрахунки кількості кисню, що виділяється при відновленні золи електродної маси

Оксид	З 1,7 кг електродної маси відновлюється, кг	При відновленні виділяється кисню, кг
$SiO_2 \rightarrow Si$	1,7·0,1·0,5·0,91=0,077	0,077·32:60=0,041
$SiO_2 \rightarrow Sio$	1,7·0,1·0,5·0,07=0,006	0,006·16:60=0,002
$Fe_2O_3 \rightarrow Fe$	1,7·0,1·0,14·0,99=0,024	0,024·48:160=0,007
$Al_2O_3 \rightarrow Al$	1,7·0,1·0,23·0,50=0,020	0,020·48:102=0,009
$CaO \rightarrow Ca$	1,7·0,1·0,08·0,40=0,005	0,005·16:56=0,001
$SO_3 \rightarrow S$	1,7·0,1·0,02·1,0=0,003	0,003·48:80=0,002
		УСЬОГО: 0,062

Для зв'язування 0,062 кг кисню в окис вуглецю необхідно вуглецю:

$$\frac{0{,}062 \cdot 12}{16} = 0{,}046 \text{ кг.}$$

Електродна маса добавляє вуглецю: 1,7·0,85=1,445 кг.

Приблизно половина цього вуглецю витрачається на відновлення оксидів, що зменшує потребу в коксі на:

$$(\frac{1{,}445-0{,}046}{2}):0{,}8219=0{,}853 \text{ кг.}$$

Таким чином, потреба в коксі на колошу, що містить 100 кг кварциту, рівняється:

48,41-0,85=47,56 кг.

Розрахунки складу сплаву

Кількість елементів, відновлених з 100 кг кварциту, 47,56 кг коксу й 1,7 кг електродної маси, вказано в таблиці 3.5.

Дані про розподіл відновлених елементів представлено в таблиці 3.6.

Таблиця 3.5 – Кількість елементів, відновлених з 100 кг кварциту, 47,56 кг коксу й 1,7 кг електродної маси

елемент	Вноситься, кг			Усього, кг
	Із кварциту	Із золи коксу	Із золи електродної маси	
Si	87,36-42,07=45,29	(4,432-2,364)·0,479=0,990	0,77-0,041=0,036	46,769
Al	0,65-0,165=0,485	(1,20-0,565)·0,479=0,304	0,020-0,009=0,011	0,800
Fe	0,30-0,089=0,211	(1,98-0,594)·0,479=0,664	0,024-0,007=0,017	0,892
Ca	0,12-0,034=0,086	(0,20-0,057)·0,479=0,068	0,005-0,001=0,004	0,158
P	-	(0,030-0,017)·0,479=0,006	-	0,006
S	-	0,10-0,06=0,04	0,003-0,002=0,001	0,041

Таблиця 3.6 – Розподіл відновлених елементів

Елемент	Перейде в сплав, кг	В ульот, кг
Si	46,769	SiO_2=(6,72-1,81)+(0,341-0,091)·0,479+(0,006-0,002)=5,034
Al	0,800·0,85=0,680	0,800-0,425=0,375
Fe	0,892·0,95=0,847	0,882-0,847=0,035
Ca	0,158·0,85=0,134	0,158-0,134=0,024
P	0,009·0,50=0,005	0,009-0,005=0,004
S	-	0,041
УСЬОГО:	48,435	УСЬОГО:5,513

Загальна вага сплаву, що містить 91% Si: 46,769:0,91 =51,96кг.

Кожухи самоспікливих електродів вносять 0,2 кг заліза на 100 кг кварциту, прути для прокалювання - 1,2 кг заліза.

Необхідно додати заліза:

51,96-1,4-48,435=2,125 кг або

2,125:0,90=2,36 кг стружки.

Дані про склад і вагові кількості металу наведено в таблиці 3.7.

Таблиця 3.7 – Склад і вагові кількості металу

елемент	Вноситься, кг			Загальна вага	
	Із кварциту, коксу й електродів	Зі стружки	З кожухів і прутів	кг	%
Si	46,769	2,36·0,003=0,007	-	46,778	75,87
Al	0,680	-	-	0,680	0,76
Fe	0,847	2,36·0,9=20124	1,40	2,971	22,926
Ca	0,134	-	-	0,134	0,24
P	0,003	2,36·0,0003=0,001	-	0,004	0,013
C	0,033	2,36·0,0024=0,246	-	0,246	0,10
Mn	-	2,36·0,004=0,009	-	0,009	0,084
S	-	2,36·0,0003=0,001	-	0,001	0,007
УСЬОГО:	-	-	-	52,029	100,0
Al_2O_3	100·0,007·0,50=0,35	47,56·0,10·0,24·0,5=0,517	1,7·0,10·0,23·0,5=0,020	0,941	27,35
FeO	$(100\cdot0,13\cdot0,01)\cdot\cdot\frac{144}{160}=0,011$	$47,56\cdot0,10\cdot0,20\cdot0,01\cdot\cdot\frac{144}{160}=0,008$	$1,7\cdot0,10\cdot0,14\cdot0,001\cdot\frac{144}{160}=0,0002$	0,019	0,32
CaO	100·0,003·0,6= =0,18	47,56·0,10·0,05·0,6=0,143	1,7·0,10·0,08·0,6=0,008	0,331	9,71
MgO	100·0,001=0,1	47,56·0,10·0,01·1,0=0,048	1,7·0,10·0,03·1,0=0,005	0,153	4,47
			РАЗОМ:	3,412	100,0

3.1.1 Розрахунок кількості газів

Згоряє вуглецю коксу й електродів на колошнику:

1,445+47,56·0,85-36,607-0,046-0,028-2,77·0,4791=3,891 кг.

Для спалювання цієї кількості вуглецю буде потрібно кисню:

$$3,891\cdot\frac{16}{12}=5,19 \text{ кг.}$$

Цій кількості кисню супроводжує азот:

$$\frac{5,19\cdot0,77}{0,23}=17,37 \text{ кг.}$$

Усього буде витрачено повітря: 5,19+17,37=22,56 кг.

При окисненні вуглецю киснем повітря утворюється:

$$3{,}891 \cdot \frac{28}{12} = 9{,}09 \text{ кг CO.}$$

При окисненні вуглецю окислами кварциту формується:

$$36{,}607 \cdot \frac{28}{12} = 85{,}42 \text{ кг CO.}$$

При окисненні вуглецю окислами золи коксика формується:

$$0{,}4756 \cdot 2{,}77 \cdot \frac{28}{12} = 3{,}07 \text{ кг CO.}$$

При окисненні вуглецю окислами золи електродної маси формується:

$$0{,}046 \cdot \frac{2}{12} = 0{,}107 \text{ кг CO.}$$

Летучі й волога кварциту, коксика, електродної маси й стружки складуть:

$$100 \cdot 0{,}016 + 47{,}56 \cdot 0{,}05 + 1{,}7 \cdot 0{,}05 + 2{,}36 \cdot 0{,}09 = 4{,}275 \text{кг.}$$

Усього утворюється газів:

$$17{,}37 + 9{,}09 + 85{,}42 + 3{,}07 + 0{,}107 + 4{,}275 = 119{,}332 \text{кг.}$$

3.1.2 Матеріальний баланс

Матеріальний баланс процесу представлено в таблиці 3.8.

Таблиця 3.8 – Матеріальний баланс

Прихід			Витрата		
Найменування матеріалів	кг	%	Найменування продукту	кг	%
Кварцит	100,0	53,97	Сплав	52,029	30,07
Кокс	47,56	25,85	Шлаки	3,412	1,86
Залізна стружка	2,36	6,32	Гази	119,332	65,27
Електродна маса	1,70	0,92	Ульот	5,283	2,80
Повітря на горіння коксу й електродів	22,60	12,18	Нев'язання	-0,006	0,002
Залізо кожухів і прутів	1,40	0,76			
УСЬОГО:	175,310	100,0	УСЬОГО:	175,316	100,0

Витрата шихтових матеріалів на 1т сплаву, кг.

	Розрахунковий	*Плановий*
Кварцит	$\frac{100 \cdot 1000}{52,029} = 1922$	1840
Залізна стружка	$\frac{2,36 \cdot 1000}{52,029} = 45$	200
Коксик	$\frac{47,56 \cdot 1000}{52,029} = 914$	850.

3.1.3 Спрощений розрахунок шихти для плавки 90%-ого феросиліцію

Розрахунок ведеться на 100 кг кварциту з 91% SiO_2.

Задане в піч кремнію із кварцитом:

$$100 \cdot 0,91 \cdot \frac{28}{60} = 42,5$$

Відновлюється кремнію:

$$42,5 \cdot 0,98 = 41,7 \text{кг.}$$

Потрібно вуглецю для відновлення кремнію:

$$41,7 \cdot \frac{24}{28} = 35,7 \text{ кг.}$$

Необхідно сухого коксика:

$$\frac{35,7}{0,85} = 42,5 \text{ кг.}$$

Виходить сплаву (при використанні кремнію 0,9 і вмісті кремнію в сплаві 91%):

$$\frac{42,5 \cdot 0,9}{0,91} = 42,0 \text{ кг;}$$

У ньому заліза (при вмісті заліза в сплаві 22%): $42,0 \cdot 0,22 = 9,24$ кг.

Вноситься заліза кожухом електродів 0,2 кг на 100 кг кварциту й прутами для проколювання 1,2 кг.

Потрібно внести залізної стружки:

$$\frac{2,1 - 1,4}{0,9} = 0,8 \text{ кг.}$$

Витрата шихтових матеріалів на тонну сплаву, кг:

Кварциту 100:42,0·1000=2381

Коксу сухого 42,0:42,0·1000=1000

Залізної стружки 0,8:42,0·1000=0,02.

3.1.4 Тепловий баланс

Прихід тепла

Теплота окиснення вуглецю до CO по реакції $C+1/2O_2=CO$ становить 2222 ккал/кг вуглецю.

При окисненні вуглецю коксика й електродів виділяється тепла:

$$Q_1=(47,56\cdot0,85+1,7\cdot0,85)\cdot2222=93037 \text{ ккал.}$$

Тепло від екзотермічних реакцій. Утворення силіциду заліза здійснюється по реакції:

$$Fe+Si=FeSi; \quad \Delta H=-19100 \text{ кал.}$$

При цьому на 1 кг заліза виділяється тепла

$$19100:56=341 \text{ ккал.}$$

В 90 %-ому феросиліції все залізо зв'язане в силіцид заліза. Теплота утворення силіциду заліза (12,77 кг заліза) набуде:

$$12,77\cdot341=4355 \text{ ккал.}$$

Утворення силікатів Al_2O_3 і CaO (іншими зневажаємо) здійснюється по наступних реакціях:

$$Al_2O_3+ SiO_2=Al_2SiO_5; \quad \Delta H=-45950 \text{ кал;}$$

На 1 кг Al_2O_3 виділяється 450 ккал;

$$q_1=0,945\cdot450=425 \text{ кал.}$$

$$CaO+ SiO_2=CaSiO_3; \quad \Delta H=-21750 \text{ ккал;}$$

На 1 кг CaO виділяється тепла 388 ккал.

При 0,332 кг CaO виділяється

$$Q_2=0,332\cdot388=129 \text{ ккал.}$$

Загалом в результаті екзотермічних реакцій виділяється тепла:

$$Q_2=4355+425+129=4909 \text{ ккал.}$$

Тепло, внесене шихтовими матеріалами при 25, ккал:

Кварцит 100·0,168·25=420

Коксик 47,56·0,20·25=238

Залізна стружка 2,36·0,11·25=6

Разом: 664

Усього прихід тепла:

93037+4909+664=98610 ккал.

Витрата тепла на ендотермічні реакції.

Оксиди дисоціюють у такий спосіб:

1) $SiO_2 \rightarrow Si+O_2$; ΔH=206 000 кал;

або 3433 ккал на 1 кг SiO_2.

Дисоціювало кремнезему (для спрощення розрахунків сюди включене й SiO_2, що дисоціювало до SiO):

88,27+6,79+(4,432+0,341)·0,4756+0,077+0,006=97,413 кг,

для чого треба було тепла:

97,413·3433=334419 ккал.

2) $Al_2O_3 \rightarrow Al_2+3/2\ O_2$; ΔH=393 7300 кал;

або 3856 ккал на 1 кг Al_2O_3

Дисоціювало глинозему:

0,35+1,200·0,4756+0,020=0,94 кг,

необхідно тепла на дисоціацію:

0,94·3856=3625 ккал.

