

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

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

О.С. Воденнікова
17.05.2023

Кваліфікаційна робота / проєкт
перший (бакалаврський) рівень
(рівень вищої освіти)

на тему Огляд особливостей технології виплавки феросилікомарганцю

Виконав: студент 5 курсу, групи МЕТ-18-16з
спеціальності 136 «Металургія»
(код і назва спеціальності)

освітньої програми

Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації

(код і назва спеціалізації)

О.Г. Машенко

(ініціали та прізвище)

Керівник доц. каф. металургійних технологій,
екології та техногенної безпеки,
канд. техн. наук О.С. Воденнікова

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент доц. каф. металургійних технологій,
екології та техногенної безпеки,
канд. техн. наук Т.М. Нестеренко

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2023

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

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

Рівень вищої освіти перший (бакалаврський) рівень
(перший (бакалаврський) рівень, другий (магістерський) рівень)

Спеціальність 136 «Металургія»
(шифр і назва)

Спеціалізація _____
(шифр і назва)

Освітня програма Металургія
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

Ю.О. Блоконь
«25» 12 2023 року

ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЄКТ) СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Мащенко Олександр Григоровичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи (проєкту) Огляд особливостей технології виплавки феросилікомарганцю

керівник роботи канд. техн. наук, доцент Воденнікова Оксана Сергіївна
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від "29" грудня 2022 року № 1894-с

2. Строк подання студентом роботи 19.05.2023 р.

3. Вихідні дані до роботи Науково-технічна література, статті у фахових виданнях, матеріали конференцій, патенти та ДСТУ.

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)
Вступ. Загальна частина. Технологічна частина. Конструкційна частина. Охорона праці та техногенна безпека. Загальні висновки. Перелік джерел посилання.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Титульний лист – 1. Мета роботи. Завдання роботи – 1. Хімічний склад марганцевих концентратів з руд основних родовищ України – 1. Хімічний склад та товарний вид сплавів – 1. Загальний вид рудновідновної печі типу РКЗ-16,5Т-ІІ – 1. Розрахунок шихти для виробництва переробного феросилікомарганцю MnC25 – 1. Хімічний склад шихтових матеріалів. Хімічний склад шихтових матеріалів – 1. Основні показники виплавки феросилікомарганцю – 1. Порівняння балансу марганцю при виплавці MnC17 та MnC25 – 1. Вплив вмісту кремнію в металі на витяг марганцю в сплав та втрати марганцю. Вплив вмісту кремнію в металі на модуль фосфору – 1. Загальні висновки – 1.

6. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Загальна частина	доцент О.С. Воденнікова	29.12.2022р. <i>ОВВ</i>	29.12.2022р. <i>ОВВ</i>
Технологічна частина	доцент О.С. Воденнікова	29.12.2022р. <i>ОВВ</i>	29.12.2022р. <i>ОВВ</i>
Конструкційна частина	доцент О.С. Воденнікова	29.12.2022р. <i>ОВВ</i>	29.12.2022р. <i>ОВВ</i>
Охорона праці та техногенна безпека	доцент О.С. Воденнікова	29.12.2022р. <i>ОВВ</i>	29.12.2022р. <i>ОВВ</i>

7. Дата видачі завдання 29.12.2022 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи магістра	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ	15.05-21.05.2023	
2	Реферат	15.05-21.05.2023	
3	Загальна частина	20.03-26.03.2023	
3	Технологічна частина	27.03-19.04.2023	
4	Конструкційна частина	10.04-16.04.2023	
5	Охорона праці та техногенна безпека	17.04-23.04.2023	
6	Загальні висновки. Перелік джерел посилання	01.05-07.05.2023	

Студент *ОВВ* О.Г. Мащенко
(підпис) (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проекту) *ОВВ* О.С. Воденнікова
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер *Ю.О. Белоконь* Ю.О. Белоконь
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 71 с., 15 рис., 16 табл., 24 джерела посилання.

ФЕРОСИЛІКОМАРГАНЕЦЬ, ТЕХНОЛОГІЯ ВИПЛАВКИ, МАРГАНЦЕВА РУДА, МАРГАНЦЕВИЙ КОНЦЕНТРАТ, ФЕРОСПЛАВНА ПІЧ, СТУПІНЬ ВУЛУЧЕННЯ МАРГАНЦЮ, РУДНОТЕРМІЧНА ПІЧ

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра: Огляд особливостей технології виплавки феросилікомарганцю.

Мета роботи – проаналізувати технологічні аспекти технології виплавки феросилікомарганцю.

У розділі 1 проаналізовано сучасний стан світових запасів сировини для виплавки феросилікомарганцю; проаналізовано сучасні шляхи удосконалення технології виробництва феросилікомарганцю.

У розділі 2 приведено розрахунок шихти для виробництва переробного феросилікомарганцю MnC25; розглянуто дві технології виплавки висококремністого феросилікомарганцю – з оксидних і карбонатних концентратів.

У розділі 3 надана характеристика печей, що застосовуються для виплавки феросилікомарганцю та приведен розрахунок геометричних параметрів печі типу РКЗ-16,5.

У розділі 4 приведено аналіз потенційно-небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища в феросплавній лабораторії.

Запропонована технологія виплавки феросилікомарганцю рекомендується для дослідно-промислових випробувань в умовах феросплавних підприємств України.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	9
1.1 Огляд та технічна характеристика сировинної бази феросплавного виробництва України.....	9
1.2 Технологічні особливості виробництва та якість феросилікомарганцю.....	14
2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	25
2.1 Розрахунок шихти для виробництва переробного феросилікомарганцю MnC25.....	25
2.2 Аналіз шляхів збільшення ступеня вилучення марганцю при виплавці феросилікомарганцю марки MnC25.....	29
2.2.1 Влив вмісту Si в металі на витяг Mn при виплавці феросилікомарганцю марки MnC25.....	29
2.2.2 Виплавка феросилікомарганцю з оксидних та карбонатних концентратів.....	32
2.2.3 Виплавка феросилікомарганцю з незбагачених марганцевих руд Нікопольського родовища.....	32
3 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА.....	37
3.1 Характеристика печей, що застосовуються для виплавки феросилікомарганцю.....	37
3.2 Технічна характеристика печі типу РКЗ-33М1.....	44
3.3 Розрахунок геометричних параметрів феросплавної печі типу РКЗ-16,5.....	47
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА.....	54
4.1. Аналіз потенційно-небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища в феросплавній лабораторії.....	60
4.2 Заходи з поліпшення умов праці у феросплавній лабораторії.....	63

4.3 Розрахунок межі вогнестійкості суцільних конструкцій при односторонньому обігріві (за ознакою прогріву).....	65
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ.....	68
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	69

ВСТУП

В даний час взято курс на створення ефективних безвідходних технологій виробництва, що дозволяють раціональніше використовувати сировинні та енергетичні ресурси країни. Особливо гостро ця проблема стоїть у металургії марганцю. Тільки 40% марганцю, здобутого з надр, здобутого з надр, перетворюється на готову продукцію. У цьому загальні втрати марганцю при виплавці марганцевих феросплавів становлять 28,1%. Одним із видів втрат марганцю у феросплавному виробництві є утворення некондиційної дрібниці при розливанні, дробленні та сортуванні сплавів марганцю.

Згідно ГОСТ 4755-80 та 4756-77 масова частка дрібниці фракції 0–20 мм не повинна перевищувати 10% для вуглецевого феромарганцю та 15% – для силікомарганцю від загальної маси сплаву в партії. Таке обмеження змісту дрібниці у партії викликане малоефективним її використанням у сталеплавильному виробництві. Практика показує, що застосування для розкислення та легування сталі фракції марганцевих феросплавів менше 20 мм супроводжується її окисленням, заплутуванням у шлаку, винесенням з газами, що відходять.

З метою забезпечення стабільності засвоєння марганцю сталеплавильною ванною діючі стандарти на феромарганець та силікомарганець передбачають постачання цих сплавів споживачам у фракційному вигляді, тобто. за класами крупності шматків. Для марганцевих феросплавів введено 5 класів крупності: 315–100, 200–20, 100–20, 5020 та 25–5 мм. Виділення необхідних класів крупності змушує дроблення та гуркотіння сплавів та супроводжується різким захопленням виходу фракції менше 20 мм. В даний час фактичний вихід дрібниці 0–20 мм в умовах НЗФ при машинному розливанні без фракціонування коливається в межах 7–10% для вуглецевого феромарганцю та 5–14% – для феросилікомарганцю. Ця дрібниця відвантажується споживачам як кондиційний продукт. Однак при дробленні та гуркотінні сплавів, необхідних для їх поставки у фракційному вигляді, вихід дрібниці фракції

менше 20 мм зростає до 40%, що значно перевищує допустиму її кількість у партії, що відвантажується. До того ж, за даними ДП «УкрНДІспецсталь», який узагальнив інформацію про потребу різних вітчизняних заводів у фракціонованих сплавах марганцю, фракція 0–20 мм не знаходить попиту і стає таким чином некондиційною дрібницею, яка потребує утилізації на феросплавному заводі – виробнику марганцевих [3], [4].

Мета роботи – проаналізувати технологічні аспекти технології виплавки феросилікомарганцю.

Для досягнення поставленої мети в роботі необхідно вирішити наступні **теоретичні та прикладні завдання:**

– проаналізовано сучасний стан світових запасів сировини для виплавки феросилікомарганцю;

– проаналізовано сучасні шляхи удосконалення технології виробництва феросилікомарганцю;

– розглянути технологію виплавки висококремністого феросилікомарганцю з використанням оксидних і карбонатних концентратів, а також незбагаченої марганцевої руди;

– проаналізувати потенційно-небезпечні та шкідливі чинники в процесі виплавки висококремністого феросилікомарганцю.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Огляд та технічна характеристика сировинної бази феросплавного виробництва України

Використання дрібних фракцій у металургійному переділі ускладнює плавку та підвищує енергетичні витрати на виробництво феросплавів. Також дрібнодисперсні матеріали виносяться з феросплавних печей тягодутьєвим режимом і практично обертаються в технологічному циклі, завантажуючи газоочисні та аспіраційні споруди.

Тому велика кількість руд і вже збагачених концентратів виявляється практично непридатними для безпосереднього використання у виробничих процесах і вимагають спеціальної підготовки – окускування. Для того щоб вибрати найбільш ефективні способи залучення дрібних марганцевих руд крупністю менше 10 мм у феросплавне виробництво, перш за все необхідно представити які види руд ми розглядаємо, а також проаналізувати фізико-хімічні властивості марганцевих руд

Світові континентальні розвідані запаси марганцевих руд оцінюються на сьогоднішній день в 18,0 млрд. тонн. Чималі запаси марганцевої сировини України представлені різними типами руд (оксидними, карбонатними, змішаними). Відмітною особливістю марганцевих руд вітчизняних родовищ є відносно невисокий вміст марганцю і підвищена концентрація фосфору і кремнезему (таблиця 1.1) [5], що не дозволяє, на відміну від зарубіжних родовищ, використовувати сировину без попередньої підготовки - збагачення.

Основне завдання процесу збагачення полягає в максимальному відділенні від основних марганецьвмісних мінералів порожньої породи, так званих хвостів. Всі методи збагачення засновані на різних механічних, фізичних і фізико-механічних властивостях мінералів руди, а вибір їх для кожного конкретного випадку визначається ефективністю та економічною доцільністю.

На сьогоднішні видобуток марганцевої руди в нашій країні здійснюється в основному відкритим і шахтним способами на Нікопольському родовищі. На

базі цього родовища діють два найбільші гірничо-збагачувальні комбінати (ГЗК): Орджоникідзевський гірничо-збагачувальний комбінат (ОГЗК) у складі семи кар'єрів, трьох збагачувальних фабрик і однією агломераційною фабрикою та Марганецький гірничо-збагачувальний комбінат (МГЗК) у складі двох кар'єрів, семи шахт і двох збагачувальних фабрик.

Хімічний склад концентратів, вироблених цими ГЗКами, представлений в таблиці 1.2.

Таблиця 1.1 – Усереднені хімічні склади марганцевих руд основних родовищ України

Гірничо-збагачувальний комбінат, шахта, кар'єр	Масовий вміст компонентів, %								
	Mn	MnO ₂	MnO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	P	н.п.п.
ОГЗК, Олександрівський кар'єр	16,9	2,88	19,50	35,4	4,96	6,86	2,30	0,147	19,8
ОГЗК, Шевченківський кар'єр	25,0	33,00	5,29	36,4	4,86	2,70	1,92	0,170	11,3
ОГЗК, Запорізький кар'єр	24,7	33,10	4,90	35,3	4,78	2,74	2,26	0,166	12,0
ОГЗК, Богданівський кар'єр	23,3	30,80	4,90	35,3	5,39	3,62	2,20	0,155	12,5
МГЗК, Басанівський кар'єр	26,8	34,40	6,54	35,5	3,09	1,24	1,54	0,144	9,4
МГЗК, Грушевський кар'єр	20,3	8,27	19,60	38,6	4,10	6,26	2,14	0,153	19,6
ТГОК, шахта	17,2	0,16	22,10	32,8	4,84	7,77	2,29	0,204	21,8

Сьогодні основним і найбільш освоєним способом подрібнення марганцеворудної сировини в Україні є процес агломерації. Слід зазначити, що частка карбонатної сировини в аглошихті постійно зростає і на сьогодні наближається до 50 % [6]. Відповідно збільшується також питомий вміст

фосфору в аглошихті та феросилікомарганцю.

Крім того, шлак з низьким вмістом фосфору та високим вмістом марганцю використовується у виробництві феросилікомарганцю з високим вмістом кремнію та рафінованих марганцевих сплавів. Виплавка цього малофосфористого шлаку здійснюється періодичним способом в перекидних печах з магнезитовою футеровкою потужністю печі 5 МВА або безперервним способом у закритих печах потужністю 16,5 МВА. Основні вимоги до малофосфористого шлаку представлені в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 – Хімічний склад та призначення марганцевого малофосфористого шлаку

Марка шлаку	Масова доля, %		Призначення
	Mn (не менше)	P (не більше)	
МФШ-А	40,000	0,012	Для виробництва низькофосфористого феромарганцю і металевого марганцю
МФШ-Б	38,000	0,015	Для виробництва граничного феросилікомарганцю
МФШ-В	40,000- 41,000	0,019	Для виробництва низькофосфористого феросилікомарганцю
МФШ-Г	28-30	не обмежено	Для виробництва низькофосфористого феросилікомарганцю

У свою чергу, товарні концентрати за фракційним складом не постійні і містять високу долю дрібних фракцій (<8мм) малопритатних для використання в рудовідновлювальних печах. Сума відповідних для плавки фракцій концентрату I сорту складає близько 28%, а II сорту – 18%. Концентрат фракції від 0,2 мм до 8 мм дуже дрібний і не може бути ефективно використаний як компонент шихти без попереднього окускування.