3) $CaO \rightarrow Ca+1/2\ O_2$; ΔH=151 700 кал;

або 2709 ккал на 1 кг CaO.

Дисоціювало окиси кальцію:

0,12+0,20·0,4756+0,005=0,220 кг,

для чого необхідно було тепла:

0,220·2709=596 ккал.

4) $Fe_2O_3 \rightarrow 2\ Fe+3/2\ O_2$; ΔH=195 200 кал;

або 1220 ккал на 1 кг Fe_2O_3.

Дисоціювало окису заліза:

$$0{,}30+1{,}98\cdot 0{,}4756+0{,}024=1{,}27 \text{ кг},$$

необхідно було тепла на дисоціацію:

$$1{,}27\cdot 1220=1549 \text{ ккал}.$$

5) $P_2O_5 \rightarrow 2P+5/2O_2$; $\Delta H=360\,000$кал, або 2535 ккал на 1 кг P_2O_5.

Дисоціювало п'ятиокису фосфору: $0{,}030\cdot 0{,}4756=0{,}014$ кг,

Необхідно було тепла на дисоціацію: $0{,}014\cdot 2535=35$ ккал.

Сумарна кількість тепла на дисоціацію оксидів:

$$Q_1=334419+3625+596+1549+35=340224 \text{ ккал}.$$

Тепломісткість феросиліцію при 1800°С:

$$q_{Si}=124{,}5+0{,}232\cdot 1800=542{,}1 \text{ ккал/кг};$$

$$q_{Fe}=22{,}26+0{,}1942\cdot 1800=371{,}8 \text{ ккал/кг};$$

$$q_{Fe\,Si}=\frac{(542{,}1\cdot 75{,}87)+(372{,}8\cdot 22{,}93)}{100}=497 ккал/кг.$$

$$Q_2=55{,}704\cdot 497=27685 \text{ ккал}.$$

Тепломісткість шлаків при 1800°С:

$$q=0{,}286\cdot t=0{,}286\cdot 1800=514{,}8 \text{ ккал/кг}.$$

$$Q_3=514{,}8\cdot ккал.$$

Тепломісткість газоподібних продуктів. Допустимо, що гази залишають піч при середній температурі 600°С. Для спрощення розрахунків беремо теплоємності всіх газоподібних продуктів рівними теплоємності окису вуглецю – основної складової газоподібної фази: тепломісткість 1м^3 СО при 600°С рівно 194,5 ккал.

$$Q_4=\frac{119{,}332\cdot 22{,}4\cdot 194{,}5}{28}=18568 ккал$$

Втрати тепла кладкою печі. Загальна поверхня трифазної печі є 100 м^2. Температуру кожуха можна прийняти рівною в середньому 130°. Питомий тепловий потік при температурі навколишнього повітря 25° рівний ≈1600 ккал·год/м^2. Піч втрачає тепла в годину:

$$1600\cdot 100=160\,000 \text{ ккал}.$$

Продуктивність печі в годину рівна приблизно 1,8т, 90%-ого феросиліцію або $1{,}8\cdot 1795=3231$ кг кварциту.

У перерахуванні на 100 кг кварциту теплові втрати будуть рівні:

$$Q_5=\frac{160000\cdot 100}{3231}=4952 ккал \ .$$

Теплові втрати колошника. За експериментальним даними теплові втрати через колошник при плавці 45%-го феросиліцію становлять 3% від загальних втрат (без обліку хімічної енергії газів, що відходять). Приймемо для 90%-ого феросиліцію цю величину (Q_6) рівною 10%.

Загальна витрата тепла буде рівнятися:

$$Q_{1-5}=340224+27685+1766+18568+49520=393195 \text{ ккал.}$$

З урахуванням втрат тепла через колошник печі сумарна витрата тепла:

$$Q_{1-6}=\frac{393195}{0,90}=436883 ккал.$$

Визначення витрати електроенергії. Різниця між статтями витрати й приходу тепла рівняється 436883-99317=337366 ккал або 337566:860=392 квт·год.

Відсутня кількість тепла покривається електроенергією, що підводиться. Враховуючи, що електричний ККД сучасних трифазних печей є приблизно 79%, можна облічити витрату електроенергії на 100 кг кварциту:

$$392:0,79 =496,2 \text{ кВт·год.}$$

Витрата на 1 т сплаву (91% Si) $\frac{496,2\cdot 1795}{100}=8907 ккал\cdot ч.$

Тепловий баланс плавки 90%-ого феросиліцію представлено в таблиці 3.9.

Таблиця 3.9 – Тепловий баланс плавки 90%-ого феросиліцію

Прихід			Витрата		
Стаття	ккал	%	Стаття	ккал	%
Електроенергія	387516	79,97	Дисоціація оксидів	340224	68,65
Окиснення вуглецю до CO	93037	18,90	Тепло металу	27685	5,59
Утвір силіцидів заліза й силікатів	4909	0,99	Тепло шлаків	1766	0,36
Внесене шихтовими матеріалами	664	0,14	Тепло газів	18568	3,79
			Втрати тепла кладкою	4952	2,26
			Втрати тепла через колошник	44410	8,96
			Електричні втрати й нев'язання	51481	10,39
УСЬОГО:	486126	100,0	УСЬОГО:	486126	100,0

3.2 Технологія виробництва феросиліцію марки ФС-90 з частковою заміною залізної стружки окалиною

Наразі для виплавки феросиліцію марки ФС 90 одним із компонентів шихти використовується залізна стружка. Однак через недостатні запаси цього матеріалу пропонується технологія виробництва феросиліцію марки ФС 90 із частковою заміною стружки окалиною. Головною особливістю даної технології є одночасне відновлення кремнію з кварциту та заліза з окалини за допомогою карбону коксу.

Окалина є відходом сталеплавильного виробництва, і вміст заліза в ній становить близько 95%, хоча решта складається з певної кількості оксидів, домішок та включень, подібних до тих, що є в залізній стружці. Тому розрахунок матеріального балансу здійснюється одночасно для обох матеріалів – стружки й окалини. Часткове заміщення заліза, що потрапляє у сплав разом із залізною стружкою, пропонується виконати на рівні 25%. Збільшення кількості коксу для відновлення окалини є незначним і становить лише 0,3%.

Дозування окалини у складі шихти здійснюється за допомогою стружкового дозатора відділу дозування. Концентрація кремнію у сплаві може коригуватися шляхом зміни кількості залізної стружки при незмінному рівні окалини.

Запропонована технологія виплавки феросиліцію марки ФС 90 з використанням окалини як часткової заміни залізної стружки дозволить забезпечити безперервне виробництво сплаву навіть у разі дефіциту стружки. Крім того, вона сприятиме зниженню собівартості феросиліцію ФС 90 за рахунок використання дешевшого компонента шихти – окалини, порівняно з традиційною залізною стружкою.

3.3 Фізико-хімічні основи отримання сплаву

Феросиліцій марки ФС 90 виробляють шляхом відновлення кремнезему твердим вуглецем у середовищі електричної печі. Процес протікає згідно з наступною сумарною хімічною реакцією:

$$SiO_{2\ (р)} + 2\ C_{\ (т)} = Si_{\ (р)} + 2\ CO_{\ (г)},$$

для якої, ΔG = 666 664 - 364,96T Дж і теоретична температура початку її дорівнює 1554 °С.

Ряд дослідників вказує на близькі температури початку відновлення кремнезему вуглецем. Зокрема, П. В. Гельд і О. А. Єсін стверджують, що значний зсув рівноваги цієї реакції в бік відновлення кремнезему можливий, починаючи з температури 1600 °С. Водночас, за даними спостережень Бруннера, взаємодія кремнезему з вуглецем не відбувається при 1500 °С, але суттєво активізується при 1670 °С. У вакуумі ж температура початку відновлення SiO_2 вуглецем знижується.

За умови використання чистих вихідних матеріалів, таких як кремнезем і вуглець, які знаходяться у вільному стані, протікання процесу відновлення кремнію значною мірою визначається парціальним тиском оксиду вуглецю. У промислових печах для виробництва феросиліцію тиск на колошнику майже дорівнює атмосферному, тому парціальний тиск оксиду вуглецю в зоні відновлення трохи перевищує атмосферний. На цій основі можна зробити висновок, що підвищення концентрації кремнію у сплаві супроводжується зростанням температури процесу.

Фактичне відновлення кремнезему вуглецем не обмежується прямою реакцією, яка часто наводиться як основна, але проходить через утворення проміжних продуктів. Це відповідає принципу послідовності перетворень, запропонованому А. А. Байковим. За думкою П. В. Гельда, у виробництві багатьох кремнієвих сплавів відновлення кремнезему відбувається через проміжне формування монооксиду кремнію, що можна зобразити схемою: SiO2 → SiO → Si.

Водночас, Я. В. Дашевський і С. І. Хитрик наголошують, що відновлення кремнезему здійснюється не лише вуглецем, але й кремнієм та карбідом кремнію, пропонуючи відповідну послідовність реакції.

$$SiO_2 \xrightarrow{C,Si,SiC} SiO \xrightarrow{C,SiC} Si$$

Згідно з даними І.С. Куликова, кремнезем під час випаровування здебільшого дисоціює на оксид кремнію (SiO) і кисень, а наявність вільного вуглецю у печі сприяє тому, що основним кремнійвмісним продуктом випаровування кремнезему є саме оксид кремнію. Основними компонентами газової фази при відносно високих

температурах можна вважати оксид вуглецю (CO) та оксид кремнію (SiO). Такі речовини, як вуглекислий газ (CO_2), діоксид кремнію (SiO_2), дисилоксид (Si_2O_2), кремній (Si), карбід кремнію (SiC), а також інші сполуки, мають бути присутні у газовій фазі лише в незначній концентрації. Це підтверджується розрахунками рівноваги реакції $C + CO_2 = 2CO$ та результатами термодинамічного аналізу випаровування кремнезему за високих температур.

Присутність карбіду кремнію в залишках робочого простору чи охолоджуючих елементів печей, які використовуються для виплавлення феросиліцію, підтверджується багатьма дослідниками. Також зафіксовано утворення карбіду кремнію на стінках ванни печі для виплавлення кристалічного кремнію. Результати аналізу матеріалів, узятих із тигля діючих електропечей, свідчать про те, що карбід кремнію є проміжним продуктом у процесі виробництва кремнію та його сплавів. Цей висновок узгоджується з останніми публікаціями, які підкреслюють важливість проміжних продуктів, таких як SiC і SiO, під час відновлення кремнезему.

Наведені вище аналізи та схеми доводять, що різні стадії технічного процесу мають своє логічне продовження під час виробництва кремнію та його сплавів в електричних печах. Присутність оксиду кремнію і карбіду кремнію в таких печах підтверджується значною кількістю досліджень.

На перебіг реакції відновлення кремнезему суттєво впливає присутність заліза. Воно розчиняє отриманий кремній та сприяє його виведенню із зони реакції, що покращує термодинамічні умови процесу і зменшує втрати кремнію. Відсутність заліза у шихті призводить до виключення тепла розчинення кремнію в залізі із прибуткової частини теплового балансу процесу, що становить приблизно 2,5–3% загального теплового приходу. Крім того, залізо значно знижує температуру початку реакції відновлення кремнезему. Розрахункові показники температури початку процесу залежно від вмісту кремнію в сплаві наведені у таблиці 3.10.

Таблиця 3.10 - Температура початку процесу відновлення кремнезему

Вміст кремнію в сплаві,%	10	20	45	90	90	100
Температура початку відновлення кремнезему, С	1225	1257	1400	1510	1530	1579

Позитивний вплив заліза також пояснюється його здатністю легко руйнувати карбід кремнію, який є одним із проміжних продуктів у процесі відновлення кремнезему, що сприяє зміщенню рівноваги реакції у напрямку утворення кремнію.

Взаємодія карбіду кремнію із залізом за реакцією $m_{Fe} + n_{SiC} = Fe_mSi_n + n_C$ починається при температурі 1500 К і проходить інтенсивно в інтервалі 1500–1600 К. У результаті цієї реакції утворюється феросиліцій і графіт. Розрахунки свідчать, що зміна енергії Гіббса для процесу руйнування карбіду кремнію під дією заліза в температурному діапазоні 1100–1700 °С має від'ємне значення. Саме це пояснює нестабільність карбіду кремнію в присутності заліза (таблиця 3.11).

Таблиця 3.11 – Зміна енергії Гіббса Т, К

Т, К	1400	1600	1800	2000	2200
-G, Дж	12125	17442	27442	35090	43000

Розглянуті дані та проведені дослідження дозволяють сформувати наближену схему перебігу процесів у активній зоні (тиглі) феросиліцієвої печі. На глибині приблизно 200 мм шихта зазнає значних трансформацій. Кварцит починає плавитися, кокс на поверхні перетворюється на карбід кремнію, а зі залізної стружки формуються краплі сплаву, які містять до 20% кремнію. Насичення заліза кремнієм відбувається переважно через реакцію між диоксидом кремнію (SiO) і вуглецем, а також між карбідом кремнію (SiC) та розплавленим залізом, додатково сприяють цьому пари кремнію.

На рівні газової порожнини завершується перетворення конденсованих фаз. Кварцит повністю розплавляється, починає утворюватися нестехіометричний кремнєкисневий залишок, карбід кремнію поступово накопичується, що підвищує вміст кремнію в сплаві відповідно до конкретної марки феросиліцію. У тиглі, де спостерігаються найвищі температури, утворюється SiO внаслідок реакції між кремнєкисневою рідиною, вуглецем і карбідом кремнію. У безпосередній близькості до плазмового шнура, де температура може досягати кількох тисяч градусів, додатково відбувається дисоціація оксидів кремнію.

У більш прохолодних зонах тигля формування кремнію відбувається внаслідок відновлення SiO за різними механізмами. У цій зоні часто зустрічаються різні конденсати, що складаються з дисперсних частинок кремнію і карбіду кремнію, з'єднаних аморфним диоксидом кремнію (SiO_2) або кристобалітом. "Дно" тигля складається з фаз, де домінують анортит ($CaO - Al_2O_3 - 2SiO_2$), галеніт ($2CaO - Al_2O_3 - SiO_2$), карбід кремнію (SiC), силікатне скло та краплі сплаву зі змінним вмістом кремнію.

Нижче рівня "дна" тигля формується шлакокарбідна зона, основними компонентами якої виступають Al_2O_3, CaO і SiO_2 у пропорціях, що наближаються до складу кінцевих шлаків. Тут також утворюється крупнокристалічний карбід кремнію (SiC), вміст якого коливається в межах 30–60%.

У зоні уповільненого сходу шихти та в бічному гарнісажі активні відновлювальні реакції майже не відбуваються, і ці зони відіграють другорядну роль у формуванні сплаву. Гарнісаж стін переважно складається з крістобаліту, рідше — тридиміту, залишків коксу, а також псевдоморфоз SiC, які утворилися на основі коксу. У зоні уповільненого сходу шихти, розташованій між електродами, помітні важкі пористі конгломерати і агломерувані маси, що утворилися з частково перетворених шихтових матеріалів. За своїм хімічним складом вони є проміжними між матеріалом гарнісажу стін і речовиною стінок газових порожнин, а також містять шлак і сплав змінного складу. Ці зони є тимчасовими: їхні розміри й форма змінюються залежно від стадії плавильного процесу, типу отриманого сплаву, споживаної потужності, частоти обертання ванни печі тощо.

У процесі роботи електропечі, окрім відновлення кремнезему, спостерігається часткове відновлення домішок, присутніх у кварциті та золі відновників (наприклад, Al_2O_3, CaO, MgO тощо). У певних випадках в результаті їхнього відновлення вуглецем можуть утворюватися карбіди відповідних елементів, які потім руйнуються під впливом заліза чи кремнію. Домішки часто відновлюються саме кремнієм, що сприяє утворенню силіцидів металів за допомогою взаємодії їхніх карбідів із кремнеземом. Факт протікання реакцій відновлення домішок підтверджується значним вміс-

том елементів, як-от алюміній, кальцій, магній, барій тощо, у промислових марках феросиліцію.

У відновлювальних умовах плавлення значна частина фосфору зі шихти переходить у сплав. Водночас сірка здебільшого видаляється за рахунок утворення летючих сполук із кремнієм, таких як SiS і SiS_2. Для виробництва феросиліцію використовують кварцити з вмістом Al_2O_3 у межах 0,5–2,0% і до 1% (CaO + MgO). Зола коксу додатково містить від 20 до 35% Al_2O_3 та 3–7% (CaO + MgO).

Під час виплавки феросиліцію згадані оксиди частково відновлюються, а елементи Al, Ca і Mg розчиняються в металічному сплаві. Типовий склад шлаку при виробництві феросиліцію характеризується такими показниками: 35–32% Al_2O_3; 22–26% SiO_2; 9–18% CaO; 7–13% BaO; 1–3% MgO; 7–14% SiC; 0,2–2% FeO. Температура його плавлення коливається в межах 1650–1700 °C. За нормального процесу плавлення обсяг шлакових матеріалів становить від 2 до 6% маси металу. Зменшення домішок у шихтових матеріалах сприяє зниженню кількості утвореного шлаку.

3.4 Підготовка до роботи РКЗ

ПІДГОТОВКА ЕЛЕКТРОДІВ

Перед зупинкою печі на капітальний ремонт рівень електродної маси в кожухах електродів опускають до верхнього краю контактних щік, що створює порожнину в кожусі електродів висотою 12,5 м. Після зупинки печі, її охолодження та завершення ремонтних робіт електроди відсікають на висоті 200–300 мм нижче від верхньої межі контактних щік.

Безпосередньо перед початком розігріву печі проводиться опускання всіх електродів до упору в цегляну тумбу, викладену на подині печі, висотою 0,7 м.

Електродна маса завантажується в кожухи до рівня, що перевищує верхню кромку контактних щік на 0,8–1,0 м. Для того щоб покращити видалення летких речовин з області коксування електродної маси, у кожухах електродів прорізають отвори діаметром 100 мм у шаховому порядку.

ПІДГОТОВКА ВАННИ ПЕЧІ

Навколо кожного електрода на подині печі встановлюють зварні обичайки діаметром 2200 мм і висотою 1300 мм, виготовлені зі сталевого кожуха товщиною 3 мм. Окремі обичайки з'єднують між собою у формі трикутника за допомогою сталевих листів товщиною 5–10 мм і висотою 500 мм.

На подині печі, у просторі між електродами та в районі річки, розміщують від 8 до 10 тонн металу марки ФС 90. Вся площа поду покривається шаром коксу фракції 25×40 мм товщиною 200 мм. У металеві обичайки, розташовані навколо електродів, кокс засипається до рівня верхнього краю обичайок.

РОЗІГРІВ ВАННИ ПЕЧІ І КОКСУВАННЯ ЕЛЕКТРОДІВ

Піч запускається на 16-му ступені напруги при з’єднанні обмоток трансформаторів у конфігурації "зірка/трикутник". Температурний режим розігріву печі поділено на декілька етапів:

- Перший день: температура під склепінням підтримується в межах 100 °С.

- Другий день: температура поступово піднімається до 300 °С і витримується протягом доби.

- Третій день: температура збільшується до 400–500 °С і стабілізується протягом доби.

- Четвертий день: температура утримується в межах 400–500 °С цілу добу.

Для збереження тепла отвори в склепінні закриваються. У разі перевищення допустимої температури піч автоматично вимикається, а вибухові клапани відкриваються.

Під час згоряння коксу шихту завантажують із розрахунком маси коксу, зменшеної на 15–18 кг від оптимальної величини. Кількість металевої стружки у складі шихти регулюється за вказівками старшого майстра.

У міру прогрівання шихти її рівень поступово підвищується завдяки додаванню нових порцій вручну або за допомогою трубопроводів.

Наприкінці четвертої доби розігріву рівень шихти доводиться до нижньої межі зрізу завантажувальних воронок, після чого піч переводиться в закритий режим роботи.

ТОКОВИЙ РЕЖИМ РОЗІГРІВАННЯ ПЕЧІ

І доба: струми в первинних обмотках трансформаторів підтримуються в межах 150-200 А, а потужність становить до 3 МВт/год.

ІІ доба: струми зростають до 300-350 А, потужність – до 3,5 МВт/год.

ІІІ доба: струми збільшуються до 400-500 А, потужність – до 4 МВт/год.

IV доба: струми досягають 500-600 А, потужність становить 4-5 МВт/год.

При набутті електродами малинового кольору та наявності скоксованої маси у кожухах електродів на висоті 100-150 мм від нижньої крайки кільця електродотримача здійснюється перемикання обмоток трансформаторів на режим "трикутник / трикутник". Піч починають працювати на 16 ступені напруги трансформаторів, при цьому навантаження в первинних обмотках залишається оптимальним для даного рівня напруги, забезпечуючи потужність до 10 МВт/год.

Перед переведенням печі в закритий режим роботи температура подини в шостому ряду цегляної кладки повинна бути не нижче 80 °С. Температурний контроль подини та підсклепінного простору здійснюється постійно з фіксацією даних щогодини у пічному журналі.

Перевірка стану маси електродів у кожухах виконується кожну зміну. До завершення другої доби розігріву рівень маси піднімається до 1,0-1,5 м від верхньої кромки контактних щік і зберігається на цьому рівні до закінчення процесу розігріву. Маневри з електродами при розігріві печі не проводяться, за винятком випадків безпосереднього розпорядження старшого майстра.

Після підключення печі за схемою "трикутник / трикутник", відповідно до письмових директив старшого майстра, залежно від стану електродів та загального стану печі організовується перший випуск металу та оптимізація технологічного режиму роботи. Надалі перепуск електродів та наступні випуски сплаву також здійснюються за вказівками старшого майстра.

Стадія розігріву печі завершується після стабілізації температури подини в діапазоні 950-1000 °С і забезпечення планової продуктивності печі протягом трьох діб поспіль. Перший випуск металу здійснюється при обсязі витраченого електроенергії не менше 150 тис. кВт·год із використанням схеми "трикутник / трикутник".

3.5 Проведення процесу плавки

Під час експлуатації обслуговуючий персонал постійно здійснює моніторинг роботи печі, її механізмів, контрольно-вимірювальних приладів, системи охолодження та газового режиму.

Шихтові матеріали із дозуючих пристроїв транспортуються в пічні бункери за допомогою системи транспортерів. Порядок дозування такий: спочатку коксик, потім стружка, кварцит і відходи графітації. Бункери печей завжди повинні бути заповнені шихтою щонайменше на половину їх об’єму.

Завантаження шихти в піч здійснюється через тічки й завантажувальні воронки. Ці тічки та воронки постійно мають бути наповнені шихтою, яка під дією власної ваги безперервно потрапляє до печі. Проплавлення шихти в завантажувальних воронках недопустиме, оскільки це загрожує розгерметизацією виробничих приміщень, що, своєю чергою, може призвести до підвищення температури під склепінням через підсмоктування повітря.

Затвори пічних кишень залишаються відкритими, а персонал повинен слідкувати за безперервним надходженням шихти в труботічки та воронки. У випадку зависання шихтових матеріалів у труботічках або пічних бункерах усунення проблеми проводиться лише після повного вимкнення печі.

Якщо виявлено проплавлення шихтових матеріалів у завантажувальних воронках, що може свідчити про зависання матеріалів у труботічках або бункерах, потрібно негайно засипати місце проплавлення свіжою шихтою.

Щоб уникнути потрапляння феросплавного газу в труботічку або пічний бункер із завислою шихтою, необхідно на склепінні печі, у районі відповідної труботічки, відкрити два вибухозахисних клапани.

Після завершення цих дій усунення зависання шихти в бункерах і труботічках виконується за допомогою шурування прутом через шибер або спеціально вирізані отвори в місцях зависання. Після завершення роботи всі вирізані отвори потрібно заварити.

Добавки коксика, сталевої стружки та кварциту транспортуються через труботічки до плавильного майданчика печі, а за потреби завантажуються у воронки вручну.

Нормальна експлуатація печі визначається такими показниками:

а) рівномірне осідання шихти в завантажувальних воронках;

б) глибоке та стабільне розташування електродів при заданій потужності печі. Для виплавки марки ФС 90 відстань між робочим кінцем електрода і подом має становити 600–900 мм, що відповідає довжині електрода 2700–3000 мм;

в) максимальне використання потужності печі на відповідному ступені напруги;

г) тиск під склепінням у межах 0,2–0,4 кгс/м² до +1 кгс/м², визначений дифманометрами (1,96–3,92 до 9,8 Па);

д) температура газу під склепінням у межах 500–600 °С, виміряна термопарами;

е) постійна кількість вихідних газів у межах 3000–4000 м³/год., за даними витратомірів;

ж) стабільний склад відхідних газів: CO — 85–90%, CO_2 — не більше 15%, H_2 — до 4%, O_2 — до 1%;

з) розрядження на початку похилого газоходу не перевищує 40–80 кгс/м² (392–784 Па), за вимірюваннями тягоміра;

і) різниця розрядження в трубі Вентурі становить від 1500 до 2000 кгс/м², за даними тягоміра (14700–19600 Па);

к) рівномірний вихід металу і шлаку відповідно до завантаженої шихти та витраченої електроенергії.