Таблиця 1.2– Повний хімічний склад марганцевих концентратів з руд основних родовищ України

Найменування та сорт концентрату різних родовищ	Вміст компонента, %										
	Mn	MnO ₂	MnO	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P	Na ₂ O	K ₂ O
Нікопольське родовище:											
Оксидний (I сорт)	44,0	48,3	17,4	13,7	3,2	1,3	1,5	1,9	0,18	0,4	1,0
Оксидний (ІБ сорт)	41,0	46,0	16,6	15,4	3,3	1,45	1,71	2,2	0,18	0,4	1,2
Оксидний (II сорт)	36,8	38,5	16,2	20,6	3,9	1,76	1,71	2,5	0,18	0,4	1,4
Карбонатний (I сорт)	31,0	19,3	24,31	19,2	7,3	1,5	2,51	2,5	0,17	0,9	0,8
Великотокмакське родовище:											
Оксидний (I сорт)	43,0	56,6	9,5	12,0	2,8	2,1	1,7	5,1	0,22	0,4	1,9
Оксидний (II сорт)	38,3	44,5	13,2	17,4	3,9	1,3	1,8	2,6	0,21	0,4	1,7
Карбонатні:											
фракція +10мм	27,1	0,6	34,7	10,5	13,1	1,7	2,6	5,0	0,20	0,3	0,4
фракція 10-0мм	28,3	1,4	35,5	14,0	9,6	1,5	1,6	2,2	0,19	0,2	0,4

При виробництві силікомарганцю всіх марок основним кремнійвмісним компонентом шихти, як у вітчизняній, так і в зарубіжній практиці феросплавного виробництва, є кварцит. За хімічними показниками кварцит повинен задовольняти наступним вимогам: від 96% SiO_2 до 98% SiO_2 , не більше 1,8% Al_2O_3 , не більше 1% засміченості (глина, пісок або інші домішки). Розмір шматків кварциту допускається в межах від 25 мм до 80 мм при масовій долі шматків кварциту вище за максимальний розмір не більше ніж 15% і нижче мінімального на 7%. На металургійних підприємствах Україні при виробництві феросилікомарганцю можуть використовуватися кварцити Овручського і Васильківського родовищ. Окрім кварцитів основних родовищ можуть застосовуватися та інші матеріали, якісні показники яких відповідають вищезгаданим вимогам.

Другим (після рудної частини) найважливішим компонентом шихти при виплавці феросплавів є відновник. Оскільки силікомарганець виробляють вуглецьтермічним процесом, то у якості відновника використовуються різні вуглецьвмісні матеріали. У реальних умовах феросплавного процесу (високі температури, низький стовп шихти у феросплавній печі, неминучий процес утворення карбідів металів і газоподібних нижчих оксидів і так далі) найбільш важливою характеристикою вуглецевих матеріалів є їх відновна здатність, з врахуванням електричного опору та інших параметрів. З цієї точки зору найбільш оптимальним вуглецевим відновником є дерев'яне вугілля, але воно має низьку механічну міцність і високу вартість. Безпосередньо у зв'язку з постійно зростаючим дефіцитом, все більшого поширення набувають такі вуглецеві відновники як газове вугілля, нафтовий кокс і напівкокс. Основні характеристики вуглецевих відновників можна побачити в таблиці 1.4.

Слід зазначити, що на сьогодні накопичилися величезні запаси відвальних шлаків від виробництва марганцевих сплавів, що містять від 13% до 35% Mn [7]. Безпосередньо утилізація таких шлаків вироблялася за допомогою їх переробки і реалізації у якості будівельних матеріалів. Проте таку схему треба вважати неефективною із-за великих втрат марганцю, тому є доцільною

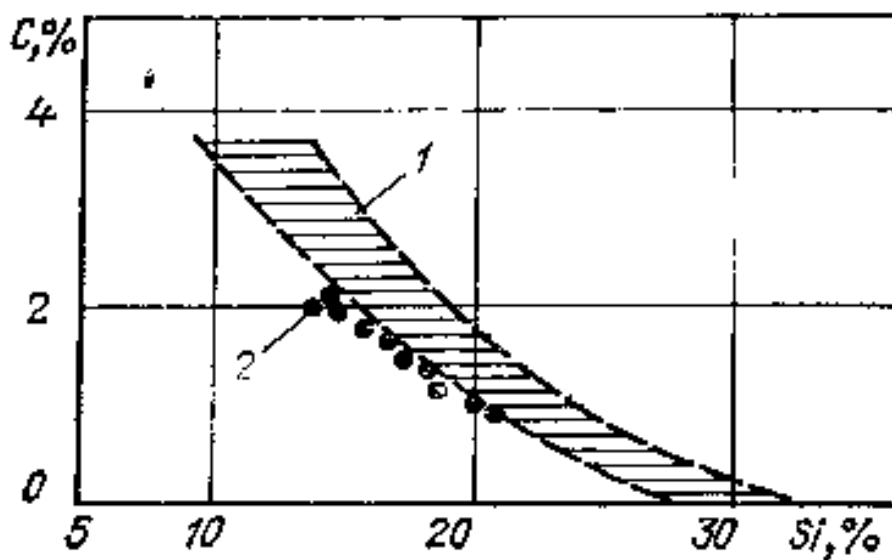
розробка технологічних заходів щодо залученню даного матеріалу до процесу виробництва марганцевих феросплавів в якості шихтового матеріал.

1.2 Технологічні особливості виробництва та якість феросилікомарганцю

У феросилікомарганці марки МнС25 основною структурною складовою являється фаза Новотного, рівноважна концентрація вуглецю в якій при $\sim 23,5\%$ Si складає $0,16\%$ (для розплаву).

Діаграма фазових рівноважень в системі Mn-Si-C_{нас.} відсутня. У сплавах, що закристалізувалися, існують силікокарбиди фаза Новотного Mn₅Si₃C_x.

У рідких сплавах системи Mn-Si-C у міру збільшення кремнію знижується розчинність вуглецю (рис. 1.1), що пояснюється більш високою термодинамічною міцністю силіцидів порівняно з карбідами марганцю.



- 1 – область зміни вмісту вуглецю при різному вмісті кремнію;
- 2 – фактичний вміст вуглецю в зливках феросилікомарганцю марки МнС25

Рисунок 1.1 – Вплив кремнію на розчинність вуглецю в розплавах системи Mn-Si-C_{нас.}

Незважаючи на загальновідомий факт зниження розчинності вуглецю під впливом кількостей, що збільшуються, присадкою в сплави Mn-Si-C_{нас.} кремнію, до теперішнього часу немає досить аргументованих металофізичних пояснень характеру цієї залежності.

Встановлені силікокарбідні фази в системі Mn-Si-C_{нас.} і отримана розрахункова крива зміни вмісту вуглецю в сплавах під впливом кількостей присаджуваного кремнію, що збільшуються (рис. 1.2)

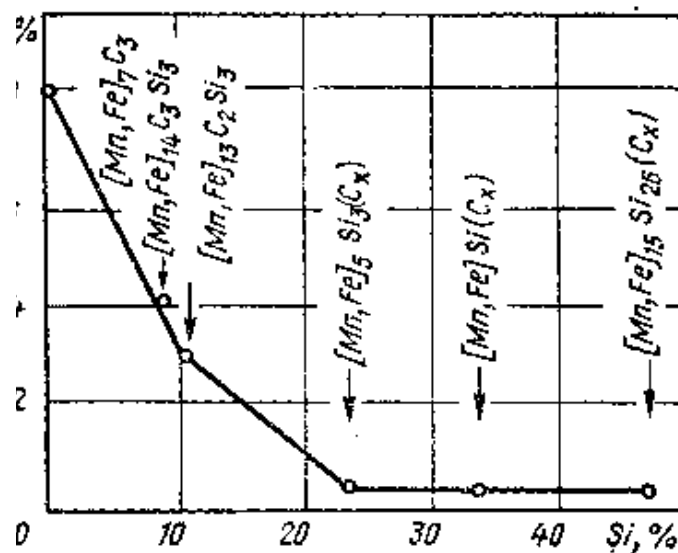


Рисунок 1.2 – Феросилікокарбідні фази в системі Mn-Si-C і зміна розчинності вуглецю від концентрації кремнію

На рис. 1.3 представлені результати фазового аналізу і виділені області існування фаз в повільно охолоджуваних зразках сплавів системи Mn-Fe-Si-C_{нас.}

Феросилікомарганець марки MnC25 можна виплавити наступними способами:

- виплавка з використанням шлаку безфлюсової плавки феромарганця;
- виплавка методом спільного відновлення марганцю і кремнію.

Аналіз світової практики виробництва феромарганця в електропечах свідчить про те, що його отримують безфлюсовим способом, завдяки низькому вмісту в рудах фосфору і кремнезему. Плавку ведуть з розрахунку отримання стандартного по фосфору високовуглецевого феромарганця і передільного

шлаку з підвищеним вмістом марганцю. Безфлюсова плавка феромарганця в умовах із застосуванням вітчизняних бідних марганцевих концентратів не представляється можливою внаслідок високого вмісту в них фосфору і кремнезему.

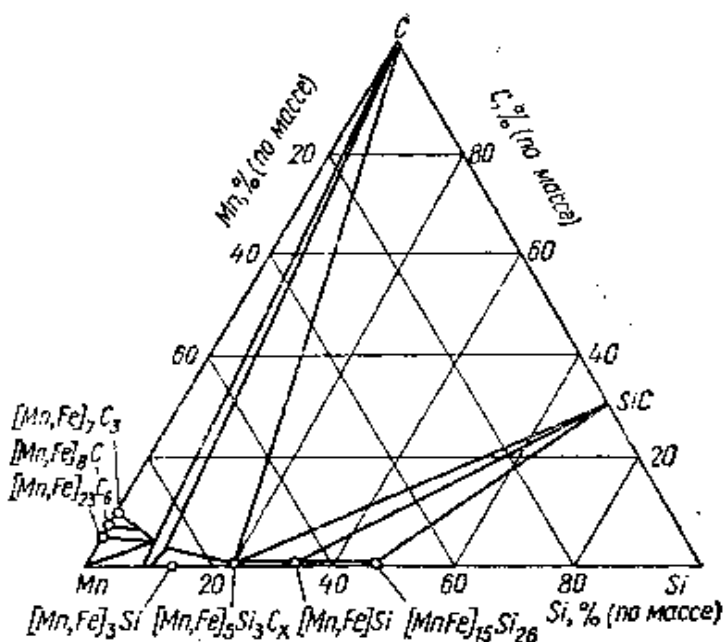


Рисунок 1.3 – Триангуляція системи Mn-Fe-Si-C

Зниження якості марганцевих концентратів призводить до погіршення витягання марганцевих концентратів на стадії металургійного переділу, що викликає необхідність впровадження в промисловість нових методів підготовки марганцевих концентратів, що забезпечують разом з дефосфорацією і їх знекремнюванню. Цим вимогам відповідає розроблений гідрометалургійний(содовий) спосіб дефосфорації і знекремнення оксидних марганцевих концентратів, що дозволяє понизити вміст фосфору в концентратах в 10 разів і кремнезему в 2 рази. На Ленінградському досвідченому заводі ВАМИ з низькосортного марганцевого концентрату, що містить 32,64% Mn, 0,25% P, 20,8% SiO₂, була отримана досвідчена партія(50 т) низькофосфористого і низькокремнеземистого гідрометалургійного марганцевого концентрату (ГМК), що містить 32,8% Mn, 11,5 SiO₂, 0,022% P.

Отриманий ГМК мав наступні фізичні властивості: щільність $3,28 \text{ г/см}^3$; максимальна молекулярна вологість 23,1%; питома поверхня(зовнішня) $310 \text{ м}^2/\text{кг}$; питома поверхня(повна) $17,1 \cdot 10^3 \text{ м}^2/\text{кг}$; великість 0–0,16 мм. Концентрат характеризувався хорошою здатністю легко грудкується. Велика внутрішня пористість забезпечувала високу відновлюваність концентрату.

Зважаючи на високу міру подрібнення ГМК перед агломерацією піддавали грудкуванню спільно з коксовою дрібницею на чашевом грудкувачі діаметром 1м. Процес грудкування, завдяки наявності в концентраті силікату натрію, проходив успішно з отриманням гранул з діаметром 3-8 мм. Досвідчені партії агломерату з ГМК мали високі фізико-механічні властивості, він не руйнувався при тривалому зберіганні.

Виплавку феросилікомарганця марки МнС25 з використанням агломерату ГМК здійснювали в печі ОКБ-616 із установленою потужністю пічного трансформатора 1600 кВ·А. Було проведено чотири варіанти (А, Б, В, Г) досвідчених плавок: А – виплавка високовуглецевого феромарганця флюсовим способом за існуючою технологією НЗФ; Б – виплавка високовуглецевого феромарганцю безфлюсовим способом із введенням у шихту агломерату ГМК; В – виплавка феросилікомарганця; Г – виплавка феросилікомарганця із введенням у шихту передільного шлаку безфлюсової плавки феромарганцю. Підшихтовку передільних марганцевих шлаків і агломерату ГМК здійснювали з розрахунку одержання сплавів з вмістом фосфору 0,35-0,4 %. Для дослідних плавок використовували шихтові матеріали наступного гранулометричного складу: марганцевий агломерат 0–50 мм, вапняк, кварцит 0–50 мм, кокс 5–20 мм, складу: вуглецю 80,8 %, зольність 17,0%, летючих 2,2 %.

Встановлено, що підшихтовка агломерату ГМК до агломерату АМНВ-1 у кількості 30,22 % (варіант Б) дозволяє виплавляти феромарганець безфлюсовим способом. Заміна флюсового способу (варіант А) безфлюсовим (варіант Б) забезпечує підвищення продуктивності електропечі на 36 %, зниження питомої витрати електроенергії на 26,72% і коксу на 39,5 %. При цьому із складу шихти повністю виводиться вапняк. У зв'язку з тим, що витрата коксу при виплавці

феромарганцю безфлюсовим процесом знижується на 184 кг/баз. т і повністю виводиться із шихти вапняк (992 кг/баз. т), вихід колошникових газів, що відходять, різко знижується й становить для флюсового процесу 945 м³/баз.т, та безфлюсового – 360 м³/баз. т, тобто зменшується в 2,5 рази.

Виробництво феросилікомарганця марки МнС17 полягає в одночасному відновленні в електропечі окислів марганцю й кремнію вуглецевим відновником із суміші марганець утримуючої сировини й кварциту.

В якості шихтових матеріалів використовують: низькофосфористий і низькокремнеземистий гідрометалургійний марганцевий концентрат, шлаки від безфлюсового виробництва вуглецевого феромарганцю, шлаки від виробництва рафінованого марганцю, безфосфористий високомарганцевий шлак, кварцит, коксик фракції 10–20 мм, в окремих випадках можна використовувати деревні відходи й стружку.

Низькокремнеземистий і низькофосфористий гідрометалургійний марганцевий концентрат має наступний хімічний склад: 32,8 % Мп, 11,5 % SiO₂ і 0,022 % Р.

Кварцит, що містить не менш 94 % SiO₂, піддають дробленню на шматки розміром 5–50 мм, а після дроблення промивають для видалення глинистих забруднень.

Передільні шлаки використовується в шматках розміром не більше 50 мм із вмістом марганцю 38–40 %.

Вміст вуглецю у феросилікомарганцю марки МнС17 залежить від вмісту кремнію; тому що силіциди марганцю - сполуки більш стійкі, чим карбіди, та чим вище вміст кремнію, тим нижче вміст у ньому вуглецю.

Процес виробництва феросилікомарганця МнС17 складається в паралельному відновленні марганцю й кремнію із силікатів марганцю шлаків, марганцю з руди й кремнію із кварциту.

Виправка феросилікомарганця марки МнС17 ведеться на електродах, що самоспікаються, діаметром 1400 мм.

Виплавка феросилікомарганця марки MnC17 ведеться в закритій трифазній електропечі безперервним процесом і періодичними випусками продуктів плавки. Футеровка печі вугільна.

Завантаження шихти виробляється по труботечкам із пічних бункерів через завантажувальні воронки, розташовані у зводі печі навколо електродів. Проплавлення шихти в воронках неприпустимо, тому що це розгерметизує піч й приведе до росту температури під зводом, у наслідок підсмоктування повітря.