Під час зупинок печі через проведення поточних ремонтних робіт, відсутність шихти, електроенергії або з інших причин категорично забороняється проплавляти менше ніж одну третину об'єму бункерів. Якщо рівень шихти знижується до однієї третини об'єму бункера, труботічки мають бути перекриті за допомогою механізму "очко Шмідта".

Шихта подається таким чином, щоб утворити навколо кожного електрода конус із діаметром основи, який дорівнює подвійній ширині електродів. Конусоподібне формування шихти дозволяє зменшити тепловтрати, знизити випаровування кремнію і концентрувати тепло в зоні під електродами. Доведено, що глибше занурення електродів у шихту і ширший конус шихти сприяють вилученню язиків полум'я далі від електродів, підвищенню активної зони печі, оптимальному осіданню шихти та зростанню продуктивності процесу.

Нормальний перебіг технологічного процесу виробництва феросиліцію марки ФС 90 характеризується рівномірним виділенням газів по всій поверхні колошника; відсутністю затемнених ділянок і локальних виділень газу (свищів); рівномірним осіданням шихти навколо конусів електродів і в зонах між ними; стабільною та глибокою посадкою електродів у шихту; регулярним випуском шлаку й сплаву, а також вільним виходом газів; стабільним навантаженням на електродах і постійними питомими витратами електроенергії.

У разі порушення технологічного процесу можуть виникати уповільнене осідання шихти, зникнення язиків полум'я та потемніння окремих ділянок. Для відновлення нормального ходу процесу ущільнений або спечений шар шихти проколюють дерев'яним шестом, розривають тверді зони, переносять їх до центру колошника і додають коксик на оголені ділянки.

Якщо на будь-якій частині колошника спостерігається інтенсивний викид полум'я, що може перегріти електродотримачі та інші металоконструкції, проблему вирішують шляхом осадження шихти біля основи конуса та створення нових каналів для виходу газів в інших місцях.

У випадках надлишку відновника в шихті, високого розташування електродів, швидкого вигоряння полум'я поблизу електродів, звуження тигля, різкого осідання шихти поблизу електродів, відсутності сходу шлаку або зниження температури сплаву піч починає заростати шлаком, що призводить до зниження її продуктивності. Щоб відновити правильну посадку електродів і забезпечити стабільність процесу, до складу шихти додають кварцит. У наступних завантаженнях для стабілізації процесу зменшують кількість коксу приблизно на 5 кг.

При неповному відновленні кремнезему в горні накопичується значна кількість розплавленого кварцу. Це призводить до суттєвого зменшення об’єму тигля та ускладнює випуск металу з печі. Ознаками дефіциту відновника є утворення довгих кварцових ниток, що тягнуться за електродом, а також білий дим, який виходить із льотки під час випуску металу (явище "Газіт"). У таких випадках електроди опускають частіше для компенсації нестачі відновника. Водночас через надмірно глибоку посадку електродів (що збільшує опір шихти) сплав може надмірно перегріватися, що створює труднощі під час забивання льотки через розм'якшення гарнісажу. Для усунення такого явища в шихту додають коксик та певну кількість стружки.

Одним із ключових завдань обслуговуючого персоналу є суворе дотримання технологічного процесу, недопущення відхилень від заданого режиму, а також оперативне виявлення причин порушень і вживання необхідних заходів для їх усунення. Особливу увагу варто приділяти специфіці виплавки кременистих сплавів в обертових печах. Газова порожнина під електродами в таких печах зменшується в 3–4 рази порівняно з роботою у нерухомій ванні. Ця порожнина формується з набігаючого боку електрода. Завдяки обертанню шихта постійно розпушується, що запобігає утворенню містків і злежуванню. Це сприяє рівномірному виділенню газів на значній площі, прискорює сходження колошника і полегшує роботу персоналу. Переміщення зони високих температур знижує ризик пошкодження гарнісажу та футеровки.

Під час експлуатації закритих печей важливо стежити за підтримкою необхідного тиску під склепінням, забезпечувати рівномірний спуск шихти у воронках і запобігати накопиченню конденсатів парів кремнію, кремнезему та карбіду кремнію в підсклепінному просторі. При нормальній роботі закритої печі слід забезпечити горіння слабкого полум’я навколо електродів, рівномірне опускання пухкої шихти у воронках та навколо кожного електрода, стійке глибоке занурення електродів у шихту (2000–3000 мм), повне електричне навантаження, а також регулярний випуск шлаку й сплаву. За таких умов тиск і температура газу під склепінням мають становити відповідно 0–5 Па і 500–600 °С. У газоході температура знижується до приблизно 200 °С. Витрата відпрацьованого газу на печі потужністю 21 МВт·А складає

близько 3000 м³/год, з яких 80–90% припадає на CO, менше ніж 8% на H_2, і менше ніж 1% на O_2.

Проблеми в роботі закритих печей найчастіше виникають через підвищення тиску під склепінням, забивання газоходів та підсклепінного простору пилом, що спричинене дефіцитом відновника або використанням коротких електродів, потраплянням повітря у піч чи відмовами системи подачі води для зрошення газоходу. У ряді випадків нерівномірний сход шихти у воронках призводить до проплавлення чи розкриття колошника, підвищення температури, прогару склепіння і воронок, а також інших відхилень у технологічному процесі.

3.6 Процес випуску продуктів плавки

Слід враховувати, що регулярний випуск феросиліцію з руднотермічної печі забезпечує стабільну роботу обладнання. Занадто часте випускання сплаву спричиняє значні втрати тепла та зниження температури в зоні випускного отвору, що ускладнює вихід металу та шлаку, а також сприяє збільшенню втрат сплаву під час процесу випуску та розливу. Затримка у випуску, своєю чергою, призводить до надмірного накопичення металу в печі, уповільнення процесу відновлення кремнезему, зменшення глибини занурення електродів у шихту, збільшення втрат кремнію через улови та порушення стабільності електричного режиму.

Сплави ФС 45, ФС 65, ФС 90 і ФС 90 випускають чотири-п'ять разів за зміну відповідно до графіка, затвердженого начальником цеху, залежно від потужності печі та ємності ковшів. Відкривання льотки здійснюють шляхом пропалювання електричною дугою чи киснем, пробивання залізним прутом або використанням бура.

З метою запобігання надмірному накопиченню розплаву в печі, що може спричинити порушення електричного та газового режимів, аварії на горні або прогару ванни, між двома випусками не допускається споживання електроенергії понад 40 тис. кВт·год при виробництві сплавів марок ФС 45, ФС 65 та ФС 90. Рішення щодо відключення печі або зниження її потужності ухвалює майстер або начальник зміни.

Тривалість випуску для нормально працюючої печі має становити не більше 25–30 хвилин. У разі слабкого витікання металу льотка прочищається залізним прутом діаметром 25 мм. Під час кожного випуску після сходу основної струменя металу проводиться видалення шлаку за допомогою залізного прута такого ж діаметра.

У разі появи симптомів накопичення металу в печі (зменшена продуктивність, відсутність шлаку, невідповідність кількості випущеного металу до витрат електроенергії та шихти, поштовхи струму, перегрів колошника, стабільне зростання струмового навантаження) необхідно дотримуватися наступних інструкцій:

- Забороняється різка посадка одного чи декількох електродів на глибину 500–600 мм.

- Льотку необхідно прочистити киснем на глибину 1–1,5 м із подальшим шуруванням залізними прутами.

- Перевіряється довжина електродів: якщо вони вкорочені, доводять їх до довжини 2,7 м. Активно прочищайте льотку, доки метал не почне нормально витікати.

Під час випуску металу, щоб зменшити його втрати у вигляді настилів, поверхню металу в ковші необхідно вкривати дрібною коксівною масою.

Для забезпечення нормального виходу металу і шлаку слід постійно підтримувати льотку у робочому стані. Її діаметр не повинен перевищувати 120 мм. У разі його збільшення понад цей показник льотку забивають електродною масою. Через 2–3 випуски діаметр льотки доводять до норми. Процедура забивання виконується за вказівкою старшого плавильника.

Льотка повинна бути чистою від шлаку. Перед закриттям льоточного блоку необхідно обробити її (прочистити) за допомогою графітової свічки.

Для нормального функціонування льотки потрібно своєчасно встановлювати склепіння з електродної маси. Установку виконують кожні 8–12 днів, забезпечуючи, щоб товщина склепіння не перевищувала 250 мм. Перед встановленням склепіння льотку обов’язково забивають масою та очищають від шлаку.

Залишки старого склепіння мають бути повністю видалені. Щоб уникнути аварійних ситуацій у горні, не слід одночасно вибивати старе склепіння і проводити маніпуляції з уже забитою масою льотки між двома послідовними випусками.

Льотка закривається вручну або за допомогою гармати конусами, виготовленими з вогнетривкої глини м'якої консистенції. У глину додають 20–30% дрібної електродної маси.

Нормальна робота льотки передбачає її закриття 2–3 конусами таким чином, щоб зовнішня частина каналу залишалася вільною на 100–150 мм. Недбале закриття льотки може спричинити перегрів гарнісажу передньої стінки печі, що порушує її стабільну роботу та спричиняє руйнування футеровки в зоні льотки.

У разі неякісного закладення льотки існує ризик витікання металу з печі. Для забезпечення безпечного процесу ретельно закладена льотка повинна відкриватися без значних зусиль навіть під час гарячого ходу печі.

Щоб уникнути просочування металу між льоточними подовими блоками й футеровкою жолоба, горновий зобов’язаний:

1. Перед встановленням склепіння перевірити повноту заповнення шва.

2. Один раз на добу очищати лоток та наносити новий шар електродної маси товщиною 40–50 мм. Для полегшення очищення лотка під час випуску металу на нього кидають коксову дрібницю.

3. У будь-який момент експлуатації біля горна печі повинен бути запасний ківш.

4. Під час випуску обов'язково відбирати проби сплаву для експресного аналізу вмісту кремнію.

Випуск плавки здійснюється в ковші, футеровані шамотною цеглою, або в ковші із наливною футеровкою. У разі підвищення температури сплаву, що може призвести до руйнування гарнісажу ковшів і їх пропалення, застосовуються такі заходи:

- подовження електродів;

- встановлення ковшів із гарнісажем під час випуску;

- організація безперервного випуску сплаву.

Категорично забороняється випускати феросилій марки ФС90 в ковші, які знаходяться безпосередньо біля печей, що виплавляють низькопроцентні сплави, без попереднього промивання їх ФС45.

3.7 Розливка і складування продуктів плавки

Наповнений ківш транспортують у розливний проліт, де здійснюється виливка сплаву у чушки за допомогою розливних машин конвеєрного типу. Перед процесом розливання виливниці та мульди машини покривають вапняним молоком. Максимальна продуктивність такої установки досягається за товщини злитка 70-80 мм, при цьому вона становить для феросиліцію марки ФС 90 близько 80 тонн на добу. Температура сплаву перед розливанням повинна перевищувати 1400 °С. Під час процесу виливання втрати можуть сягати 3%. Для пришвидшення затвердіння злитків було запропоновано суспензійний метод, який передбачає введення в розплав твердих частинок того ж хімічного складу. Це дозволяє не лише підвищити продуктивність машини, але й ефективно утилізувати відходи, що утворюються під час дроблення сплаву.

Готові чушки зі сплаву транспортують до цеху, де після охолодження та перевірки хімічного складу, за потреби, їх подрібнюють. Потім феросиліцій упаковують у дерев’яну або металеву тару. Процес дроблення злитків повністю механізовано. Цех обладнаний установками для дроблення та просіювання сплавів, щоб виконувати замовлення на феросиліцій із заданими розмірами та масою шматків. Частину продукції замовляють у вигляді крупок із розмірами частинок 10-2 та 3-0 мм. Дрібні залишки підлягають брикетуванню.

Готовий феросиліцій зберігається в коробах на складі готової продукції. Об'єм металу в коробах не повинен перевищувати габарити або вантажопідйомність тари. Дозволяється зберігати одну плавку у двох коробах. Приймання готової продукції цеху виконується відділом технічного контролю (ВТК). За необхідності феросиліцій сортують і тимчасово зберігають у бункерах. Середній обсяг однієї партії в бункері розрахований для завантаження одного залізничного вагона.

Можливі дефекти та методи їх усунення:

- Якщо за результатами експрес-аналізу вміст кремнію в сплаві виявиться меншим за 63%, виконується змішування його у ковші зі сплавом іншої печі, де кремній має більш високий вміст.

- Якщо у новоотриманому сплаві кремній міститься у кількості 92% або більше, до ковша додають залізо чи низькомарковий феросиліцій.

- У разі надмірного утворення шлаку під час виходу із печі, його загущують піском або переливають сплав із одного ковша в інший.

Хімічний склад промислових плавок феросиліцію наведено у таблиці 3.12.

Таблиця 3.12 - Хімічний склад феросиліцію і кремнію промислових плавок

Марка сплаву	Вміст в сплаві,%									
	Si	Fe	Al	Ca	Mg	P	S	Mn	Cr	C
ФС20	21,11	76,52	0,55	0,12	0,19	0,05	0,02	0,6	0,44	0,76
ФС25	24,80	72,77	0,67	0,15	0,22	0,04	0,01	0,52	0,38	0,44
ФС45	45,6	52,35	0,67	0,41	0,40	0,025	Сл.	0,38	0,14	0,03
ФС65	65,48	32,18	1,02	0,38	0,56	0,03	0,01	0,240	0,04	0,05
ФС90	76,5	20,57	0,72	1,40	0,48	0,03	Сл.	0,19	0,06	0,05
ФС90	90,20	4,08	2,88	1,90	0,93	0,02	Сл.	0,03	0,09	0,02
Кр00	99,06	0,30	0,25	0,95	0,05	0,01	0,01	0,03	0,01	0,03

Окрім основних елементів, феросиліцій ФС 90 може містити такі домішки (в залежності від відсоткового складу): N — 0,015%; Cu — 0,03%; Ti — 0,1%; Ba — 0,3%; Mo — 0,01%; B — 0,001%; As — 0,002%; Pb — 0,002%; Sn — 0,002%; Zn — 0,002%. У складі ФС 90 рівень водню становить від 0,5 до 2 см³ на 100 г. Однак, при довготривалому зберіганні цей показник може збільшуватися і досягати понад 60 см³ на 100 г.

3.8 Позапічне рафінування феросиліцію від алюмінію

Сутність методу TINJECT для очищення рідкого феросиліцію від домішок алюмінію та кальцію (аналогічного способу НМетАУ - ЗФЗ) полягає в продувці розплаву в ковші (реакторі) за допомогою кисню або повітря через спеціальну фурму, встановлену в днище ковша. При цьому одночасно або після завершення випуску розплаву у ковш додаються окислювальні суміші для підсилення процесу очищення.

У дослідженнях Halvor Holta були узагальнені результати 15-річного досвіду промислового застосування методу TINJECT для позапічної рафінації феросиліцію, а також рідкого електротермічного кремнію від алюмінію і кальцію. Основна ідея,

закладена авторами під час розробки цього методу, полягає у визначенні оптимального режиму продувки рідкого феросиліцію киснем, повітрям або їх сумішшю в комбінації з введенням шлакоутворювальних сумішей. При цьому враховується вихідний зміст алюмінію та кальцію у феросиліцію, отриманому з печі.

Для реалізації цієї технології була розроблена форсунка спеціальної конструкції, яка монтується в днище ковша. Форсунка має конічну форму (рисунок 3.1) і складається із двох частин у зібраному вигляді.

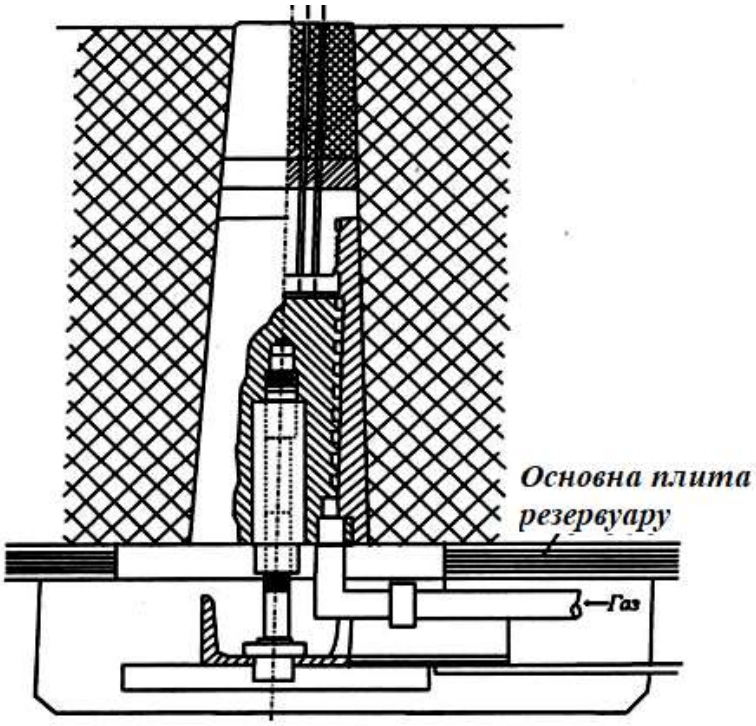


Рисунок 3.1 - Будова фурми для продувки рідкого феросиліцію повітрям при рафінуванні рідкого феросиліцію TINJECT – способом

Нижня частина фурми виготовлена з металевих елементів, тоді як верхня створена з матеріалу, стійкого до впливу розплаву феросиліцію. У верхній частині передбачено канали малого діаметру. Перед подачею в розплав феросиліцію гази спершу проходять через нижню частину фурми, що забезпечує охолодження захисного покриття, зануреного в розплав. Далі, під високим тиском, гази спрямовуються через вузькі канали верхньої частини безпосередньо в розплав.

Однією з ключових особливостей конструкції фурми є здатність забезпечувати широкий діапазон швидкостей потоку газоподібних окислювачів, які вводяться в

розплав феросиліцію. Зміна швидкості потоку досягається шляхом регулювання кількості каналів і рівня тиску газу.

На рисунку 3.2 наведена залежність витрат окислювальних газів у розплаві феросиліцію від прикладеного тиску.

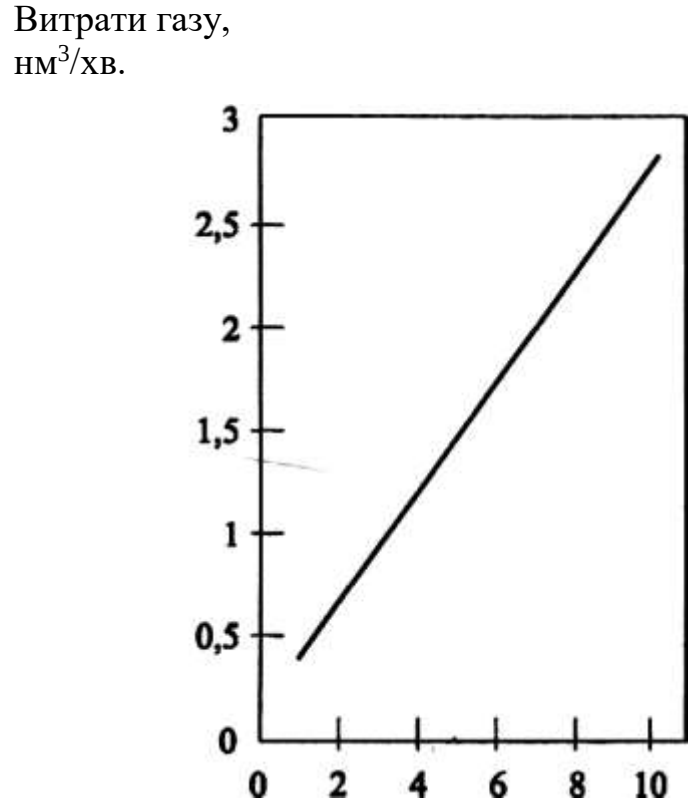


Рисунок 3.2 – Залежність витрат газової суміші через фурмений вузол від тиску при рафінуванні рідкого феросиліцію

Подача газу до форсунки здійснюється через пульт управління процесом рафінування феросиліцію, обладнаний системою регулювання подачі газу, манометрами та клапанами (рис. 3.3). Кисень змішується з повітрям у будь-якому співвідношенні від 0 до 100 %. Рафінування феросиліцію може проводитися як під час випуску з печі, так і після нього. Тривалість обробки розплаву в ковші під час випуску з печі становить 10–30 хвилин.

Стійкість верхньої частини форсунки складає 20 плавок, хоча зафіксовано можливість її збільшення у чотири рази.

Дослідження теплового балансу процесу рафінування виявили, що завдяки високій температурі феросиліцію під час виходу з печі та екзотермічним реакціям окислення таких елементів, як кальцій, алюміній і кремній, протягом продування стає можливо переробляти у ковші некондиційну дрібну фракцію феросиліцію (до 10 %), перетворюючи її на комерційний сплав.

Зниження температури під час рафінування до рівня не нижче 1450–1470 °С є сприятливим фактором, оскільки за таких умов активніше протікають екзотермічні реакції окислення домішок.

Феросиліцій, який на момент виходу з печі містить від 1,0 до 2,5 % алюмінію і від 0,3 до 1,0 % кальцію, після рафінування за методом TINJECT має у своєму складі лише від 0,02 до 0,03 % алюмінію.

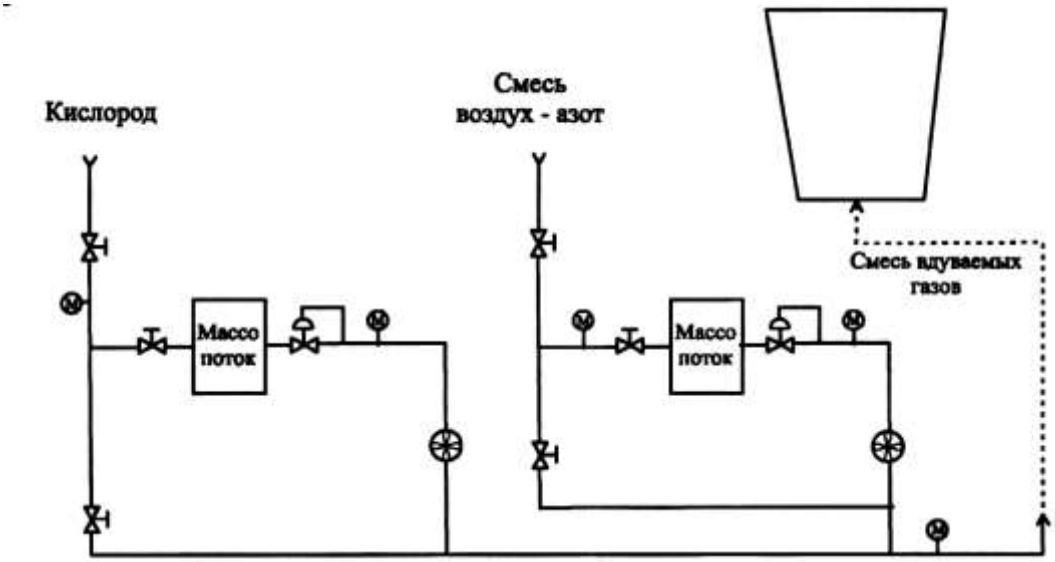
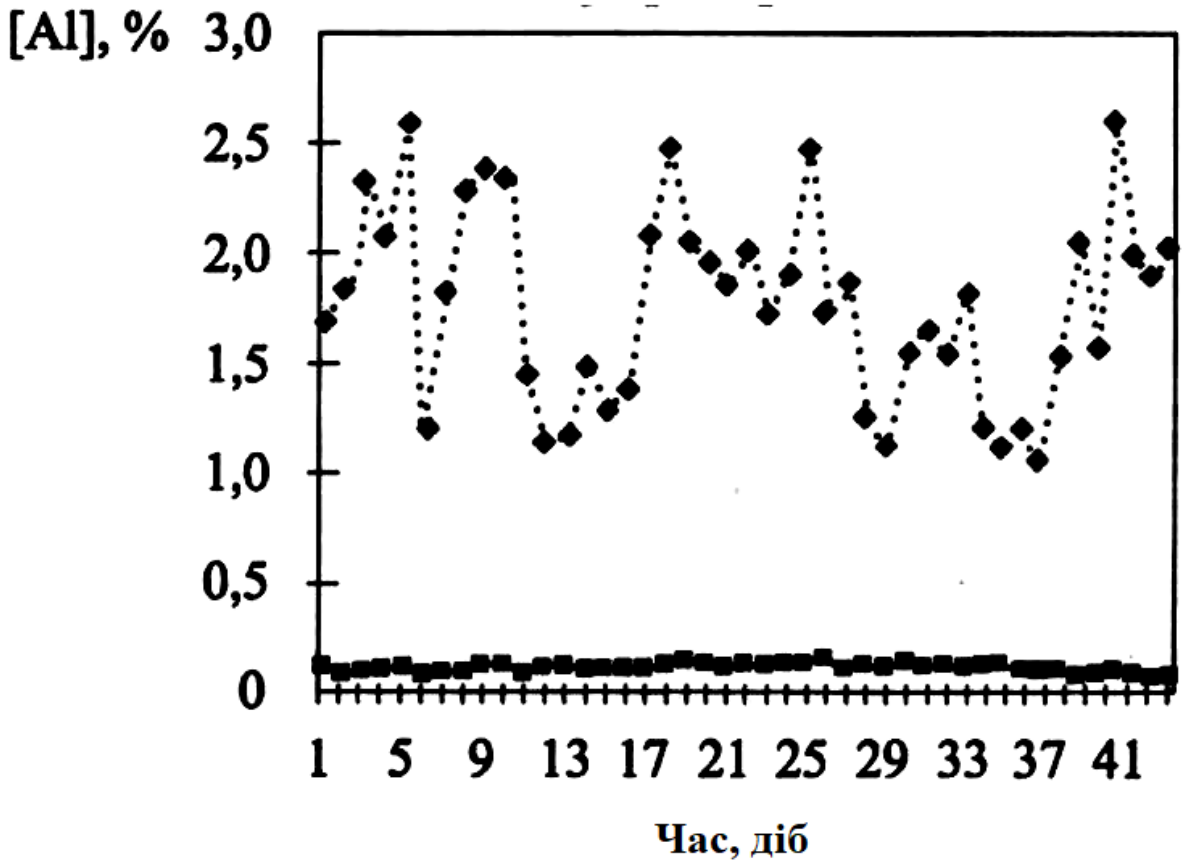