Схід шихти виробляється в міру її проплавлення. Труботечки повинні бути постійно заповнені шихтою. При необхідності, добавки шихти для коректування подаються на плавильну площадку й завантажуються вручну.

У випадку зависання шихти в воронках і труботечках виробляється шурування цих ділянок дерев'яними рейками або металевими інструментами з дерев'яного мастика.

При зниженому вмісті кремнію в сплаві склад шихти корегується добавкою кварциту з коксом, а у випадку з підвищеною концентрацією кремнію - марганцевого концентрату з коксом.

Нормальна робота печі характеризується наступними ознаками:

- рівномірним сходом шихти в завантажувальних воронках;
- глибокою стійкою посадкою електродів при заданій потужності печі;
- оптимальною довжиною робочого кінця електрода в межах 2500–2800 мм;
- максимальним використанням потужності печі на даному щаблі напруги;
- тиском під зводом 0,2–0,4 мм вод. стовба до + 2 мм, вимірюване дифманометрами(1,96–3,92 до 19,6 Па);
- температурою газу під зводом у межах 350–400⁰С, вимірювана термопарами;
- постійною кількістю газів, що відходять, наступного складу: СО: 85–90 %, СО₂: не більше 15 %, Н₂ не більше 8 %, О₂ не більше 1 %.

– розрядженням на початку похилого газоходу не вище 40–80 мм вод. ст., вимірюване тягомірами (392–784 Па);

– перепадом розрядження на трубі Вентурі в межах 1500–2000 мм вод. ст. вимірюване тягомірами (14700–19600 Па);

– рівномірним виходом металу й шлаків відповідно до завантаженої шихти й витраченою електроенергією.

Порушення ходу печі й заходи для їхнього усунення.

Порушеннями процесу є:

– висока посадка електродів;

– низька посадка електродів із втратою фотополяриметр навантаження;

– недолік відновника;

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

– нерівномірний вихід металу й відсутність виходу шлаків;

При високій посадці електродів необхідно:

– у випадку стійкого підвищення напруги переключити піч на нижчий щабель;

– при надлишку відновника відкоригувати його до норми й вжити заходів для посадки електродів (різка безперервна посадка більше 300 мм не допускається), як виключення допускається з дозволу майстра дача кварциту у вільному виді.

– при коротких електродах зробити позачерговий їхній перепуск;

– перевіряється правильність дозування шихтових матеріалів.

При низькій посадці електродів із втратою електро-навантаження необхідно:

– підняти щабель напруги;

– перевірити правильність дозування шихтових матеріалів;

– дати додаткові порції коксу й відкоригувати навішування відновника.

Ознаки недоліку відновника:

– падіння фотополяриметр навантаження і її коливний характер;

- підвищення в'язкості шлаків, утруднення й припинення його виходу;
- підвищення запиленості колошникового газу, підвищення перепаду тиску під зводом;
- зниження вмісту кремнію в сплаві при незмінному введення в шихту сталєвої стружки.

Щоб уникнути утворення «козлів» необхідно:

- постійно стежити за якістю шихтових матеріалів і їхньою відповідністю до вимог інструкції;
- перевірити довжину робочого кінця електрода й взяти відповідних заходів;
- домогтися стійкої глибокої посадки електродів.

Оптимальний режим установлюється при тиску під зводом 0,2–0,4 мм вод. ст. (1,96 - 3,92 Па). Такому режиму повинні відповідати:

- вміст (у тракті чистого газу) СО не менш 85 % і кисню не більше 1%;
- вміст водню (під зводом і в тракті чистого газу) не більше 8 %;
- витрата газу не менш 150 нм³/година на 1МВт витрачається потужності.

Охолоджений колошниковий газ у контакті з повітрям вибухонебезпечний. Межа вибуховості 12,5–74 % СО. При підвищенні розрядження на початку похилого газоходу більше 80 мм вод. ст. (784 Па) необхідно прочистити похилий газохід або газовідбірний стакан через врізання на працюючій печі.

Підвищення вмісту водню в газах, що відходять, свідчить про підвищення вологості шихти, порушенні сходу шихти або про наявність течі води при несправностях якого-небудь із електродів водяного охолодження.

Вміст водню під зводом і в тракті чистого газу повинне бути не більше 8 %. При стійкому вмісті водню в газі вище 8 % необхідно підняти тиск під зводом до 2 - 3 мм вод. ст. При вмісті водню й кисню 1 % піч повинна бути негайно відключена. Установлення й усунення причин підвищених концентрацій водню й кисню в цьому випадку виробляється тільки на відключеній печі.

При випуску розплаву з печі спостерігається підйом електродів, тому що в цей момент пухка розігріта шихта, що має більше низький електричний опір, чим уже ошлакована шихта, переміщається вниз, створюючи навколо електродів область із підвищеною провідністю й зменшуючи загальний електричний опір печі. Для забезпечення стійкої глибини занурення електродів рекомендується збільшення числа випусків або навіть перехід на безперервний випуск. Але варто пам'ятати, що в цьому випадку будуть мати місце підвищені втрати сплаву й охолодження району льотки.

Оброблення льотки ведеться залізним прутом, а якщо буде потреба (шлакування льотки) пропалюється за допомогою електропрожигача.

Випуск сплаву виробляється чотири-п'ять разів у зміну у футерований або сталевий ошлакований ковш. Одночасно випускають шлаки в сталеві ковші. Ковші встановлені каскадно. Тривалість випуску для нормально працюючої печі становить 15–20 хв. Сплав з печі при випуску виходить практично повністю. Розливання сплаву виробляється через проміжну виливницю із сифоном для остаточного відділення шлаків у чавунні ребристі виливниці або на разливній машині. Для одержання щільного злитка рекомендується розливання сплаву робити при температурі 1270–1300⁰С с наступним охолодженням зі швидкістю 50⁰С/хв.

Грануляцією відвальних шлаків може бути отримана шлакова пемза високої якості або він може бути використаний як сировина для виробництва декоративних облицювальних плиток або ізоляторів.

Для кращого виходу шлаку, під час випуску після сходу основної струї металу й шлаку необхідно робити періодичне шурування льотки прутом. Під час випуску необхідно стежити за рівнем металу в ковші, не допускаючи його переливу в сталевий ківш.

Для забезпечення нормального виходу металу й шлаків необхідно:

– підтримувати льотку в нормальному робочому стані, тобто діаметр не повинен перевищувати 120 мм. У випадку збільшення діаметра льотки більше 120 мм, її необхідно забити електродною масою, після цього через 2-3 випуску

льотку довести до нормального діаметра. Льотка не повинна бути ошлакована. При ошлакуванні льотки перед її закладенням очко льотки розпалюється електропрожигом. Закладення ошлакованої льотки не допускається;

– вчасно встановлювати свод з електродної маси. Установка сводика виробляється через 8–12 днів, товщина сводика повинна бути не більше 250 мм. Перед установкою сводика льотка повинна бути обов'язково очищена від шлаків і забита електродною масою. Залишки старого сводика також вибиваються;

– льотка закривається конусами, виготовленими з вогнетривкої глини м'якої консистенції. У глину додається 20–30 % м'якої електродної маси. Підготовлений конус повинен бути просушений до повного видалення вологи. Нормально працююча льотка повинна закриватися 2–3 конусами, так щоб зовнішня частина каналу льотки була вільною на 100–150 мм.

Після кожного випуску ківш повинен бути очищений від шлаків і металу й проконтрольований на справність. Перед розливанням наявний у ковші шлак зливається до появи металу в струмені.

Проба шлаків відбирається один раз у добу при першому в зміні випуску.

Партія феросилікомарганця оформляється документом про якість, що містить:

- товарний знак підприємства-виготовника;
- хімічний склад;
- номер партії;
- масу партії;
- дату видачі сертифікату якості;
- штамп технічного контролю;
- позначення справжнього стандарту;
- номер вагону.

Феросилікомарганець транспортують без упаковки в чистих транспортних навалом, упаковані в тару, в спеціалізованих контейнерах або інших ємкостях.

Феросилікомарганець марки МнС25 відрізняється пониженим вмістом фосфору і використовується переважно як передільний напівпродукт – відновник, як при плавці середньо- і низьковуглецевого феромарганця, так і металевого марганцю силікотермічним процесом.

МнС25 застосовується в сталеплавильній і ливарній промисловості в якості легуючої добавки і комплексного розкислювача, надає сталі ударну стійкість і ламкість при вигині; також використовується для виробництва марганцевих сплавів [8], [9].

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Розрахунок шихти для виробництва переробного феросилікомарганцю MnC25

Вихідні дані для розрахунку приведено в таблицях 2.1 та 2.2. Розрахунок виконується згідно методики, описаній в роботі [10].

Таблиця 2.1 – Хімічний склад сплаву

Марка сплаву	Масова доля елемента, % мас.				
	Mn	Si	Fe	P	C
MnC25	72,5	25	2,0	0,04	0,05

Таблиця 2.2 – Хімічний склад шихтових матеріалів

Найменування сировини та матеріалів	Вміст елемента, % мас.									
	SiO ₂	FeO	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Mn	P	C	зола	летючі
ШМП-78	35,0	0,6	4,5	8,5	3,5	37,0	0,012	0,11	–	–
Кварцит	96,48	1,0	1,1	0,1	0,3	0,03	0,010	0,15	–	0,8
Коксик	–	–	–	–	–	–	–	83,6	13,0	3,4
Зола коксик	44,2	25,7	24	3,3	1,8	0,61	0,21	–	–	–

Таблиця 2.3 – Розподіл компонентів між продуктами плавки

Елемент	Переходить, %		
	У метал	У шлак	відліт, ін. витрати
Марганець	76,9	7,0	16,1
Кремній	48	32	20
Фосфор	65	5	30
Залізо	95	5	–

1. Розрахунок шихти ведемо на 100 кг шлаку ШМП-78.

Зі 100 кг ШМП-78 за умови вилучення 76,9 % марганця вихід сплаву розрахункового складу:

$$\frac{100 \cdot 0,37 \cdot 0,769}{0,725} = 39,246 \text{ кг.}$$

2. Розрахунок кількості кварциту.

2.1. Необхідно задати чистого кремнію:

$$\frac{39,246 \cdot 0,25}{0,48} = 20,441 \text{ кг,}$$

або в перерахунку на SiO_2 :

$$\frac{39,246 \cdot 0,25 \cdot 60}{0,48 \cdot 28} = 43,801 \text{ кг.}$$

2.2. Вноситься SiO_2 зі шлаком ШМП-78:

$$100 \cdot 0,35 = 35,000 \text{ кг.}$$

Відповідно, потрібно ввести додатково SiO_2 :

$$43,801 - 35,000 = 8,801 \text{ кг,}$$

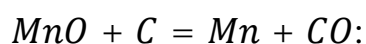
або кварциту:

$$8,801 / 0,9648 = 9,122 \text{ кг.}$$

3. Розрахунок кількості відновника.

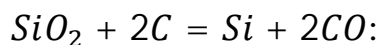
3.1. До шихти необхідно внести вуглецю:

– для відновлення марганцю за реакцією:



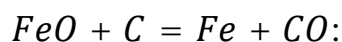
$$\frac{(100 \cdot 0,37 + 9,122 \cdot 0,0003) \cdot (0,769 + 0,161) \cdot 12}{55} = 7,508 \text{ кг.}$$

– для відновлення кремнію за реакцією:



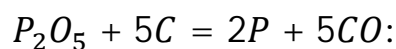
$$\frac{43,801 \cdot (0,48 + 0,20) \cdot 24}{60} = 11,914 \text{ кг.}$$

– для відновлення заліза за реакцією:



$$\frac{(100 \cdot 0,006 + 9,122 \cdot 0,01) \cdot 0,95 \cdot 12}{72} = 0,109 \text{ кг.}$$

– для відновлення фосфору за реакцією:



$$\frac{(100 \cdot 0,00012 + 9,122 \cdot 0,0001) \cdot (0,65 + 0,30) \cdot 60}{62} = 0,012 \text{ кг.}$$

– для науглецювання металу до 0,05% потрібно вуглецю:

$$39,246 \cdot 0,0005 = 0,020 \text{ кг.}$$

Введено вуглецю з ШМП-78 та кварцитом:

$$100 \cdot 0,0011 + 9,122 \cdot 0,0015 = 0,124 \text{ кг.}$$

3.2. Всього потрібно вуглецю:

$$7,508 + 11,914 + 0,109 + 0,012 + 0,020 - 0,124 = 19,439 \text{ кг,}$$

або коксику з урахуванням чаду на колошнику:

$$\frac{19,439}{0,836 \cdot 0,77} = 30,198 \text{ кг,}$$

де 0,77 – коефіцієнт корисного використання коксику.

5. Розраховуємо склад отриманого металу та зводимо дані у табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Хімічний склад сплаву

Елемент	Переходить у сплав, кг			Всього	
	ШМП-78	Кварцит	Зола коксу	кг	%
Mn	$100 \cdot 0,37 \cdot 0,769 =$ $=28,453$	$9,122 \cdot 0,0003 \cdot 0,769 =$ $=0,002$	$30,198 \cdot 0,13 \cdot 0,0061 \cdot$ $\cdot 0,769 / 60 \cdot 28 = 0,009$	28,464	71,244
Si	$100 \cdot 0,35 \cdot 0,48 / 60 \cdot 28 =$ $=7,840$	$9,122 \cdot 0,9648 \cdot 0,48 /$ $/ 60 \cdot 28 = 1,971$	$30,198 \cdot 0,13 \cdot 0,442 \cdot$ $\cdot 0,48 / 60 \cdot 28 = 0,389$	10,200	25,530
Fe	$100 \cdot 0,006 \cdot 0,95 / 72 \cdot 56 =$ $=0,443$	$9,122 \cdot 0,01 \cdot 0,95 /$ $/ 72 \cdot 56 = 0,067$	$30,198 \cdot 0,13 \cdot 0,257 \cdot$ $\cdot 0,95 / 72 \cdot 56 = 0,745$	1,255	3,141
C	З коксику на відновлення та навуглецювання			0,020	0,050
P	$100 \cdot 0,00012 \cdot 0,65 =$ $=0,008$	$9,122 \cdot 0,0001 \cdot 0,65 =$ $=0,001$	$30,198 \cdot 0,13 \cdot 0,0021 \cdot$ $\cdot 0,65 = 0,005$	0,014	0,035
Разом:				39,953	100,00

5.1. Базова вага металу:

$$39,953 \cdot \frac{71,244 + 25,530}{82} = 47,151 \text{ кг,}$$

де 82 – базовий вміст марганцю та кремнію в сплаві, %.

Коефіцієнт перерахунку на 1 тону базову: $1000 / 47,151 = 21,21$.

У таблиці 2.5 представлено склад колоші та питомі витрати матеріалів на виробництво 1 базову тону сплаву.