Рисунок 3.3 – Схема управління подачею суміші газів
в ківш для рафінування рідкого феросиліцію

Розробники технології забезпечують стабільний рівень алюмінію в очищеному сплаві, що не перевищує 0,05 %. На рисунку 3.4 наведено дані, які демонструють високу стабільність виробництва феросиліцію з низьким вмістом алюмінію, навіть за умов значних коливань його концентрації в початковому сплаві. Пунктирними лініями показаний феросиліцій, який виходить з печі, тоді як суцільні лінії відповідають показникам очищеного сплаву. У процесі рафінування спостерігається зменшення концентрації вуглецю та магнію з 0,04 % до 0,02 %.



·♦· - вміст алюмінію середній за добу;

▪▪ - вміст алюмінію після рафінування нижче 0,05 %.

Рисунок 3.4 – Вміст алюмінію в феросиліцію до і після його рафінування в рідкому стані TINJECT – способом

Відносний вміст кремнію може збільшуватися через видалення алюмінію при його високій концентрації. Ефективність максимально повного вилучення алюмінію з феросиліцію значною мірою залежить від хімічного складу рафінувального шлаку. Важливо, щоб концентрація (активність) Al_2O_3 у шлаку була нижчою за рівноважні показники у випадку обмінних реакцій між феросиліцієм і шлаком.

Ізоконцентраційні лінії вмісту Al у феросиліції під впливом шлаків системи $CaO – SiO_2 – Al_2O_3$ наведені на рисунку 3.5. Аналіз даних цього рисунка демонструє, що низькі концентрації Al зосереджуються в області бінарної системи $CaO – SiO_2$ із вмістом SiO_2 у межах 50–0 % та Al_2O_3 у діапазоні 15–20 %.

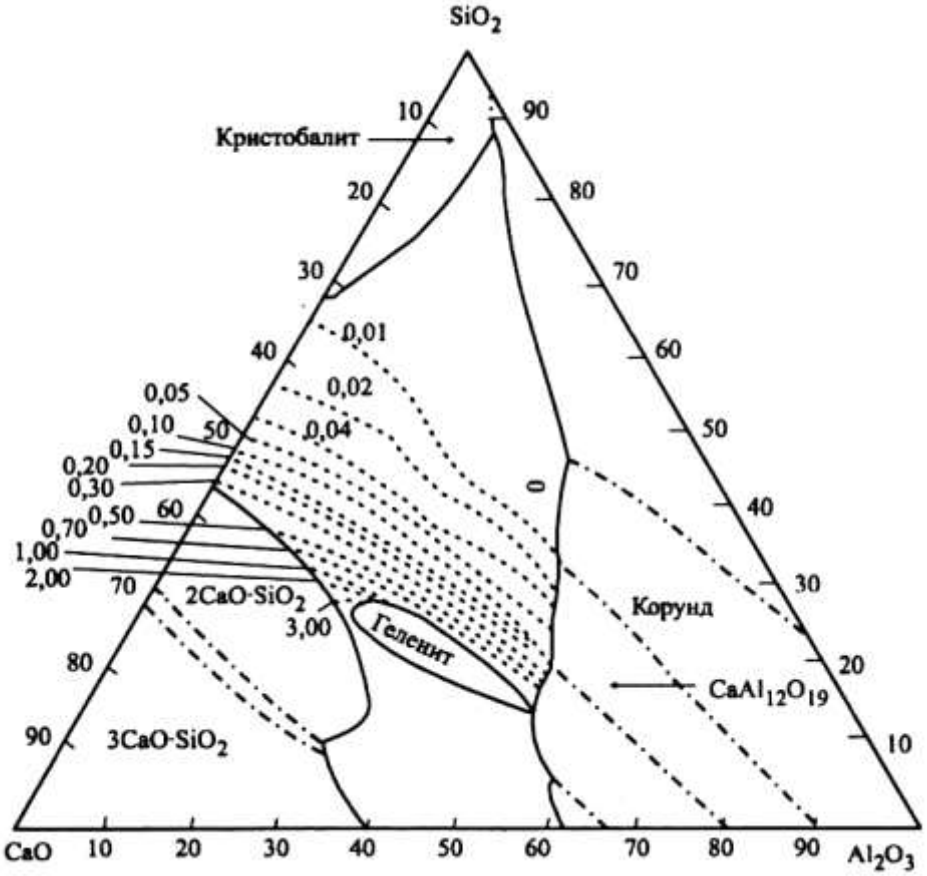


Рисунок 3.5 – Ізокоцентрічні лінії розчиненого в 75%-ному феросиліції алюмінію, рівноважному з рідкими (при температурі 1600 ºС) шлаками системи CaO – Al_2O_3 – SiO_2

Автори роботи [12] експериментально довели рівноважний вміст алюмінію в середовищі модельного сплаву 75 % Si + 25 % Fe, виробничого 75%-го феросиліцію та синтетичних шлаків системи CaO – Al_2O_3 – SiO_2. На рисунку 3.5 представлено ізоконцентричні лінії вмісту алюмінію, розчиненого у 75%-му феросиліції, який перебуває в рівновазі з рідкими шлаками системи CaO – Al_2O_3 – SiO_2 при температурі 1600 °С.

Також автори провели дослідження рівноважних реакцій із застосуванням розрахункового методу.

$$4\,[Al] + 3\{SiO_2\} = 2(Al_2O_3) + 3\,[Si].$$

З урахуванням активності компонентів в феросиліції і шлаках вміст алюмінію знаходили за рівнянням:

$$[Al] = \alpha^{1/2}_{(Al2O3)} \cdot \alpha^{3/4}_{[Si]} / Kp^{1/4} \cdot \alpha^{3/4}_{(SiO2)} \cdot f_{Al}.$$

Для вимог постійності вмісту кремнію в феросиліції і заданої температури приведене рівняння має вигляд:

$$[Al] = K' \cdot \alpha^{1/2}_{(Al2O3)} / \alpha^{3/4}_{(SiO2}.$$

Експериментально досліджено вплив температури на вміст алюмінію у ФС75 для шлаків трьох різних складів. Як свідчать результати, значення параметра В змінюється залежно від складу шлаку.

Для забезпечення рівноваги між феросиліцієм і шлаком необхідно створити відповідні кінетичні умови, що не менш важливо, ніж правильний вибір складу шлаку. Процес продувки феросиліцію киснем має здійснюватися за режимом, який мінімізує утворення надмірних викидів. Наприклад, при подачі чистого кисню зі швидкістю 2 м³/хв у феросиліцій масою 8 тонн, що містить 1,8 % алюмінію, продувка забезпечує лише слабку циркуляцію на поверхні розплаву в ковші. Коливання ковша супроводжуються характерним звуком. При досягненні заданого рівня вмісту алюмінію звук затихає, що свідчить про припинення перемішування. У такому випадку для покращення змішування феросиліцію зі шлаком застосовують стиснене повітря або інертний газ.

Рафінування феросиліцію методом TINJECT здійснюється за допомогою суміші кисню та повітря, з урахуванням розмірів ковша й вмісту домішок. Для ковша об’ємом 8 тонн через донну фурму подається 2,5–3,0 м³ газу на хвилину. Економічна вигода від реалізації рафінованого феросиліцію, отриманого за методом TINJECT, становить приблизно 37,42 долари США за одну тонну.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз шкідливих та небезпечних факторів феросплавного цеху

Виробництво феросиліцію характеризується постійністю та періодичністю технологічних і трудових процесів, а також експлуатацією механізмів та обладнання. Небезпечні й шкідливі виробничі фактори можуть проявлятися як постійно, так і періодично. До постійних факторів відносяться рухомі та обертові частини механізмів і обладнання, переміщення вантажів, теплове випромінювання, шум і вібрація. Періодичними ж факторами є такі операції, як плавлення, розливання сплавів, а також запиленість, загазованість тощо.

Технологічні процеси, як-от підготовка шихти, плавлення, випуск і розливання феросплавів, створюють низку шкідливих факторів. Серед них: оксид вуглецю, фосфористий ангідрид, оксид марганцю, сірководень, пил, теплове випромінювання, шум і вібрація.

Основу технології виробництва феросиліцію складає процес відновлення оксиду кремнію, який супроводжується значним виділенням газів. Гази феросплавних печей є токсичними через високий вміст оксиду вуглецю (CO). Оксид вуглецю потрапляє до організму людини через дихальні шляхи і утворює карбоксигемоглобін, що значно знижує здатність крові транспортувати кисень до тканин, викликаючи кисневе голодування організму. Не менш небезпечним є насичення повітря фосфористим ангідридом, який утворюється в робочій зоні печей. Ця сполука має сильний подразнювальний вплив на дихальні шляхи та слизові оболонки.

У феросплавних цехах спостерігається значне виділення пилу як у шихтових, так і в плавильних відділеннях. Під час ремонтних робіт, таких як футерування печей або ремонт ковшів і склепінь, рівень запиленості повітря також істотно зростає. Крім того, пил утворюється внаслідок плавлення металу в печах і під час роботи з сипучими матеріалами.

Великим джерелом тепловиділень та інтенсивного теплового випромінювання в приміщенні проектованого цеху є піч, відхідні гази, розплавлений сплав і шлак. У розливному прольоті значну кількість тепла виділяє розплавлений метал, що пода-

ється у виливниці. Особливо високим тепловим опроміненням піддаються робітники під час відбору проб.

Надмірний рівень шуму негативно впливає на здоров'я працівників та сприяє зростанню ризику виникнення травматизму. До головних джерел шуму й вібрації у проектованому феросплавному цеху належать пічне обладнання, розливне обладнання, крани, транспорт та інше технологічне оснащення.

Причиною уражень електричним струмом можуть стати небезпечні чинники, такі як вплив струму через електричну дугу, контакт із відкритими струмоведучими частинами чи проводами, дотик до елементів із пошкодженою ізоляцією або взаємодія через предмети з низьким опором ізоляції. Ризик електроураження створюється різним обладнанням, зокрема синхронними і асинхронними електродвигунами змінного струму, апаратами з напругою 6 кВ, апаратурою керування, крановим електрообладнанням, а також внутрішньоцеховими електромережами напругою до 380 В. Найпоширенішими видами електротравматизму у феросплавних цехах є місцеві опіки верхньої частини тіла, спричинені миттєвим спалахом електричної дуги.

4.2 Заходи, щодо захисту від шкідливих і небезпечних чинників феросплавного цеху

Аналіз шкідливих і небезпечних виробничих факторів на робочому місці оператора печі наведений у таблиці 4.1. Результати оцінки умов праці у цеху з виробництва феросиліцію свідчать, що допустимі концентрації шкідливих хімічних речовин і вплив інших виробничих факторів, за винятком рівня шуму, знаходяться в межах норми. Проте, на перспективному робочому місці оператора РКЗ, згідно з картою умов праці, рівень шуму перевищує нормативне значення на 16 дБА та класифікується як ІІІ клас, 3 ступінь небезпеки. У зв'язку з цим необхідно вжити заходів для захисту працівника від надмірного впливу шуму.

Оцінка технічного та організаційного рівня показала відповідність технологічному регламенту і проєкту організації праці на робочому місці.

Таблиця 4.1 - Оцінка факторів виробничого трудового процесу оператора РКЗ

№ з/п	Фактори виробничого середовища та трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	Значення після проведе про заходів	Тривалість дії фактора за зміну, %
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м^3: 1 клас небезпеки Кремнію оксид	 0,05	 0,05		90
	3 клас небезпеки Ангідрид сірчистий	 10,0	 8,5		85,7
	4 клас небезпеки Вуглецю оксид Ангідрид фосфорний	 3,0 1,0	 2,9 0,28		90
2	Пил, переважно фіброгенної дії. Діоксид кремнію кристалічний, мг/м^3	4	3,9		85,5
3	Вібрація (загальна),дБ	92	93		90
4	Шум, дБА	80	97	17,87	95,3
5	Мікроклімат у приміщенні (теплий період): - температура, ^{0}С; - швидкість руху повітря, м/с; - відносна волога повітря, %; - інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	 35 0,7 50 140	 36 0,6 38 145		75

Атестація робочого місця виявила наявність одного фактора III ступеня. Для досягнення нормативних умов праці передбачено впровадження інженерних рішень, що сприятимуть створенню комфортного робочого середовища та забезпечуватимуть безпечну експлуатацію технологічного обладнання.

Через сильне виділення тепла та інтенсивне інфрачервоне випромінювання в теплий період року, необхідний ефективний повітрообмін, особливо у літній сезон. Інфрачервоне випромінювання не лише безпосередньо впливає на працівників, але й нагріває навколишні поверхні й предмети, які в свою чергу стають додатковими джерелами тепла. Як наслідок, температура повітря в цеху в теплі місяці може сягати 30–40°С.

Для поліпшення мікроклімату на майбутніх робочих місцях заплановано використання як природної, так і механічної вентиляції, зокрема організацію подачі свіжого повітря безпосередньо до постійних робочих місць. Планується також вста-

новлення теплоізоляційних екранів біля печей. Для боротьби з надлишковим теплом буде застосована аерація: у подовжніх стінах феросплавного цеху передбачено два ряди вентиляційних отворів — на висоті 2 м від підлоги та на рівні підкранових балок (10 м). На даху цеху буде встановлено витяжний ліхтар. Робітників забезпечать засобами індивідуального захисту, такими як спеціальний одяг, щитки й захисні окуляри.

Для очищення виробничих приміщень від пилу та технологічних газів від працюючих печей буде впроваджено систему сухого очищення газів із застосуванням тканинних фільтрів. Додатково для захисту органів дихання працівників використовуватимуться респіратори типу «Пелюстка», що зменшують вплив пилу на організм.

Під час монтажу обладнання передбачено балансування обертових частин для синхронізації їхнього центру ваги з віссю обертання, а також ретельну врівноваженість рухомих вузлів, що сприятиме частковому зниженню шуму. Для захисту співробітників від шумового впливу планується облаштування звукоізольованих приміщень для управління процесами та відпочинку працівників. З метою зниження шумового рівня від обладнання буде застосовуватися звукоізолюючий кожух зі сталевих листів товщиною 2-3 мм, який накриває агрегат або його шумні елементи. Для індивідуального захисту від шуму передбачене використання шумоізоляційних вкладишів типу «беруші».

4.3 Виробнича санітарія основного приміщення цеху, побутових та допоміжних приміщень

Будівля феросплавного цеху спроєктована таким чином, щоб створити оптимальні умови для роботи: природне освітлення, ефективне провітрювання та інші фактори, що сприяють комфортній праці.

Система вентиляції забезпечує підтримання належної температури, рівня вологості, швидкості руху повітря, а також допустимий рівень концентрації шкідливих речовин у робочій зоні відповідно до встановлених норм.

Для охолодження металу, шлаку та ковшів передбачено спеціальні навіси і галереї, які розташовуються у місцях, віддалених від притоку свіжого повітря до цеху. Для досягнення необхідного рівня природного освітлення заплановано регулярне очищення засклених поверхонь від пилу та кіптяви.

Окрім цього, будівля матиме систему блискавкозахисту для забезпечення безпеки у разі несприятливих погодних умов.

Електробезпека

За ступенем небезпеки ураження електричним струмом проектований феросплавний цех належить до категорії особливо небезпечних приміщень.

Усі струмопровідні частини електричних машин і апаратів управління захищені огорожами або кожухами, що виключає можливість випадкового контакту. Через значне виділення пилу в робочій зоні цеху застосовуються електродвигуни закритого типу, які обладнані кришками, що щільно прилягають до корпусу для забезпечення герметичності.

Електромостові крани, які використовуються в цеху, оснащені складним електричним обладнанням. Їх обладнання розміщене на значній висоті, на металевих фермах, що підвищує ризик під час обслуговування.

Для забезпечення безпеки працівників від ураження електричним струмом усі струмопровідні частини електрообладнання в проектованому цеху оснащені системою захисного заземлення. Заземлення виконується для мереж із напругою до 1000 В змінного струму. До системи заземлення під’єднані також освітлювальна арматура, металеві корпуси перемикачів, кожухи розподільних щитів та інші елементи.

Захист від контакту зі струмопровідними частинами електроустановок забезпечується за рахунок ізоляції, огорожі, розташування таких частин у важкодоступних місцях, використання дистанційного управління, блокуючих пристроїв, попереджувальної сигналізації, а також шляхом встановлення струмопровідних елементів на недоступній висоті або застосування зниженої напруги.

Для обслуговування розподільних пристроїв передбачено набір захисних засобів, до складу якого входять: ізолювальні штанги, ізолюючі кліщі, діелектричні боти або калоші для роботи з напругою до 1000 В, діелектричні рукавички чи рука-

виці, ізолювальні підставки, гумові килимки, ізолюючі прокладки, захисні окуляри, переносні огорожі, покажчики напруги, переносні захисні заземлювачі (заковоротки), а також набір замків для фіксації приводів роз'єднувачів і мінімум два протигази. Усі ці засоби зберігають у спеціально обладнаних місцях із шафами та пристосуваннями для підвішування штанг, кліщів і тимчасових заземлювачів.

Внутрішньоцехова електрична мережа у проєктованому цеху виконана з ізольованих кабелів, які мають захисні оболонки, що відповідають вимогам механічної міцності та стійкості до хімічних впливів. У сирих приміщеннях електромережу з напругою до 1000 В прокладають із застосуванням ізольованих проводів у сталевих трубах. Мережі з напругою до 500 В обладнують за допомогою трубчастих і бронньованих проводів. Кабелі всередині цеху прокладені в каналах, розташованих у підлозі, які закриваються зверху знімними покриттями з вогнестійких матеріалів. Повітряна мережа на території цеху виконана із захищених проводів на штирьових ізоляторах.

4.4 Пожежна безпека

Відповідальність за дотримання протипожежного режиму покладається на керівника підприємства та начальника цеху. Наказом керівника підприємства визначаються відповідальні особи на кожній виробничій ділянці.

Феросплавне виробництво належить до вибухо- та пожежонебезпечних категорій через утворення під час технологічного процесу речовин, які можуть вибухати або займатися при контакті з водою (рідкий метал і шлак), киснем повітря (CO і пил) чи взаємодії між собою.

Пічний проліт проектованого феросплавного цеху, разом із розливним прольотом, розміщено у приміщеннях категорії пожежонебезпеки "Г". Це зумовлено тим, що в цих зонах присутні матеріали у гарячому або розплавленому стані, а процеси їхньої обробки супроводжуються виділенням променистого тепла та полум'я. Підсобні приміщення цеху належать до категорії "Д" завдяки тому, що вони призначені для робіт із негорючими речовинами або матеріалами у холодному стані.

Для забезпечення безпеки в цеху планується встановлення пожежної сигналізації. Вона передбачена для автоматичного виявлення пожежі, подачі відповідних сигналів, активації апаратури аварійної сигналізації, формування команд для систем оповіщення про пожежу, а також для вимкнення вентиляції і технологічних блокувань.

Для зменшення ризику поширення вогню передбачено використання легко скиданих покриттів, збільшення площ засклених прорізів, облаштування протипожежних зон та проміжків між об'єктами.

Гасіння пожеж передбачає припинення процесу горіння за допомогою механічного, фізичного або хімічного впливу. Найбільш поширеним засобом боротьби з вогнем є вода, яка планується використовувати для ліквідації більшості пожеж. Подача води здійснюватиметься по всій території підприємства через пожежний водопровід.

Пожежі, що виникають у результаті загоряння електрообладнання, легкозаймистих та горючих рідин, а також речовин, які у взаємодії з водою утворюють шкідливі або горючі сполуки, нейтралізують за допомогою твердих чи газоподібних засобів. Для гасіння невеликих осередків займання, спричинених горінням твердих матеріалів або горючих рідин на обмежених площах, використовуються ручні пінні вогнегасники, що містять хімічну піну, а також ручні вуглекислотні вогнегасники.

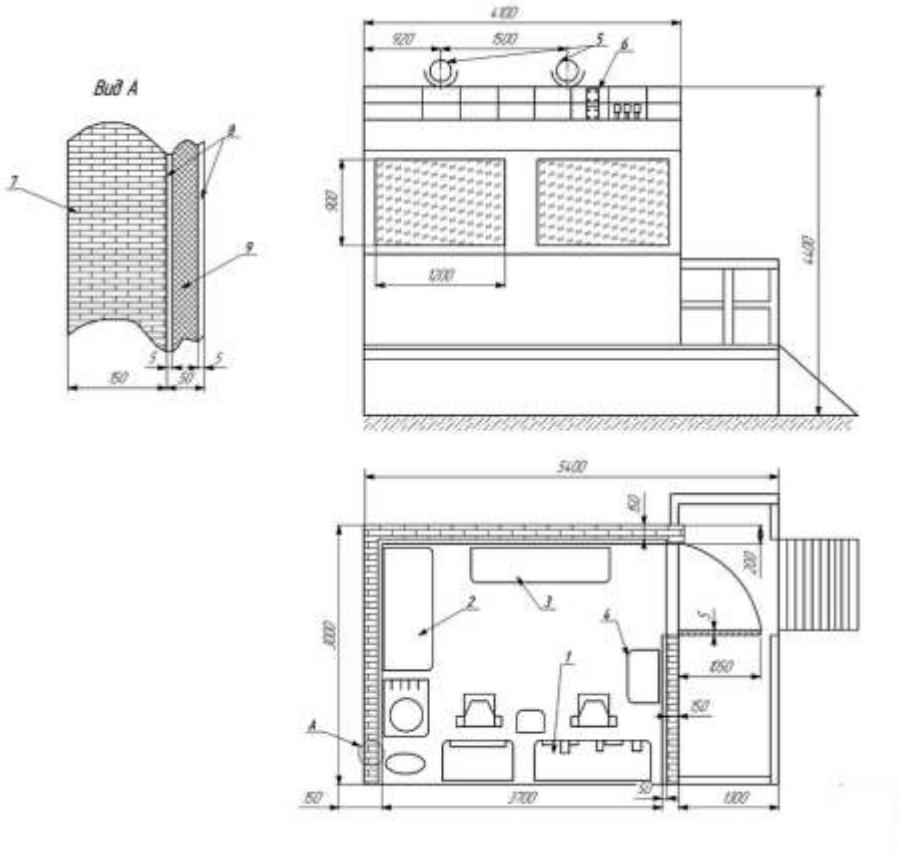
Вуглекислота, завдяки своїй властивості не проводити електричний струм, ефективна для ліквідації займання електроустановок або електропроводки. Проте її не можна застосовувати для гасіння речовин, здатних горіти за відсутності повітря. У проектованому цеху передбачено також використання автоматичних систем пожежогасіння, що базуються на застосуванні води, піни або пари як вогнегасильних речовин.