Таблиця 2.5 – Розрахунковий склад шихти та питомі витрати матеріалів

Найменування матеріалу	Склад колоші, кг	Питома витрата, кг/баз.т
ШМП-78	100,000	2120,846
Кварцит	9,122	193,464
Горішок коксівний (сухий)	30,198	640,453
Разом:		2954,763

2.2 Аналіз шляхів збільшення ступеня вилучення марганцю при виплавці феросилікомарганцю марки МнС25

2.2.1 Влив вмісту Si в металі на витяг Mn при виплавці феросилікомарганцю марки МнС25

На сьогодні відомо, що вміст марганцю у відвальному шлаку, що утворюється при виплавці феросилікомарганцю, визначається згідно з рівнянням:

$$(MnO) = \sqrt{\frac{[Mn]^2 (SiO_2)}{K_{SiMn} [Si]}} \quad (2.1)$$

де (MnO), (SiO₂), [Mn], [Si] – концентрація компонентів відповідно в шлаку і металі, %;

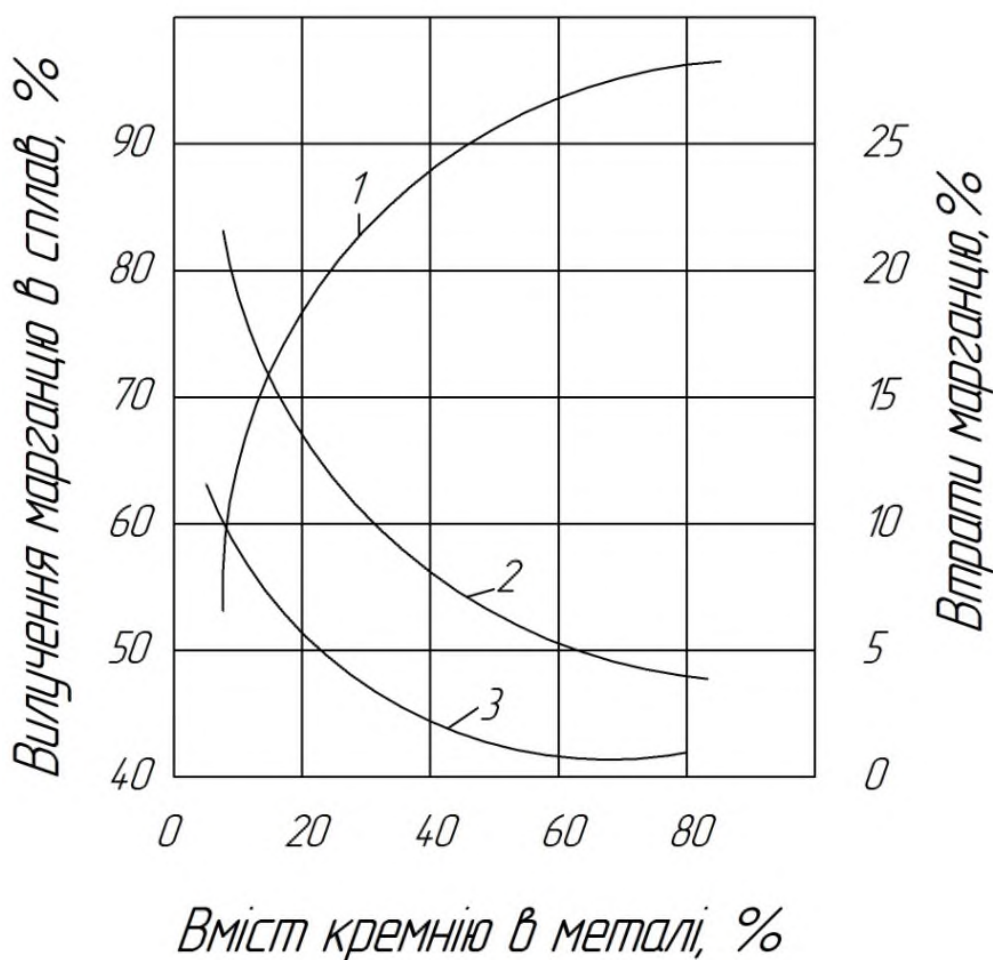
K_{SiMn} – константа рівноваги феросилікомарганцю.

Згідно рівняння (2.1) вміст марганцю у відвальному шлаку залежить від концентрації кремнію в металі. При підвищеному вмісту кремнію в металі знижується вміст марганцю в шлаку, відповідно зменшується і кратність шлаку. Це підтверджується практикою отримання висококремністого феросилікомарганцю з рудовугільних формовок, шломо- і шлаковугільних брикетів, а також існуючою технологією отримання передільного феросилікомарганцю з малофосфорістого передільного шлаку.

Результати дослідження впливу вмісту Si в металі на витяг Mn при

виплавці феросилікомарганцю, що представлені на рис. 2.1, показали, що зі збільшенням вмісту кремнію в металі в межах від 5 % до 80 % зростає витяг марганцю та відповідно зменшуються втрати марганцю з відвальних шлаком і в ульот.

Аналіз результатів досліджень оптимального складу висококремністого марганцевого сплаву показують, що сплави з вмістом кремнію до 20% представляють собою звичайний вуглецевий феромарганець і феросилікомарганець, витяг марганцю при їх отриманні не перевищував 77%.



1 – витяг марганцю в сплав; 2 – загальні втрати марганцю; 3 – втрати марганцю з відвальним шлаком

Рисунок 2.1 – Вплив вмісту Si в металі на витяг Mn в сплав та втрати марганцю

При подальшому підвищенні вмісту кремнію в металі до 26% витяг марганцю зростає до 81%, однак, при такій концентрації кремнію були певні труднощі, пов'язані з випуском з печі шлаку. При цьому слід зазначити, що шлак був в'язкий, погано виходив з феросплавної печі, підкіпав навколо електродів.

Коли відбувається підвищення масової частки кремнію з 26% до 35%, то технологія стабілізується. Так безпосередньо поліпшується вихід шлаку, стабілізується електричний режим і робота колошника феросплавної печі. Метал і шлак вільно виходять з феросплавної печі. При цьому витяг марганцю зростає до 90%.

Подальше збільшення масової частки кремнію до 45% не викликає особливих технологічних утруднень, але дещо підвищується температура колошника, а у металу з'являється схильність до розтріскування. Витяг марганцю становить від 92% до 94%. При збільшенні вмісту кремнію в металі більше 45% витяг марганцю підвищується ще від 2% до 3%. Різко зростає енергоємність процесу. Метал при охолодженні розсипається і після зберігання протягом від 5 діб до 6 діб перетворюється в порошок розміром менше 3 мм.

Аналізуючи описані технологічні особливості виплавки висококремністих марганцевих сплавів та їх фізичні властивості, видно доцільність розробки технології виплавки феросилікомарганцю, що містить кремнію від 26% до 35% та марганцю від 55% до 65%, виробництва таких сплавів забезпечить витяг марганцю на рівні від 85% до 90%.

Такий склад висококремністого феросилікомарганцю прийнятний і для сталеплавильного виробництва, так як звичайна суміш феросплавів (вуглецевого феромарганцю, феросиліцію і феросилікомарганцю), призначених для обробки сталі, містить марганцю від 40% до 48%, кремнію від 16% до 21%, заліза від 28% до 34%. Наявність заліза в шихті є небажаним баластом, тому що вимагає додаткових витрат тепла на його плавлення. Витяг 80% Fe зі складу шихти дозволить зменшити масу феросплавів від 24% до 26% і збільшити масову частку легуючих елементів.

2.2.2 Виплавка феросилікомарганцю з оксидних та карбонатних концентратів

Розглядаючи сьогодні стан копалин, зокрема Нікопольських марганцевих руд видно, що основним компонентом в них є кварцовий і марганець-кварцовий пісок. Пісок вимивається при збагаченні і віддається в шламові відстійники, а вапняно-глинисті домішки при цьому становлять невелику частину.

Експериментальні дослідження процесу виплавки феросилікомарганцю марки МнС25 з оксидних і карбонатних концентратів, що приведені в таблиці 2.6 показали, що при використанні в шихті карбонатного марганцевого концентрату витяг марганцю досягає 90%.

2.2.3 Виплавка феросилікомарганцю з незбагачених марганцевих руд Нікопольського родовища

З метою збільшення наскрізного вилучення марганцю була випробувана технологія отримання висококремністого феросилікомарганцю безпосередньо з незбагачених марганцевих руд Нікопольського родовища. Отриманий сплав містив (таблиця 2.7) марганцю 52,5%, кремнію 34,6%, фосфору 0,39%.

Дослідний варіант виплавки висококремністого феросилікомарганцю також є досить технологічним, крім того, за рахунок відсутності стадії збагачення марганцевої руди наскрізний витяг марганцю підвищується з 52% (при звичайній технології) до 86%. Дослідження складу марганцевої руди по фракціям показують, що незбагачена марганцева руда за своїм фракційним складом цілком відповідає вимогам, що забезпечують газопроникність колошника феросплавної печі.

Порівнюючи баланс марганцю при виплавці товарного феросилікомарганцю та феросилікомарганцю, отриманого експериментально, можна відзначити, що незбагачена марганцева руда Нікопольського родовища може бути використана для виплавки висококремністого феросилікомарганцю,

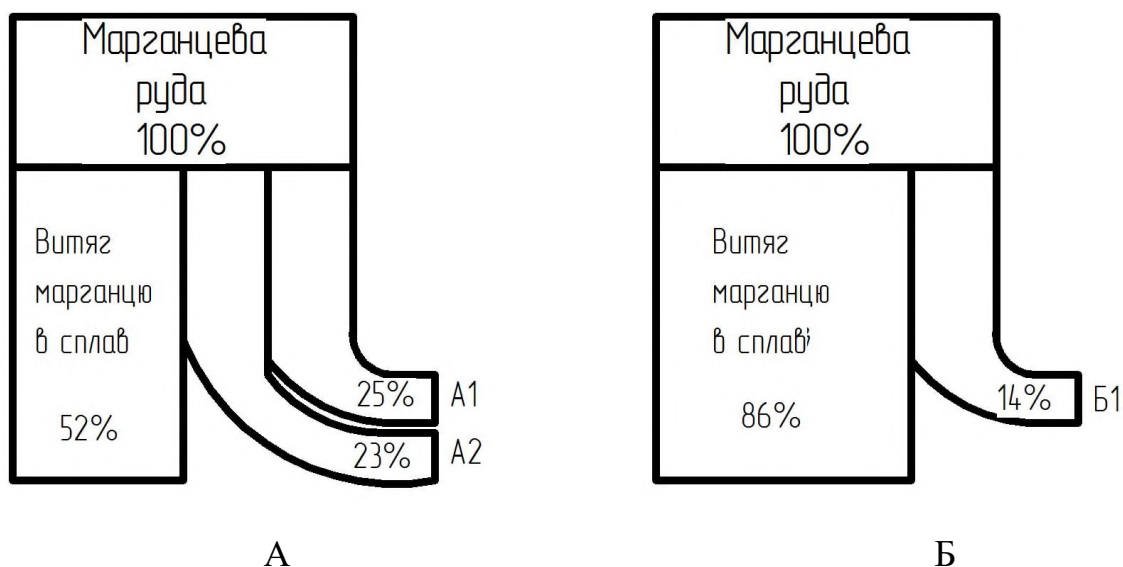
при чому наскрізне витяг марганцю зростає з 52% до 86% (рис. 2.2). Аналіз вмісту домішок в висококремністого феросилікомарганцю показує, що він, при тій же кількості Si, містить С приблизно до 7 разів менше, ніж суміш товарного феросилікомарганцю і феросиліцію (рис. 2.3).

Таблиця 2.6 – Основні технологічні показники виплавки феросилікомарганцю з оксидних та карбонатних концентратів

Найменування показника	Варіант 1	Варіант 2
Ваговий склад шихти, кг:		
Марганцевий концентрат (оксидний)	15	-
Марганцевий концентрат (карбонатний)	-	15
Кварцит	6	5,8
Кокс	7,4	5,8
Вміст у металі, %:		
Mn	56,4	56,11
Si	34,5	32,4
P	0,34	0,38
C	0,06	0,08
Вміст у шлаку, %:		
Mn	2,3	4,2
SiO ₂	46,4	40,2
CaO	21,3	33,5
MgO	2,9	5,6
Кратність шлаку	0,48	0,58
Питома витрата електроенергії, кВт·год	7680	78048
Витяг у метал, %		
Mn	88,8	90,1
Si	68,2	65,6

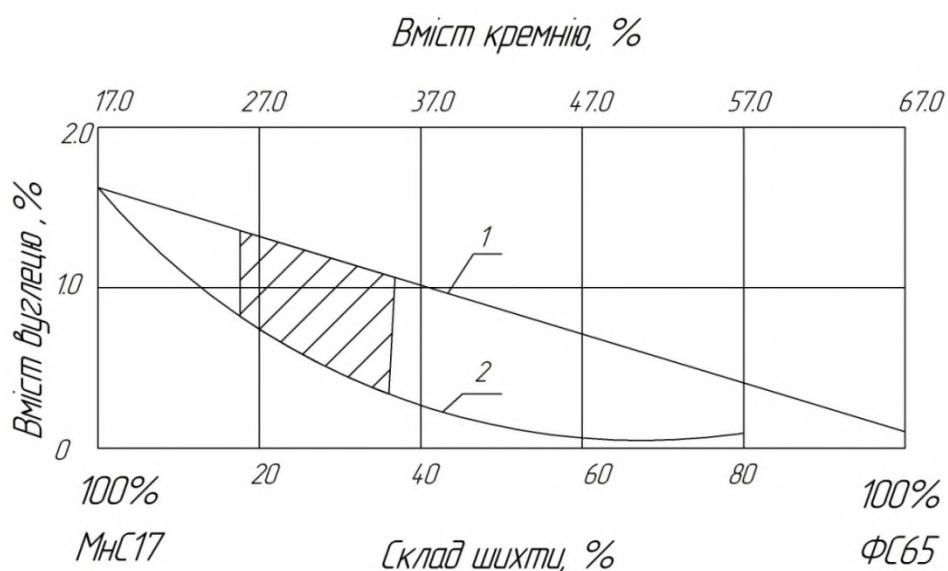
Таблиця 2.7 – Основні технологічні показники виплавки висококремністого феросилікомарганцю з незбагаченої марганцевої руди

Найменування показника	Числове значення
Ваговий склад шихти, кг:	
Марганцева руда	24,7
Кокс	7,29
Кратність шлаку	0,48
Вміст у металі, %:	
Mn	52,5
Si	34,6
P	0,39
C	0,13
Вміст у шлаку, %:	
Mn	2,8
SiO ₂	44,4
CaO	16,5
MgO	6,7
Al ₂ O ₃	21,9
Кратність шлаку	0,47
Питома витрата електроенергії, кВт·год.	8370
Витяг у метал, %:	
Mn	86,3
Si	77,6
P	89,4



A1 – втрати марганцю в процесі збагачення; A2 – втрати марганцю при виплавці феросплавів; Б1 – втрати марганцю при виплавці феросілікомарганцю марки МнС25

Рисунок 2.2 – Порівняння балансу марганцю при виплавці феросілікомарганцю марок МнС17 (А) та МнС25 (Б)



1 – розглянуто в суміші сплаву МнС17 та ФС65; 2 – розглянуто в сплаві МнС25

Рисунок 2.3 – Залежність вмісту вуглецю в суміші феросплавів та МнС25 при однаковому вмісті кремнію

Слід наголосити, що досліджуючи в роботі проби металу з різним вмістом в них Si, було встановлено, що зі збільшенням вмісту Si в металі знижується значення модуля фосфору в зв'язку з підвищенням вилучення марганцю в метал (рис. 2.4).