Будівля майбутнього цеху обладнана таким чином, щоб забезпечити швидку та безпечну евакуацію людей у разі пожежі. Довжина шляхів евакуації (відстань від найбільш віддаленого робочого місця до найближчого евакуаційного виходу) в електропічному корпусі становить не більше 100 метрів, що відповідає чинним нормам пожежної безпеки.

4.5 Розрахунок звукоізолюючої кабіни

Планується облаштування поста управління піччю в цеху, який буде звуко- та теплоізольованим, а також оснащеним системою подачі кондиціонованого повітря.

Звукоізоляція є одним із найефективніших і найпоширеніших способів захисту виробничого персоналу, зокрема феросплавника РКЗ, від шкідливого впливу шуму. Звукоізолювальна кабіна складається зі збірної конструкції, яка базується на каркасі з металевих профілів. Монтаж кабіни відбувається шляхом збирання уніфікованих модульних елементів, що монтуються на металевий каркас. Останній включає основу та стіни: основа зварена зі швелерів і кутових профілів, на які кріпляться стінки кабіни, а зверху встановлюється стеля. Усі з'єднання виконуються за допомогою гумових ущільнювачів для забезпечення герметичності.



1 – пульт управління; 2 – шафа; 3 – кондиціонер; 4 – стіл; 5 – прожектор; 6 – сигналізація; 7 – стіна з цегли; 8 – металевий профіль; 9 – тонке скловолокно

Рисунок 4.1 – Звукоізоляція кабіни посту управління рафінувальною піччю

Стіни та двері виготовляються зі спеціальних профілів, які утворюють порожнини для розміщення звукоізолювальних матеріалів завтовшки 50 мм. Ці порожнини заповнюються матами з тонкого скловолокна для досягнення максимальної ефективності (рисунок 4.1). Внутрішні поверхні модулів виконані з перфорованого матеріалу, що додатково сприяє поглинанню звукових хвиль.

Для створення комфортного мікроклімату всередині кабіни передбачено установку кондиціонера. За характеристиками акустичної ефективності такі кабіни відносять до 3-го класу.

Потрібне зниження шуму кабіною обрахуємо за формулою:

$$R_{зн.ш.} = L_ш – L_{доп}, дБА, \quad (4.1)$$

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

$L_{доп}$ - допустимий рівень звукового тиску на робочих місцях в кабінах, дБА.

$R_{зн.ш.} = 96 – 80 = 16$ дБА.

Потрібна звукоізолююча здатність захищаючих конструкцій, вікон і дверей звукоізолюючих кабін:

$$R_{н.і.} = L_{ср} –10 \lg B_i + 10 \lg S_i – L_{доп} + 10 \lg(n) \quad (4.2)$$

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

B_i –постійні галасливе і ізольоване приміщення в даній октавній смузі частот, м^2;

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

$L_{доп}$ – нормативне значення октавного рівня звукового тиску в розрахунковій точці ізольованого приміщення, дБА;

n – загальна кількість окремих елементів даних огорож, шт.

Постійну приміщення B_i встановлюють множенням постійною приміщення на середньометричну частоту 1000 Гц на частотний множник ($B_i = B_{1000} \cdot \mu$). Об'єм кабіни рівняється:

$$V = 3,7 \cdot 3,0 \cdot 3,0 = 33,3 \text{ м}^2,$$

тоді B_{1000} =2,5 м^2 і μ=1. Отже, B_i = 2,5. Обираємо вікно з одинарного силікатного скла завтовшки 6 мм. Кількість вікон n = 2, розміром 900×1200 мм, тоді

$$S_{\text{вікна}} = 0,9 \cdot 1,2 = 1,08 \text{ м}^2.$$

Потрібна звукоізолююча здатність вікон кабіни:

$$R_{\text{н.і.(вікон)}} = 96 – 10 \lg 2,5 + 10 \lg 1,08 – 80 + 10 \lg(2) = 15,3 \text{ дБА}.$$

Обираємо двері із стандартного дверного полотна завтовшки 40 мм. Кількість дверей n = 1, розміром 2100×1050 мм, тоді

$$S_{\text{двері}} = 2,10 \cdot 1,05 = 2,205 \text{ м}^2.$$

Потрібна звукоізолююча здатність дверей кабіни:

$$R_{\text{н.і.(двері)}} = 96 – 10 \lg 2,5 + 10 \lg 2,205 – 80 = 15,5 \text{ дБА}.$$

Звукоізолюючу здатність кабіни обчислимо по формулі:

$$R_{\text{н.і.(кабіни)}} = R_{\text{СР}} + 10 \lg B_i - 10 \lg \Sigma S_i , \qquad (4.3)$$

де S_i – площа кожного елементу огорожі, м ;

$R_{ср}$ – середня звукоізоляція всіх огорож кабіни :

$$R_{ср} = 10 \lg \frac{S_{заг}}{\Sigma(S_i \cdot 10^{-0.1 R_i})}, \quad (4.4)$$

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

$$R_{ср} = 10 \lg \frac{1{,}08 \cdot 2 + 2{,}205}{1{,}08 \cdot 10^{-0{,}1 \cdot 15{,}3} + 2{,}205 \cdot 10^{-0{,}1 \cdot 15{,}5}} = 15{,}4 \text{ дБА}.$$

Тоді, потрібна звукоізолююча здатність кабіни:

$$R_{н.і.(кабіни)} = 15{,}4 - 10 \lg 2{,}5 + 10 \lg 4{,}365 = 17{,}89 \text{ дБА}.$$

Розрахунок показує, що оскільки $R_{н.і.(кабіни)} > R_{зн.ш.}$, то запропонована звукоізолююча кабіна убезпечить захист від підвищеного рівня шуму на посту управління піччю.

ВИСНОВКИ

1. У кваліфікаційній роботі, спираючись на проведений аналіз і зібрані дані, запропоновано електротермічний метод виробництва феросиліцію марки ФС 90 у закритих електропечах із обертовою ванною. Цей метод забезпечує отримання високоякісного феросиліцію з високим вмістом кремнію.

2. Технологічний процес є безперервним із закритим колошником, завдяки чому шихта подається рівномірно в міру її проплавлення. Це забезпечує стабільний рівень шихти в печі. Застосування такого методу підвищує продуктивність печі на 3-5%, дозволяє знизити споживання електроенергії на 200-300 кВт•год/тонну та збільшити коефіцієнт потужності cos φ на 3,1-5,4%. Газ, який утворюється в закритих печах, містить від 0,01 до 0,1 кг/м³ твердих частинок, а після його очищення кількість пилу зменшується до 0,01-0,03 г/м³. Цей спосіб є найбільш економічно вигідним і екологічно безпечним для виробництва феросиліцію марки ФС 90.

3. У роботі представлено загальну характеристику та детальний опис устаткування для виробництва феросиліцію. Окрему увагу приділено характеристикам рудовідновлювальної печі РКЗ-21, яка використовується для виробництва ФС 90, а також наведено розрахунки її електричних і геометричних параметрів, матеріального та теплового балансу плавки.

4. У зв’язку з обмеженими запасами залізної стружки, запропоновано технологію виробництва феросиліцію марки ФС 90 із частковою заміною стружки окалиною. Головною особливістю цієї технології є одночасне відновлення кремнію з кварциту та заліза з окалини за допомогою вуглецю коксу.

5. Впровадження даної технології забезпечує безперервність виробництва феросиліцію марки ФС 90 навіть за дефіциту залізної стружки. Крім того, знижується собівартість сплаву завдяки використанню окалини як більш економічного компонента шихти порівняно із залізною стружкою.

6. Серед характеристик технології виплавки феросиліцію марки ФС 75 зі зниженим вмістом алюмінію варто відзначити позапічне рафінування сплаву методом TINJECT. Суть цього методу полягає в очищенні рідкого феросиліцію від домішок

Al і Ca шляхом продувки киснем або повітрям через спеціальну фурму, встановлену в днищі ковша, одночасно вводячи окислювальні суміші під час або після випуску сплаву.

7. Процес розливання металу здійснюється в розливному відділенні за допомогою конвеєрних машин, що забезпечує ефективність і точність операції.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Гасик М.И. Электрометаллургия ферросплавов. Київ : Вища школа, 1983. 364 с.

2. Теоретичні основи і технологія електросталі і феросплавів : [підруч. для студентів вищ. учб. закл. за спец. ”Металургія”] / Гасик М. І. [та ін.] ; М-во освіти і науки України, Укр. держ. ун-т науки і технологій, Ін-т пром. та бізнес технологій. Дніпро : Економіка, 2023. 279 с.

3. Зубов В. Л., Гасик М. І. Механізована розливка і фракціонування кременистих феросплавів, технологія і обладнання : навч. посіб. Дніпропетровськ : Нац. металург. акад. України, 2011. 143 с.

4. Гасик М. І., Лякішев М. П., Гасик М. М. Фізикохімія і технологія електроферосплавів : [підруч. для ВНЗ], 3-є вид., переробл. і допов. Дніпропетровськ : Системи технології, 2009. 493 с.

5. Поляков О. І., Гасик М. І. Електрометалургія феросплавів, спеціальних сталей і сплавів : [навч. посіб. для студ. вищ. навч. закл., які навчаються за напрямком підгот. ”Металургія”] Дніпропетровськ : Журфонд, 2009. 115 с.

6. Шевко В.М., Мамбеталі А.М., Каратаєва Г.Є., Лавров Б.А. Одержання феросплавів з вуглецевої породи із заміною сталевої стружки на магнетит. *Engineering Journal of Satbayev University*. 2022. №2. С.5-10.

7. Промышленное освоение технологии выплавки ферросилиция с заменой в шихте части коксика антрацитом и длиннопламенным углем / В.Л. Зубов, В.Д. Белан, М.И. Гасик и др. *Металлургическая и горнорудная промышленность.* 2002. №1. С.22-25.

8. Зубов В.Л., Овчарук А.Н., Гасик М.И. Рентгеноспектральное исследование микроструктуры 45%-ного ферросилиция машинной розливки. *Металлургическая и горнорудная промышленность.* 2000. №4. С.33-34.

9. Оптимизация разливки ферросилиция марки ФС70 на разливочных машинах цеха №4 ОАО ЗФЗ / Г.И. Быков, Ю.А. Голов, О.И. Казачков и др. *Современные проблемы металлургии:* наук. пр. - Т.2: Електротермічне виробництво феросплавів і

кольорових металів на стику XX и XX1 століть: підсумки.... Дніпропетровськ., 2001. С.206-208.

10. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища школа, 2006. 503 с.

11. Смірнов О. М., Макуров С. Л., Сафонов В. М. Виробництво зливків сталі та промислових сплавів : навч. посіб. Донецьк : Ноулідж, 2013. 405 с.

12. Смирнов В. О., Білецький В. С. Фізичні та хімічні основи виробництва. Київ : Наука, 2005. С. 45−48.

13. Пеккер О. М., Мінаєв В. І. Модернізація промислових печей. Київ : Техніка, 1987. 182с.

14. Комов І. Г. Охорона праці чорної металургії. Київ : Техніка, 1986. 192с.

15. Гапоненко О. Д., Савостін Д. З. Правила безпеки для підприємств та організацій металургійної промисловості. Дніпропетровськ : Промінь, 1970. 352с.

16. Краснов Л. М. Охорона праці. Дніпропетровськ : Промінь 1981. 190с.

17. Державні санітарні правила "Підприємства чорної металургії" ДСП 3.3.1.038-99.

18. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».

19. ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.

20. ГОСТ 12.1.012-90. ССБТ. Вібраційна безпека. Загальні вимоги.

21. ДСТУ 3038-95 Гігієна. Терміни та визначення основних понять.

22. ДСТУ ГОСТ 12.4.221:2004 Система стандартов безопасности труда. Одежда специальная для защиты от повышенных температур теплового излучения, конвективной теплоты. Общие технические требования (ГОСТ 12.4.221-2002, IDT).

23. НПАОП 40.1-1.01-97 Правила безопасной эксплуатации электроустановок (ДНАОП 1.1.10-1.01-97).

24. СНиП 2.01.02-85*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) (2.01.02-85*).

25. ДБН В.2.5-28:2018. Природне і штучне освітлення.

26. ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.