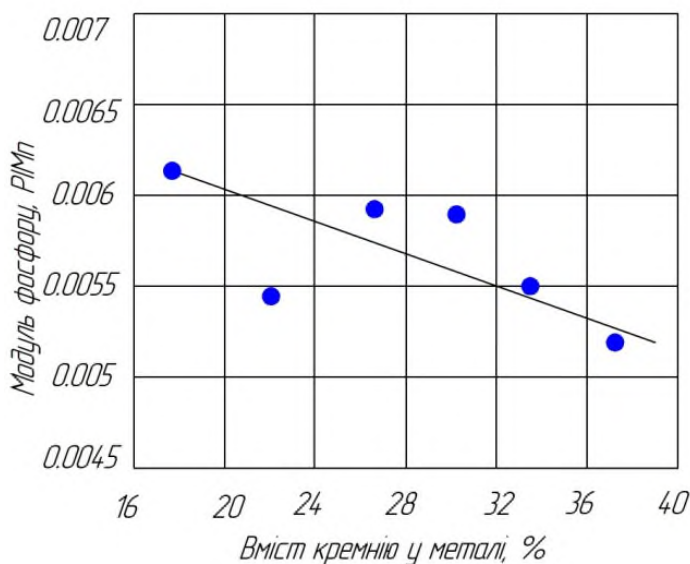


Рисунок 2.4 – Вплив вмісту кремнію в металі на модуль фосфору

Коли проводилися дослідження вмісту водню в висококремністому феросилікомарганцю залежність не була встановлена. Проте встановлено, що в товарному феросилікомарганцю марки МнС17 вміст водню знаходиться в межах від 0,012% до 0,032%, а в висококремністому феросилікомарганцю марки МнС25 в межах від 0,003% до 0,005%.

Таким чином, застосування при виплавці феросилікомарганцю марки МнС25 технології з використанням оксидних і карбонатних концентратів Нікопольського родовища (м. Нікополь) дозволяє збільшити ступінь вилучення марганцю до 89%, а з незбагачених марганцевих руд Нікопольського родовища до 86%.

3 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

3.1 Характеристика печей, що застосовуються для виплавки феросилікомарганцю

На сьогодні виплавку феросилікомарганцю здійснюють в печах типу РКЗ-16,5 (рис. 3.1), РПЗ-63 (рис. 3.2), РКГ-81 (рис. 3.3), РКГ-75 та РКГ-27 [11], при цьому його хімічний склад повинен відповідати ДСТУ 3548-97 [12] (таблиця 3.1). При цьому феросилікомарганець отримують різними способами з наступних видів сировини:

1) Марганцевих концентратів з кварцитом, бідних залізом та фосфором та використовуючи вуглець в якості відновника.

2) Марганцевих концентратів, багатих кремнеземом, використовуючи вуглець в якості к відновник.

3) Оборотних марганцевих шлаків, які багаті кремнеземом, використовуючи вуглець в якості відновника.

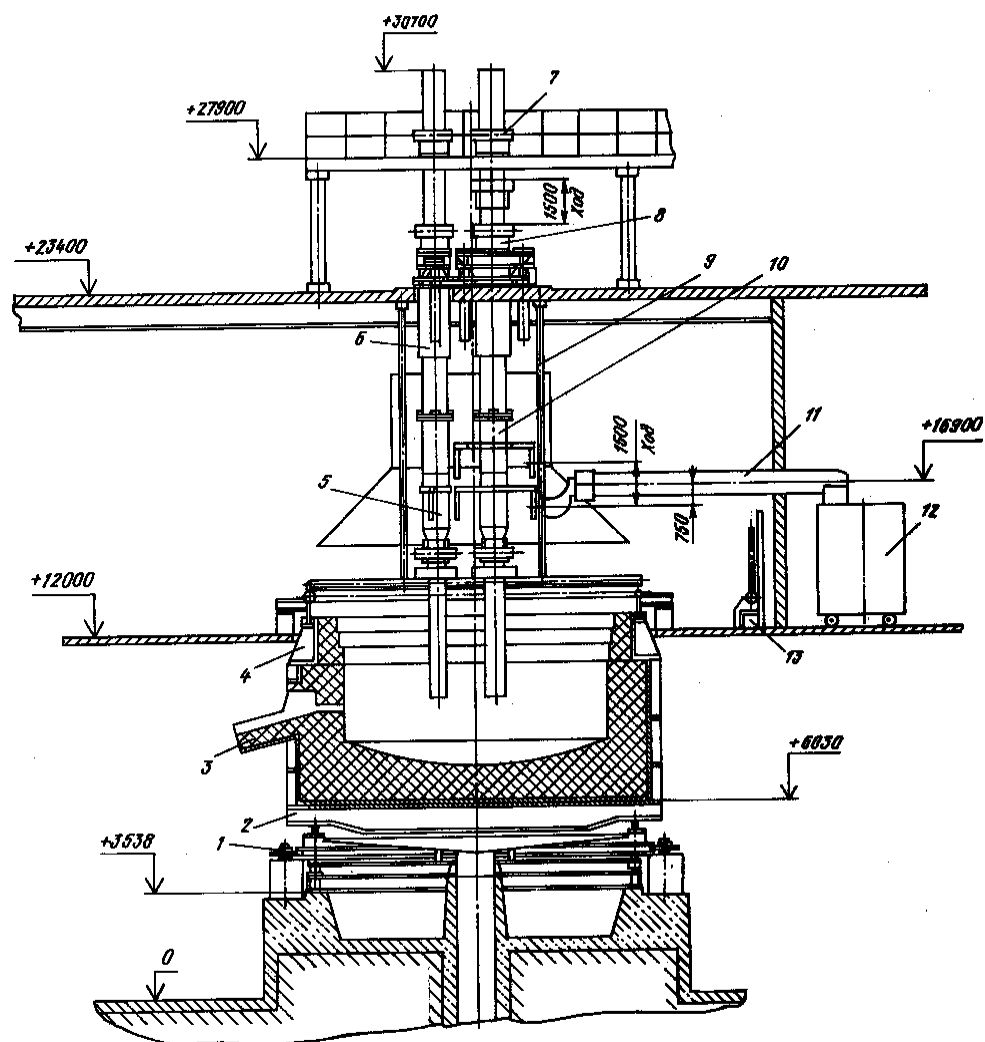
4) Вуглецевого феромарганцю і кварциту, використовуючи вуглець в якості відновника.

Вище зазначені способи 1-3 мало відрізняються один від одного, їх можна об'єднати під поняттям “Відновлення оксидів марганцю при добавці кварциту і вуглецю в якості відновника”. Спосіб 4 в українській металургійній практиці не застосовується.

Електропіч типу РПЗ-63 обладнана трьома однофазними трансформаторами типу 30 ЦНК-40000/150, при цьому трансформатор має 23 ступені напруги кожен. Енергетичні та конструктивні характеристики печей РПЗ-63 та РКГ-81 приведено у таблиці 3.2 [11].

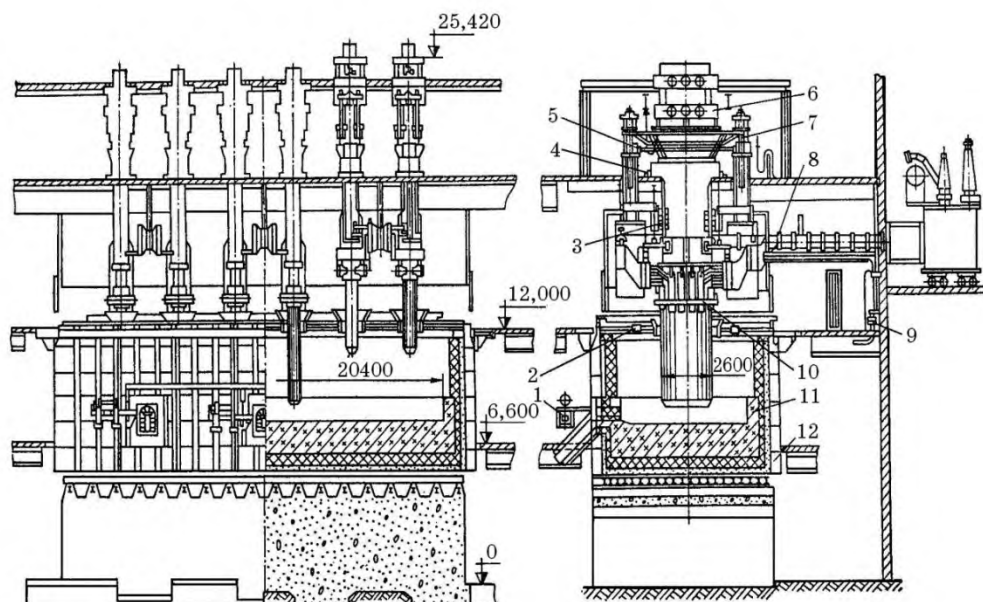
Висококремнистий феросилікомарганець застосовується в основному як передільний і тому повинен містити мінімальну кількість заліза, фосфору і вуглецю. Саме тому його виплавляють з використанням безфосфористого марганцевистого шлаку, який застосовують в шматках розміром від 25 мм до

80 мм, кварцит – від 25 мм до 80 мм, коксик – від 5мм до 20 мм, вапняк – від 25 мм до 40 мм. Шихту розраховують з умови розподілу елементів між продуктами плавки, приведеного в табл. 3.3.



1 – механізм обертання ванни електропечі; 2 – установка подових балок; 3 – футерування печі; 4 – кожух печі; 5 – струмоввод; 6 – гідропідйомник; 7 – кільце зажимне верхнє; 8 – кільце зажимне нижнє; 9 – установка напрямних роликів; 10 – кожух підвісний; 11 – шинопровід; 12 – трансформатор печі; 13 – система водоохолодження феросплавної печі

Рисунок 3.1 – Загальний вид рудновідновної печі типу РК3-16,5Т-ІІ



1 – апарати для пропалювання льоток; 2 – звід печі; 3 – пристрій для фіксації електродотримача; 4 – ущільнення; 5 – система гідроприводу; 6 – пристрій для перепуску електродів; 7 – гідропідйомник; 8 – коротка мережа; 9 – система водоохолодження; 10 – електродотримачі; 11 – футерування печі; 12 – кожух печі

Рисунок 3.2 – Рудовідновна прямокутна закрита електропіч типу РПЗ-63 потужністю 63 МВ·А для виплавки марганцевих феросплавів

Таблиця 3.1 – Вимоги до хімічного складу феросилікомарганцю [12]

Марка феросиліко- марганцю	Масова доля елемента, %					
	Si	Mn, не менше	C	P		S
				клас А	клас Б	
не більше						
МnC25	25-35	60,0	0,5	0,05	0,25	0,03
МnC22	20-25	65,0	1,0	0,1	0,35	0,03
МnC17	15-20	65,0	2,5	0,1	0,6	0,03
МnC12	10-15	65,0	3,5	0,2	0,6	0,03

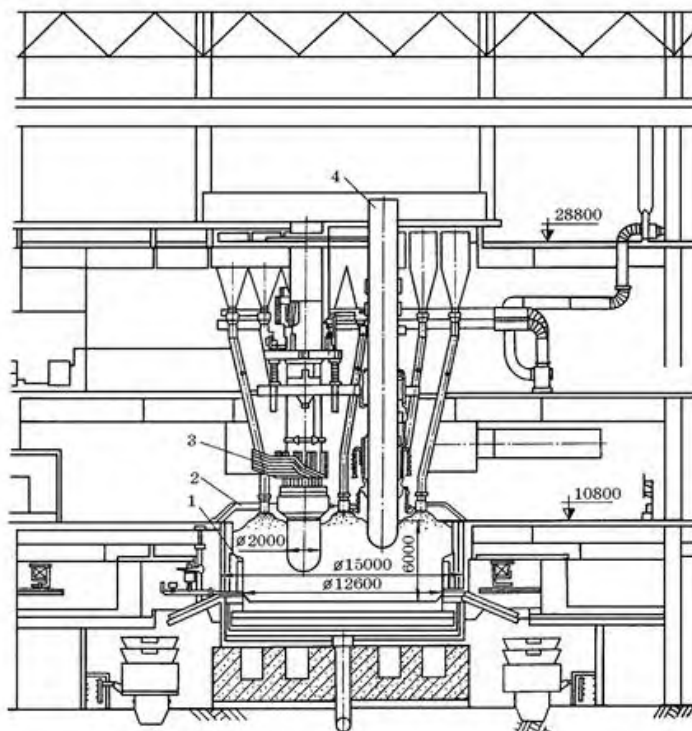
Основність шлаку приймають рівною в межах 0,55 і зразковий розрахунковий склад шихти буде мати наступний вигляд: 100 кг безфосфористого шлаку, 31 кг кварциту, 42 кг коксику (сухого) та 3 кг вапняку [13].

Таблиця 3.2 – Енергетичні та конструктивні характеристики печей типу РПЗ-63 та РКГ-81

Технічна характеристика	РПЗ-63	РКГ-81
Щільність струму в перерізі електроду, кг/м ³	5,30	5,13
Щільність потужності в перерізі електроду, кг/м ³	413,80	478,50
Питома потужність на поверхні пода печі, Вт	296,0	362,00
Питома потужність в об'ємі ванни, Вт	65,80	72,40
Щільність потужності на активній поверхні електроду, кг/м ³	41,40	79,76
Щільність струму на активній поверхні електроду, кг/м ³	0,53	0,85
Питома активна потужність на площі розпаду електродів, Вт	2200,00	1800,00
Площа перерізу електроду, м ²	2,25	2,14
Площа поду, м ²	188,6	124,6

Таблиця 3.3 – Розподіл елементів між продуктами плавки висококремністого феросилікомарганцю

Хімічний елемент	Переходить, %		В ульот, %
	в сплав	в шлак	
Mn	84	9	6
Si	57	38	4
P	57	33	11
Fe	96	5	-



- 1 – вуглецеві блоки стін печі; 2 – звід печі; 3 – коротка мережа;
4 – електрод

Рисунок 3.3 – Рудовідновна кругла герметична електропіч потужністю 81 МВА для виплавки марганцевих сплавів

Кратність шлаку знаходиться в межах від 0,8 до 1,0. Плавку ведуть безперервним процесом із закритим колошником в печах потужністю 5 МВА і 16,5 МВА. Робоча напруга на низькій стороні становить біля 150 В. При цьому шихту завантажують у міру її проплавлення, довкола електродів підтримують конуси заввишки від 100 мм до 150 мм. Нормальна робота печі в феросплавному цеху (рис. 3.4) характеризується стійкою посадкою електродів з глибиною занурення їх в шихту від 900 мм до 1200 мм, рівномірним випуском з печі сплаву і шлаку, що містить не більше 6% марганцю. Надлишок відновника або робота на крупному коксу наводить до високої посадки електродів і заходження поду печі, а недолік відновника викликає кипіння шлаку під електродами. При скупченні в печі великої кількості тугоплавкого шлаку необхідне введення плавикового шпату і уточнення навішування вапняку.

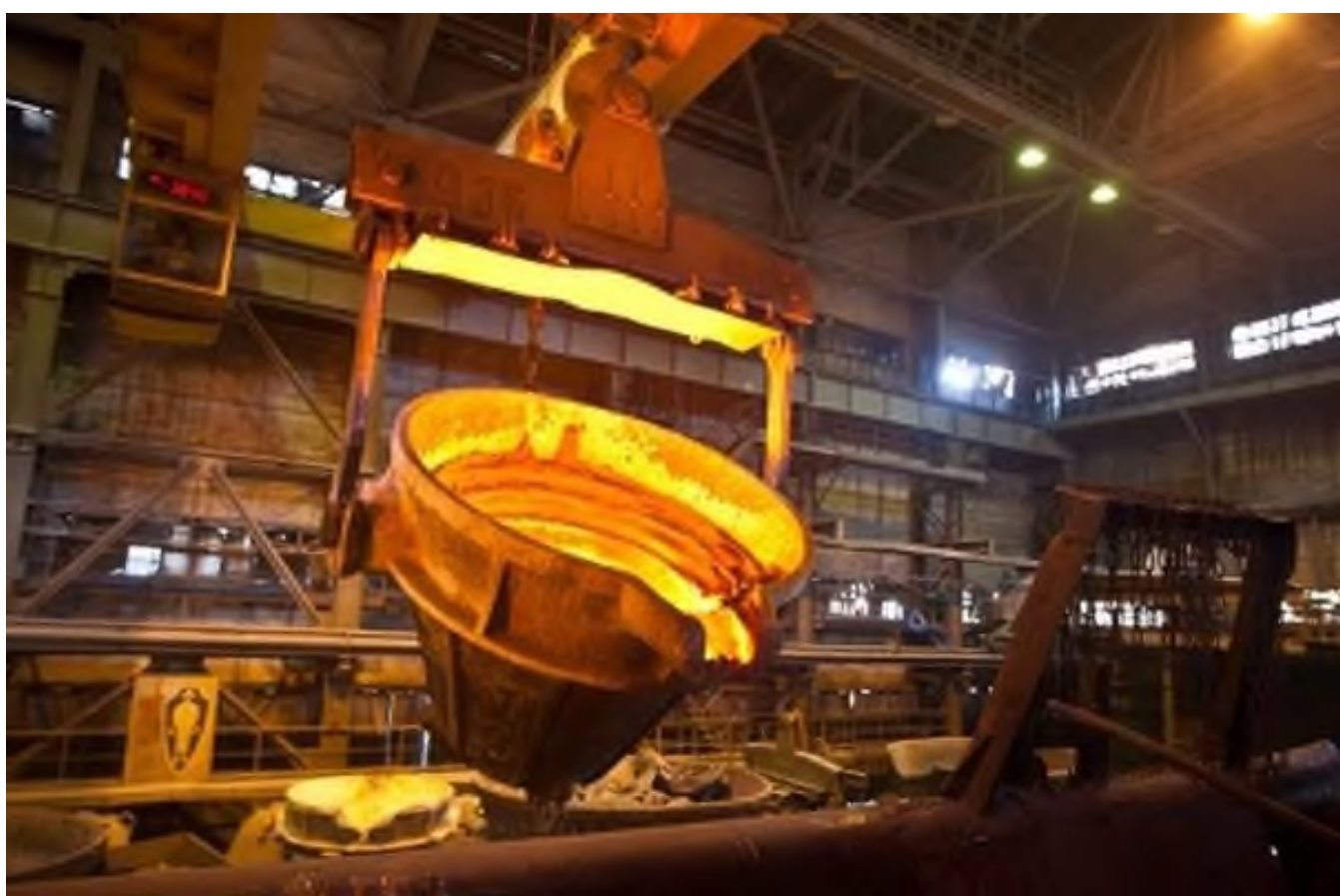


Рисунок 3.4 – Феросплавний цех

Випуск сплаву проводять п'ять разів у зміну в сталевий ківш, футерований кульгавим магнезитом. Після випуску сплав витримують в ковші

протягом часу від 40 хв. до 60 хв., що наводить до зменшення вмісту вуглецю в сплаві на 65% в результаті спливання часток карбїду кремнію.

Середній хімічний склад сплаву наступний: від 0,04% до 0,08% вуглецю; від 63% до 67% марганцю; від 28% Si до 30% кремнію; від 1,5% до 2,0% заліза; від 0,03% до 0,04% фосфору.

Хімічний склад відвальних шлаків наступний: від 13,2% до 14,5% Mn; від 43% до 47% SiO₂; від 22% до 30% CaO; від 12% до 16% Al₂O₃; від 6% до 10% MgO; від 0,3% до 0,7% FeO [11].

В роботах [14]–[16] представлені дослідження по виробництву феросилікомарганцю з низькоякісних руд. Перспективне використання для виплавки феросилікомарганцю марганцевого агломерату, офлюсованого оксидом магнію і відходів виробництва електротермічного силуміну [17].

Таблиця 3.4 – Основні показники виробництва феросилікомарганцю

Технологічний показник	РКЗ-16,5 (0,4%P)	РПЗ-63		
		0,4%P	0,35%P	0,25%P
Потужність печі, МВт	16,30	56,30	55,30	54,50
Виробничість печі, баз. т/сут.	96,00	322,60	320,80	287,40
Питома витрата, кг/т:				
марганцевий агломерат АМН-2 (43,4% Mn) [19]	895,00	775,00	115,00	-
марганцевий агломерат АМН-1 (49,6% Mn) [19]	-	-	281,00	-
марганцевий концентрат I сорт (48% Mn)	1020,00	990,00	1015,00	63,00
малофосфористий шлак (48% Mn)	-	-	373,00	1982,00
кварцит	382,00	386,00	386,00	310,00
доломіт	43,00	46,00	42,00	24,00
Вилучення Mn в сплав, %	73,10	77,80	76,70	65,60

Дуже чистий за фосфором феросилікомарганець може бути отриманий з відвальних шлаків виробництва марганцевих сплавів. При виплавці в потужних печах товарного феросилікомарганцю з використанням марганцевих шлаків з підвищеною основністю збільшилася продуктивність печі в межах від 3% до 5% і в межах від 2% до 5% зросло витягання марганцю при незначному підвищенні витрати електроенергії [18]. Слід також відзначити що, використання рідких шлаків дозволяє істотно понизити витрату електроенергії – приблизно на 50%.

Розглядаючи основні показники виробництва феросилікомарганцю (табл. 3.4) видно, що вилучення марганцю в сплав складає від 72% до 75%, а кремнію від 40% до 45% при практично повному (від 80% до 85%) переході фосфору в сплав.

Крім того, міра витягання марганцю залежить від вмісту фосфору в сплаві, розмірів і потужності пічного агрегату.

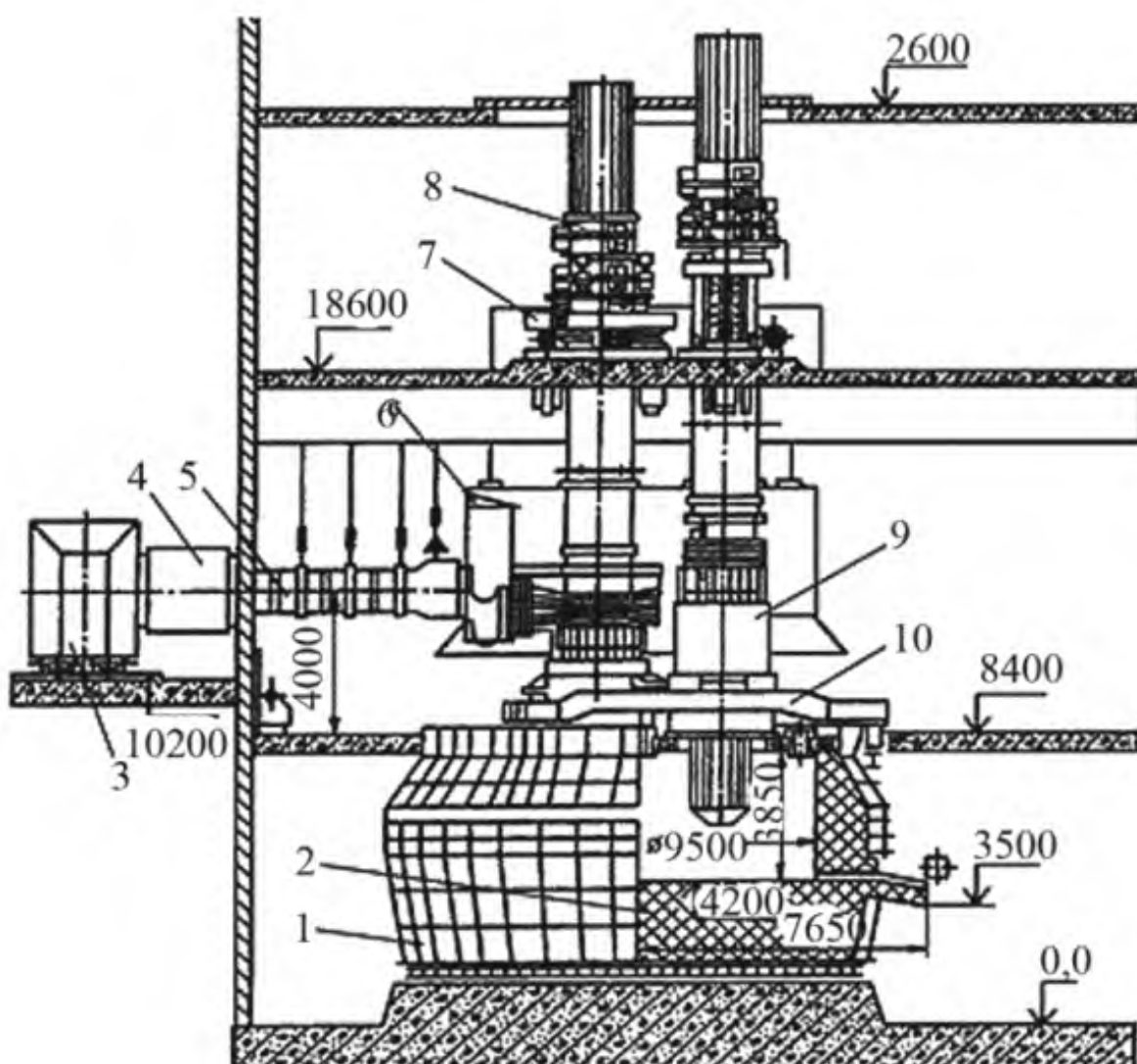
3.2 Технічна характеристика печі типу РКЗ-33М1

Відновлювальні феросплавні працюють безперервно. У печі, що працює, електроди занурені в тверду шихту і дуга горить під шаром шихти. Шихту поповнюють у міру її проплавлення; сплав та шлак випускають періодично. Руднотермічна електропіч типу РКЗ-33М1 приведена на рис. 3.4, а її характеристика в таблиці 3.5.

Кожух печей виконують із листової сталі товщиною 15–30 мм і підсилюють зовні вертикальними ребрами та горизонтальними поясами жорсткості, днище кожуха виконують плоским. До верху кожуха закритих печей приварено кільцевий жолоб пісного затвора.

Матеріали, що застосовуються для футерування печі, вибирають в залежності від сплаву, що виплавляється. Так, для виплавки крем'янистих сплавів та вуглецевого феромарганцю робочий простір печі викладають з вугільних блоків, для виплавки вуглецевого ферохрому – з магнезитової цегли. Верх стін

викладають шамотною цеглою. Для феросплавних печей характерна подіна великої товщини. Загальна товщина футерування подіни досягає 2,5 м. При такій товщині подіни забезпечується велика теплова інерція та полегшуються умови збереження стійкої температури в плавильній зоні печі при короткочасних простоях. Більшість феросплавних печей робочим шаром футеровки служить про гарнісаж, тобто настіль, утворена з руди, що проплавляється, шлаку і сплаву.



1 – кожух; 2 – футерівка; 3- трансформатор; 4 – огороження компенсатора короткої мережі; 5 – коротка мережа; 6 – встановлення екранів; 7 – гідропід’ємник; 8 – пристрій перепуску електродів; 9 – електротримач; 10 – склепіння

Рисунок 3.4 – Руднотермічна електропіч типу РКЗ-33М1

Таблиця 3.5 – Технічна характеристика електропечі типу РКЗ-33М1

Технологічний показник	Значення
Напруга на високій стороні, кВ	110
Потужність трансформатора, МВ·А	40
Потужність конденсаторних батарей під навантаженням, В	36
Вторинна напруга, В	261–95
Робочі ступені напруги, В	31
Максимальна сила струму на електроді, кА	93
Активна потужність електропечі, МВт	31,7
Розміри ванни, мм:	
- діаметр	9500
- глибина	3850
Число електродів, шт.	3
Розмір перетину або діаметр електрода, мм	1500
Діаметр розпаду електрода, мм	4350

У відкритих печей, що будувалися раніше, через колошник виділяється багато тепла і відхідних газів, що викликає нагрівання обладнання і ускладнює роботу персоналу; крім того, на колошнику окислюється частина відновника, а над піччю марно згорає оксид СО, що міститься в газах, що відходять (відхідні гази містять ~ 85 % СО). Ці недоліки усуваються, якщо феросплавна піч накрита склепінням. На сучасних феросплавних печах широко поширені водоохолоджувані склепіння, і, зокрема, десятисекційні склепіння. Склепіння складається з дев'яти периферійних і десятої центральної секцій, кожна з яких виконана у вигляді плоскої порожнистої коробки (кесона), в якій циркулює вода, що охолоджує.

Секції монтують у склепінному кільці; вони підвішені до металокопункції цеху Знизу склепіння футероване вогнетривким бетоном, є три отвори для електродів і при необхідності отвори для завантажувальних воронок. У зводі є два отвори для відведення пічних газів до газоочищення. Є

також кілька отворів, обладнаних вибуховими клапанами, які необхідні, оскільки газ печі, що містить багато СО, при попаданні повітря може вибухати.

Застосовуються також склепіння, виконані у вигляді сталевого водоохолоджуваного каркасу з футеровкою з вогнетривкої цегли або блоків з вогнетривкого бетону. У закритих печах передбачають ущільнення між склепінням та ванною у вигляді пісочного затвора.

Механізм обертання ванни передбачено на багатьох феросплавних печах. Обертання ванни дозволяє запобігти зависанню шихти та утворенню настилів. У таких печах ванна кріпиться на залізобетонній плиті, що спирається на ходові колеса, що котяться по кільцевій рейці, закладеній у фундаменті. Обертання здійснюють від електродвигуна з двома редукторами, вихідні шестерні яких входять у зачеплення із зубчастим вінцем 16, прикріпленим до плити 2. Обертання ванни відбувається зі швидкістю один оберт за 35–130 год. Обертання печі реверсивне в секторі 130°. При повороті печі склепіння залишається нерухомим.

У відновлювальних феросплавних печах застосовують безперервні електроди, що самоспікаються, причому формування електрода (випал і спікання електродної маси) відбувається в процесі роботи феросплавної печі. Ці електроди втричі дешевші за графітовані електроди, що застосовуються в дугових сталеплавильних печах [19].

3.3 Розрахунок геометричних параметрів феросплавної печі типу РКЗ-16,5

Розрахунок виконується згідно методики, описаній в роботі [19].

Початкові дані:

- тип феросплавної печі – РКЗ-16,5;
- номінальна потужність трансформатора (S) – 16500 кВ·А;
- сплав, що виплавляється – ФС75 .

Приймаємо $\eta_{ел} \cdot \cos\phi = 0,74$.

1. Корисна потужність печі:

$$P_{кор} = \eta_{ел} \cos \phi \cdot S, \quad (3.1)$$

$$P_{кор} = 0,74 \cdot 16500 = 12210 \text{ кВт.}$$

2. Робоча корисна фазова напруга печі:

$$U_{кор} = c \cdot P_{кор}^n, \quad (3.2)$$

$$U_{кор} = 3,4 \cdot 12210^{1/3} = 78,292 \text{ В,}$$

Приймаємо для розрахунку:

$$n=1/3, c=3,4$$

$$U_{лін} = \frac{U_{кор} \times \sqrt{3}}{h_{ел} \times \cos j}, \quad (3.3)$$

$$U_{лін} = \frac{78,292 \cdot \sqrt{3}}{0,74} = 183,251 \text{ В.}$$

Для вибору ступенів напруги пічного трансформатору слід взяти інтервал вторинних напруг при постійній потужності від 0,8 до 1,2 $U_{лін}$ з перепадом напруги від ступіні до ступіні 4–6 В.

$$U_{\min} = 0,9 \cdot U_{лін}, \quad (3.4)$$

$$U_{\min} = 0,9 \cdot 183,251 = 164,926 \text{ В}$$

$$U_{\max} = 1,1 \cdot U_{\text{лін}} \quad (3.5)$$

$$U_{\min} = 1,1 \cdot 183,251 = 201,576B$$

Інтервал корисних напруг пічного трансформатора буде дорівнювати 165–202 В.

3. Струм в електроді:

$$I_{\text{лін.мах}} = \frac{P_{\text{кор}}}{3U_{\text{кор}} \cdot 0,85}, \quad (3.6)$$

$$I_{\text{лін.мах}} = \frac{12210 \cdot 10^3}{3 \cdot 78,292 \cdot 0,85} = 61159A,$$

4. Робочий струм в електроді:

$$I_{\text{лін.роб}} = \frac{P_{\text{кор}}}{3U_{\text{кор}}},$$

(3.7)

$$I_{\text{лін.роб}} = \frac{12210 \cdot 10^3}{3 \cdot 78,292} = 51985A,$$

5. Активний опір ванни:

$$R_{\text{e}} = \frac{U_{\text{кор}}}{I_{\text{лін.роб}}}, \quad (3.8)$$

$$R_{\text{e}} = \frac{78,292}{51985} = 0,00151 \text{ Ом} = 1,51 \text{ мОм},$$

6. Діаметр електрода:

$$d_{ел} = \frac{E\Pi_1}{R_г}, \quad (3.9)$$

$$d_{ел} = \frac{1,75}{0,00151} = 1159_{мм},$$

де $E\Pi_1$ – коефіцієнт, який приймаємо для розрахунку $E\Pi_1=1,65$.

Приймаємо найближче за ГОСТ $d_{ел} = 1200_{мм}$.

7. Перевіряється величина щільності струму в електроді, що самоспекається, вона не повинна бути вище допустимих щільностей струму для даного процесу:

$$j = \frac{4I_{лин.макс}}{\rho d_{ел}^2} \leq j_{дон}, \quad (3.10)$$

$$j = \frac{4 \cdot 61159}{3,14 \cdot 120^2} = 5,41_{Ас/м^2} \leq 7,0_{А/см^2},$$

де приймаємо $j_{дон} = 7,0_{А/см^2}$.

Зазвичай допустиме значення щільності струму в електродах, що самоспекаються складає 4–7 А/см².

8. Проводиться перевірочний розрахунок:

$$h_{ел} = \frac{R_г}{R_г + r_{кц}}, \quad (3.11)$$

$$\eta_{ел} = \frac{1,51}{1,51 + 0,2} = 0,883,$$

$$\cos \phi = \frac{r_{кц} + R_г}{\sqrt{(r_{кц} + R_г)^2 + x_{кц}^2}}, \quad (3.12)$$

$$\cos \phi = \frac{0,2+1,51}{\sqrt{(0,2+1,51)^2+0,99^2}} = 0,865,$$

де r_{kc} – активний опір короткої мережі, мОм;

x_{kc} – індуктивний опір пічного контура, мОм.

Відповідно $\eta_{ел} \cdot \cos \phi = 0,883 \cdot 0,865 = 0,76$. Значення $\eta_{ел} > \cos \phi$ відрізняється від прийнятого на 1,32% (допустима межа до 5%), тобто електричний розрахунок закінчений.

Вибираємо круглу трьохелектродну піч та безшлаковий режим плавки.

9. Геометричні параметри печі знаходять по відношенню параметра, що розраховують, та діаметра електрода:

$$B^1 = \frac{B}{d_{ел}}, \quad (3.13)$$

$$2,2 = \frac{2,64}{1,2},$$

де B^1 – безрозмірний коефіцієнт, який визначається за параметрами “зразкової печі”;

B – параметр, що розраховується.

10. Діаметр ванни на рівні вугільних блоків:

$$D_6 = 5,10 \cdot 1200 = 6120 \text{ мм.}$$

Кількість електродів і форма ванни печі вибирається з урахуванням специфіки, властивостей виробництва сплаву та в залежності від потужності печі.

11. Діаметр ванни на рівні колошника (вище вугільних блоків):

$$d_g = 5,5 \cdot 1200 = 6600 \text{ мм.}$$

12. Відстань між осями електродів:

$$K = 2,3 \cdot 1200 = 2760 \text{ мм.}$$

13. Величину діаметру розпаду електродів вибирають з урахуванням потужності печі в межах площі, яка обмежена окружністю розпаду електродів.

Або так як вісі електродів знаходяться на вершинах рівностороннього трикутника, то діаметр розпаду електродів знаходимо через діаметр кола, описаного навколо рівностороннього трикутника:

$$D_p = \frac{2 \cdot \sqrt{3}}{3} \cdot K, \quad (3.14)$$

$$D_p = \frac{2 \cdot \sqrt{3}}{3} \cdot 2760 = 3187,$$

14. Висота ванни:

$$H_g = 1,8 \cdot 1200 = 2160 \text{ мм.}$$

15. Висота вугільної обстановки:

$$H_{\text{вуг}} = 0,65 \cdot 1200 = 780 \text{ мм.}$$

16. Діаметр кожуха:

$$D_k = d_g + 2d_{\text{стін}}, \quad (3.15)$$

$$D_k = 6600 + 2 \cdot 750 = 8100 \text{ мм.}$$

де $d_{стін}$ – товщина футеровки стін, яка вибирається по тепловому розрахунку з забезпеченням на кожуху температури не вище 1500°C . Ці умови реалізуються при $d_{стін} = 750\text{мм}$. При вибраних параметрах занурення електродів в шихту буде дорівнювати $1300\text{--}1500\text{мм}$.

17. Відстань між електродами і футеровкою для безшлакового процесу:

$$a_{стац} = 0,8...1,0 \times d_{ел}, \quad (3.16)$$

Для розрахунку при безшлаковому процесі відстань між електродами і футеровкою дорівнює:

$$a_{стац} = 0,8 \cdot 1200 = 960\text{мм}.$$

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

Тема охорони праці та техногенної безпеки на металургійних підприємствах є дуже актуальною для України. Виробничий травматизм, згідно зі статистикою, знаходиться на досить високому рівні, і це не рахуючи прихованих нещасних випадків. З іншого боку, дотримання вимог охорони праці – обов'язок не лише керівництва компанії, а й самих працівників на місцях відповідно до інструкцій з охорони праці. Свідоме ставлення до безпеки робочих процесів дозволить запобігти безлічі випадків травматизму. У свою чергу, халатний роботодавець, який не виконує вимог безпеки, може бути притягнутий до адміністративної і навіть кримінальної відповідальності.

Ключові положення та вимоги охорони праці прописані в Трудовому кодексі України, при цьому роботодавець зобов'язаний забезпечити:

1. Безпека працівників підприємства при експлуатації будівель, обладнання, інструментів тощо, що застосовуються у виробництві.
2. Функціонування системи управління охороною праці.
3. Застосування засобів захисту, що пройшли сертифікацію та декларування (їх купівля та видача здійснюється за рахунок роботодавця).
4. Умови праці робочих місцях, режим праці та відпочинку, відповідні законодавчим вимогам трудового права.
5. Проведення навчання, інструктажу та перевірки знань охорони праці.
6. Проведення спеціальної оцінки умов праці.
7. Розслідування та облік нещасних випадків на виробництві та професійних захворювань.
8. Обов'язкове соціальне страхування працівників, проведення медичних оглядів та психіатричних оглядів.

На металургійних підприємствах (або лабораторіях) повинні буди відповідні законодавству України плакати (рис. 4.1–4.3). Незамінні вироби

підвищать якість проведення інструктажів і навчання робітників. З їх допомогою можна буде наочно продемонструвати потрібний обсяг інформації.

Стенд з охорони праці затребуваний на підприємстві. Стенд висвітлює такі питання:

– термін "охорона праці", принципи державної політики у сфері охорони праці;

ОХОРОНА ПРАЦІ

The poster is titled "ОХОРОНА ПРАЦІ" (Occupational Safety) and is divided into six main sections, each with a title and detailed content:

- ПЕРША ДОПОМОРСЬКА ДОПОМОГА ПРИ НЕЩАСНИХ ВИПАДКАХ** (First Aid in Accidents): Includes instructions on how to provide first aid, diagrams of injuries, and emergency procedures.
- ЕЛЕКТРОБЕЗПЕКА** (Electrical Safety): Covers safety rules for working with electricity, types of electrical accidents, and safety equipment.
- ПОЖЕЖНА БЕЗПЕКА** (Fire Safety): Details fire prevention measures, types of fires, and the correct use of fire extinguishers. It includes the emergency number 101.
- СИСТЕМА УПРАВЛІННЯ ОХОРОНОЮ ПРАЦІ** (Occupational Safety Management System): A flowchart showing the organizational structure and responsibilities for occupational safety.
- БЕЗПЕКА ПРАЦІ В СФЕРІ ПОСЛУГ** (Safety in the Service Sector): Focuses on safety in retail and service environments, including fire safety and general workplace safety.
- БЕЗПЕКА ПРИ РОБОТІ З ПЕРСОНАЛЬНИМ КОМП'ЮТЕРОМ** (Safety in Computer Work): Discusses ergonomics, eye strain, and safe practices when using computers.

ОХОРОНА ПРАЦІ

ОХОРОНА ПРАЦІ – *ЦЕ СИСТЕМА ПРАВОВИХ, СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНИХ, ОРГАНІЗАЦІЙНО-ТЕХНІЧНИХ, САНІТАРНО-ГІГІЄНИЧНИХ, ЛІКУВАЛЬНО-ПРОФІЛАНТИЧНИХ ЗАХОДІВ ТА ЗАСОБІВ, СПРЯМОВАНИХ НА ЗБЕРЕЖЕННЯ ЗДОРОВ'Я І ПРАЦЕЗДАТНОСТІ ЛЮДИНИ В ПРОЦЕСІ ПРАЦІ*

**ЗАГАЛЬНІ ЗАКони,
ЩО ВИЗНАЧАЮТЬ ОСНОВНІ ПОЛОЖЕННЯ З ОХОРОНИ ПРАЦІ**

**КОНСТИТУЦІЯ
УКРАЇНИ**

**ЗАКОН
ПРО ОХОРОНУ
ПРАЦІ**

**КОДЕКС
ЗАКОНІВ
ПРО ПРАЦЮ**

**ПІДЗАКОННІ
НОРМАТИВНО-ПРАВОВІ
АКТИ З ПИТАНЬ
ОХОРОНИ ПРАЦІ**

**ОСНОВНЕ ЗАВДАННЯ ОХОРОНИ ПРАЦІ
ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ БЕЗПЕЧНИХ НЕШКІДЛИВИХ І СПРИЯТЛИВИХ УМОВ ПРАЦІ
ТА ЗБЕРЕЖЕННЯ ЗДОРОВ'Я ПРАЦІВНИКІВ ВИРІШУЄТЬСЯ:**

**ПІДВИЩЕННЯМ РІВНЯ
БЕЗПЕКИ ПРАЦІ, КУЛЬТУРИ
ТА ОРГАНІЗАЦІЇ ВИРОБНИЦТВА**

**ВИКОРИСТАННЯМ ДОСЯГНЕНЬ
НАУКОВО-ТЕХНІЧНОГО ПРОГРЕСУ**

**ВИВЧЕННЯМ ЗАХОДІВ БЕЗПЕКИ
ТА ПОСТІЙНИМ КОНТРОЛЮВАННЯМ НАВИЧОК
БЕЗПЕЧНИХ УМОВ ПРАЦІ, ЯКЕ ЗДІЙСНЮЄТЬСЯ**



**ДОТРИМАННЯМ ВИМОГ
ІНСТРУКЦІЙ З ОХОРОНИ ПРАЦІ
НА КОЖНОМУ РОБОЧОМУ МІСЦІ**



**ПРОВЕДЕННЯМ ІНСТРУКТАЖІВ (НАВЧАННЯ) З
ОХОРОНИ ПРАЦІ: ВСТУПНОГО, ПЕРВИННОГО НА
РОБОЧОМУ МІСЦІ, ПОВТОРНОГО (ЧЕРЕЗ 3-6
МІСЯЦІВ), ПОЗАПЛАНОВОГО, ЦІЛЬОВОГО**



В

Рисунок 4.1 – Плакат з охорони праці

– знаки безпеки з охорони праці; комп'ютерна безпека);

– перша допомога при нещасних випадках (реанімаційні заходи, дії свідка

за нещасного випадку, електротравми, перша допомога при опіках, іммобілізація потерпілого, тимчасова зупинка кровотечі, евакуація потерпілого). Плакати з охорони праці є важливою вимогою, яка підвищує рівень безпеки на виробництві. Вони є дуже зручним та наочним способом демонстрації правил поведінки та заборон. Оснащення робочих приміщень, офісів стендами чи плакатами з охорони праці дозволяє значно зменшити ризик виробничого травматизму.

4.1. Аналіз потенційно-небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища в феросплавній лабораторії

На сьогодні слід відмітити серед основних потенційно-небезпечних та шкідливих факторів виробничого середовища металургійного виробництва - в феросплавній лабораторії при виплавці товарного феросилікомарганцю в великолабораторній однофазній печі потужністю 165 кВА наступні:

- шкідливі хімічні речовини;
- запиленість лабораторії;
- шум в лабораторії;
- вібрація від устаткування лабораторії;
- підвищена температура в лабораторії.

При виробництві феросилікомарганцю відбувається виділення колошникового газу, у якому, як відомо, до 80 % оксиду вуглецю (газу без запаху та кольору). Щільність стосовно повітря становить $0,967 \text{ кг/м}^3$. Оксид вуглецю належить до найпоширеніших отруйних речовин. Чадний газ відноситься до кров'яних газів. Кров при цьому втрачає здатність переносити необхідну кількість кисню з легенів до тканин, що викликає кисневе голодування організму.

Слід відмітити, що одним з небезпечних виробничих факторів на сьогодні є пил. Основним джерелом пилоутворення є процеси конденсації при розливці феросилікомарганцю. Концентрація пилу при цьому досягає значень $29,8 \text{ мг/м}^3$.

Тривале роздратування пилом слизуватої носу людини може привести до виникнення хронічної запальної реакції. При вдиханні більших кількостей пилу можуть розвиватися у працівника лабораторії катарі верхніх дихальних шляхів і бронхів. Особливо слід підкреслити, що частки виробничого пилу із вдихуванням повітрям заносяться в альвеоли легенів працівників, де викликають реакцію запального процесу. Запальний процес в свою чергу залежить як від хімічного складу пилу, так і від кількості пилу, що залишився в альвеолах. Розвивається картина легеневого фіброзу – пневмоконіоз.

У повітря виробничого приміщення виділяється діоксид азоту, концентрація якого знаходиться в межах $1,2 \text{ мг/м}^3$.

Відомо, що оксид марганцю – це чорний кристалічний порошок є сильною отрутою, що діють на нервову систему людини, концентрація його в повітрі робочої зони $0,29 \text{ мг/м}^3$.

Для цього, джерела сильних термічних випромінювань є: мізковий міхур і блискавка, заснований на високому діапазоні рефракторів, що сягають фундації внутрішня і сфера глибокої глибини.

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

В феросплавній лабораторії при виробництві феросилікомарганцю спостерігається висока температура, досягається до 35°C [20].

При виконанні деяких операцій процесу виплавки марганцевих феросплавів виникає шум механічного, аеродинамічного та термічного походження (рух кранів, завалочних машин, рух газових потоків у феросплавній печі та газоходах), що вимагає, в свою чергу, забезпечення захисту персоналу. Рівень шуму на деяких робочих місцях досягає значення до 102 дБА.

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

В умовах феросплавної лабораторії шкідливим фактором також є вібрація. Джерелом вібрації в феросплавній лабораторії є дробарки, гуркіт,

феросплавні печі. Рівень вібрації досягає при цьому 97 дБ.

Вплив вібрації викликає спазми судин, які розвиваються з кінцевих фаланг пальців, поширюються на всю кисть, передпліччя, охоплюють судини серця. Вібрація впливає на нервову систему, шлунково-кишковий тракт, м'язи, кістково-суглобний апарат, зір, слух. Тривалий вплив вібрації може привести у працівника лабораторії до важко виліковної вібраційної хвороби [21].

У таблиці 4.1 наведена оцінка факторів виробничого та трудового процесу для плавильника біля великолабораторної однофазної печі.

Таблиця 4.1 – Фактори виробничого та трудового процесу в феросплавній лабораторії біля великолабораторної однофазної печі потужністю 165 кВА

Фактори виробничого середовища й виробничого процесу в феросплавній лабораторії	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас - шкідливі умови та небезпечний характер роботи			Тривалість дії фактора, % за зміну
			I	II	III	
Шкідливі хімічні речовини, мг/м ³ 1 клас небезпеки: - марганець оксиди	0,05	0,29			5,8 p	50
3-4 клас небезпеки: - азот диоксид - вуглецю оксид	2,00 20,00	1,20 7,50				50
Пил переважно фиброгенної дії, мг/м ³ ; пил марганцевмісний	4,00	29,80			7,4 p	50
Шум, дБА	80	102,00			22,00	
Вібрація, дБ	92	97,00		5,00		
Мікроклімат: - температура повітря, °С	17-26	35,00			9,00	50
- швидкість руху повітря, м/с	0,20-0,50	<0,30				
- відносна вологість повітря, %	< 75,00	39,00				
- інфрачервоне випромінювання, Вт/м ²	140,00	834,00		694,00		
Кількість факторів				2	4	

Таким чином, умови роботи в феросплавній лабораторії біля великолабораторної однофазної печі потужністю 160 кВА є важкими: II клас – 2 фактора, III клас – 4 фактора.

4.2 Заходи щодо поліпшення умов праці у феросплавній лабораторії

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

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

В лабораторії використовується природне та штучне освітлення. Особливо важливе на робочих місцях природне освітлення, тому що денне світло по гігієнічних якостях значно вище штучного. Освітленість може бути недостатня через сильне забруднення скла. Тому скляні поверхні світлових прорізів слід чистити регулярно за графіком – не рідше чотирьох раз у рік, тому що на ділянці є значні виділення пилю, диму, кіптяви.

Роботи в феросплавній лабораторії з виплавки феросилікомарганцю відносяться до VIII розряду зорової роботи, до підрозряду А. Нормативна освітленість дорівнює 200 лк.

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

Висота підвісу світильників над рівнем підлоги (майданчика) з урахуванням забезпечення електробезпечності та обмеження осліплення ухвалюється не менш 4 м при лампах потужністю до 200 Вт і менше, від 3 м до 6 м – при лампах потужністю більше 200 Вт. Світильники місцевого

освітлення найкраще розташовувати на висоті не вище 1 м від робочої поверхні.

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

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

В умовах лабораторії шкідливим фактором також є вібрація. Для ослаблення вібрації всі агрегати, що створюють вібрації встановлені на самостійних фундаментах, віброізолюваних від підлоги й інших конструкцій будинків. Зменшення інтенсивності вібрації деталей агрегати здійснюється шляхом облицювання цих поверхонь або заповненням спеціально передбачених повітряних порожнин у них матеріалами, що демпфують.

На робочих місцях, де є перевищення концентрації пилу, газів застосовують індивідуальні засоби захисту органів подиху: протипилові респіратори ШБ-1 “ПЕЛЮСТКА”.

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

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

Для зменшення випромінювання навколо колошника встановлюють металеві щити, що охолоджуються водою, або штори, що обертаються навколо вертикальної осі або шихти, що нахиляються на час завантаження. Крім того, на колошниковий майданчик за допомогою потужних вентиляторів типу “Сирокко” нагнітається очищене від пилу охолоджене повітря. Навколо печі в

зоні роботи плавильників улаштовують кілька виводів обдувної вентиляції [22] – [24].

4.3 Розрахунок межі вогнестійкості суцільних конструкцій при односторонньому обігріві (за ознакою прогріву)

Розрахунок межі вогнестійкості бетонної стіни необхідний для того, щоб знати, скільки будинок зможе вистояти у вогні під час пожежі. Розрахунок ведеться для умов «стандартної» пожежі, за якої температура змінюється в часі за логарифмічним законом:

$$t_n = 345 \lg(0,133t + 1) + t_n,$$

де t_n – температура пожежі, °С;

t_n - початкова температура конструкції (приймаємо рівною 20, °С);

t – час, сек.

Для бетонних та інших неметалевих стін плит межа вогнестійкості розраховується за знаком прогріву. Знаходять час, за який температура поверхні, що обігривається, підвищиться на 160 К. Це час і буде межею вогнестійкості конструкції.

Межа вогнестійкості, хв.:

$$t = 6,4 \times 10^{-4} \times \frac{(d + 60 \times K \times \sqrt{a})^2}{m_1^2 \times a} \times \lg \frac{A_1}{0,13 - \frac{1}{1 + Bi}},$$

де Bi – критерій Біо;

d – товщина стіни, м;

a – коефіцієнт, що залежить від щільності матеріалу стіни в сухому вигляді;

m_1, A_1 – коефіцієнти, залежні від критерію Біо.

Критерій Біо:

$$Bi = \frac{a}{l} \times (d + 60 \times K \times \sqrt{a}),$$

де a – середній за часом коефіцієнт тепловіддачі від поверхні, що не обігривається, Вт/м²К;

l – коефіцієнт теплопровідності матеріалу стіни, який приймається при температурі 250°C, Вт/мК;

Коефіцієнт тепловіддачі знайдемо за емпіричною формулою:

$$a = 4,8 + 9,1 \times E,$$

де E – ступінь чорноти поверхні, що не обігривається (для бетону $e=0,67$).

Коефіцієнт температуропровідності складає:

$$a = \frac{l}{c \times r},$$

де l – середня теплоємність матеріалу (при температурі 250°C), Дж/кгК;

ρ – щільність матеріалу, кг/м³.

Для бетону коефіцієнт температуропровідності залежить від початкового вагового вмісту води W , % складає:

$$a = \frac{l}{(c + 50 \times W) \times r},$$

Тут сир беремо для сухого бетону. Значення W приймаємо рівним 2%, теплоємність сухого бетону при температурі $t=250^\circ\text{C}$ приймаємо рівною 6 Дж/кг×К, щільність сухого бетону 2066 кг/м³.

Коефіцієнт теплопровідності розраховується наступним чином:

$$a = 1,15 - 0,35 \frac{t}{1000} = 1,15 - 0,35 \times \frac{250}{1000} = 1,06 \text{ Вт/м} \times \text{К.}$$

Коефіцієнт теплопровідності складає:

$$a = \frac{1,06}{(756 + 50 \times 2) \times 2066} = 6 \times 10^{-7} \text{ м}^2/\text{с.}$$

Критерій Біо складає:

$$Bi = \frac{10,9}{1,06} \times (0,6 + 60 \times 0,6 \times \sqrt{6 \times 10^{-7}}) = 6,46.$$

$$m1 = 2,739, A1 = -0,255.$$

Межа вогнестійкості складає:

$$t = 6,4 \times 10^{-4} \times \frac{(0,6 + 60 \times 0,6 \times \sqrt{6 \times 10^{-7}})^2}{2,739^2 \times 6 \times 10^{-7}} \times \lg \frac{-0,255}{0,13 - \frac{1}{1 + 7,46}} = 101 \text{ хв.} = 1,68 \text{ год.}$$

Таким чином, даним розрахунком встановлено ступінь вогнестійкості будівлі цеху, що характеризує його здатність чинити опір руйнуванню за умов пожежі. Таким чином, в умовах пожежі будівля з бетонними стінами товщиною 0,6 м не зазнаватиме руйнування протягом 101 хвилини (1,68 години).

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. Проаналізовано сучасний стан світових запасів сировини для виплавки феросилікомарганцю; проаналізовано сучасні шляхи удосконалення технології виробництва феросилікомарганцю.

2. Приведено розрахунок для виробництва переробного феросилікомарганцю СМнП, який показує, що питома витрата матеріалів складає: ШМП-78 2120,846 кг/баз.т, кварцит 193,464 кг/баз.т та горішок коксівний (сухий) 640,453 кг/баз.т.

3. Розглянуто дві технології виплавки висококремністого феросилікомарганцю – з оксидних і карбонатних концентратів. Показано, що астосування технології виплавки МнС25 з оксидних і карбонатних концентратів Нікопольського родовища дозволяє збільшити ступінь вилучення марганцю до 89%, а з незбагачених марганцевих руд Нікопольського родовища до 86%.

4. Надана характеристика печей, що застосовуються для виплавки феросилікомарганцю та приведено розрахунок геометричних параметрів печі типу РКЗ-16,5. Розрахунковим шляхом встановлено, що для печі типу РКЗ-16,5 висота ванни становить 2160 мм, діаметр ванни на рівні вугільних блоків 6120 мм, діаметр ванни на рівні колошника (вище вугільних блоків) 6600 мм, діаметр кожуха 8100 мм, діаметр електроду 1200 мм та інші.

5. Аналіз потенційно-небезпечних та шкідливих чинників феросплавної лабораторії показав, що в лабораторії є небезпека поразки працівників електричним струмом; виробничі приміщення лабораторії характеризуються підвищеною температурою повітря, значним вмістом в ній провідного пилу; підлоги володіють струмопровідними властивостями; є постійна небезпека одночасного зіткнення людини з металоконструкціями і частинами електроустановок. Запропоновано розрахунок межі вогнестійкості суцільних конструкцій при односторонньому обігріві (за ознакою прогріву).

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Полещук П. Н., Шестаковский О. Ф., Лысенко Г. В., Борисов Э. П. Состояние ферросплавного производства в Украине и перспективы его развития. *Сталь*. 2003. №7. С.38 – 41.
2. *Актуальные проблемы и перспективы электрометаллургического производства* : теория и технология, эффективность использования минерально-сырьевых ресурсов, экология, экономические аспекты развития внутреннего и внешнего рынков : материалы международной научно-практической конференции, посвящённой 100-летию ГметАУ и 75-летию кафедры электрометаллургии (г. Днепропетровск, 30.06–02.07.1999 г.). Днепропетровск : Системные технологии, 1999. 448 с.
3. Садовский Н. Г., Гасик М. И. Исследование технологии выплавки металлического марганца при использовании бесфосфористого шлака с пониженным содержанием кремнезема. *Металлургия марганца*: Второе Всесоюзное совещание. Тбилиси : Мецниереба, 1977. С. 140–141.
4. Марганцеві руди. URL: <https://esu.com.ua/article-63566> (дата звернення: 15.12.2022).
5. Гасик М. И., Ганцеровский О. Г., Овчарук А. Н., Рогачев И. П. Ферросплавы Украины – 2000. Днепропетровск : Системные технологии, 2001. 143с.
6. Верховлюк А. М., Нарівський А. В., Могиталенко В. Г. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва: навч. посіб.; за ред. акад. НАН України В. Л. Найдека. Київ: Видавничий дім «Вініченко», 2016. 224 с.
7. *Металлургия марганца Украины* / Б. Ф. Величко, В. А. Гаврилов, М. И. Гасик и др. Київ : Техніка, 1996. 472 с.
8. Гасик М. И., Гаврилов В. А. Сера в структуре передельного малофосфористого шлака. *Металлургия и коксохимия*. Київ : Техника, 1980. №69. С. 57– 60.

9. Гасик М. И. Электротермия марганца. Київ : Техника, 1979. 196с.
10. Казачков О. І., Мосейко Ю. В., Позднякова О. А. Теорія і технологія феросплавного виробництва : навч.-метод. Посіб. для студентів спеціальності 6.050401 “Металургія чорних металів” . Запоріжжя : ЗДІА, 2012. 153 с.
11. Козлов Г. О. Руднотермічні печі : навч. посіб. для самостійної роботи студентів спеціальності: 5.090409.01 «Електрометалургія сталі і феросплавів» з дисципліни: «Конструкція електрометалургійних агрегатів». Нікополь : НТ НМетАУ. 2005. 23 с.
12. ДСТУ 3548-97. Феросилікомарганець. Загальні технічні умови ; введён в действие с 01.07.1998 г. Київ, 1997.
13. Основи металургійного виробництва металів і сплавів: підручник / Д. Ф. Чернега та ін.; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ: Вища школа, 2006. 503 с.
14. Особенности совместного восстановления марганца и кремния из марганецрудодугольных формовок и брикетов / Н. М. Москалева, Т. Ф. Райченко, А. А. Чайченко и др. *Металлургия марганца* : Тезисы докладов II Всесоюзного совещания. Тбилиси, 1977. С.107–110.
15. Гладких В. А., Гасик М. И., Лысенко В. Ф., Матюшенко В. И. Разработка замкнутых технологических схем извлечения марганца из отвального шлака силикомарганца. *Металлургия марганца* : Тезисы докладов II Всесоюзного совещания. Тбилиси, 1977. С.151–153.
16. Выплавка силикомарганца с получением глиноземистых конечных шлаков / Т. Г. Габдулин, С. О. Байсанов, Т. Д. Такенов и др. *Совершенствование технологии производства марганцевых сплавов*. Тбилиси : Сабчота сакартвело, 1983. С.326–330.
17. Колесник М. Ф. Металургія чорних металів (ведення до спеціальності): навч. посіб. для студ. спец. 6.090401 «Металургія чорних металів. Запоріжжя : ЗДІА, 2008. 124 с.
18. Хитрик С. И., Гасик М. И., Кучер А. Г. Электрометаллургия

марганцевых ферросплавов. Київ : Техника, 1971. 188с.

19. Воденніков С. А., Тарасов В. К., Воденнікова О. С. Конструкції агрегатів чорної металургії : навч. посіб. Запоріжжя : ЗДІА, 2012. 192 с.

20. Вахонєва Т. М. Основи охорони праці в Україні : навч. посіб. Київ : ВД «Дакор», 2019. 508 с.

21. Бердій Я. І. Основи охорони праці : навч. посіб. для студентів вищих навчальних закладів. Вид. 4-те перероб. і доп. Тернопіль : Навчальна книга- Богдан, 2014. 240 с.

22. Геврик Є. О. Охорона праці : навч. посіб. для студ. внз. Київ : Ельга, НікаЦентр, 2004. 280 с.

23. ДСТУ EN 12464-1:2016 Світло та освітлення. Освітлення робочих місць. Частина 1. Внутрішні робочі місця (EN 12464-1:2011, IDT); прийнятий 28.12.2016 р. № 456; чинний від 01.12.2017. Київ : ДП «УкрНДНЦ»). 2018. 53 с.

24. ДСН 3.3.6.042-99. Санітарні норми мікроклімату виробничих приміщень ; прийнятий з 01.12.1999 р. №42. Київ, 12 с.