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_ **Проєкт електросталеплавильного цеху з виробництва конструкційних сталей продуктивністю 500 тис. тонн на рік**

Виконав: студент _IV_ курсу, групи_6.1362-м-з
спеціальності 136 Металургія
(код і назва спеціальності)
освітньої програми Металургія
(код і назва освітньої програми)
спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)
І.І.Дубинін
(ініціали та прізвище)
Керівник __доц., к.т.н, доц. Воляр Р.М.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)
Рецензент_ доц., к.т.н., доц. Нестеренко Т.М._
(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)

_____Дубиніну Івану Івановичу_____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Проєкт електросталеплавильного цеху з виробництва конструкційних сталей продуктивністю 500 тис. тонн на рік_____

керівник роботи _____Воляр Роман Миколайович, 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 _____25.05.2026_____

3 Вихідні дані до роботи __Розробити проєкт електросталеплавильного цеху з виробництва конструкційних сталей_____
_____

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	Воляр Р.М., доцент		
2 Конструкційна частина	Воляр Р.М., доцент		
3 Технологічна частина	Воляр Р.М., доцент		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Воляр Р.М., доцент		

7 Дата видачі завдання_____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	13.04-22.04.2026	
2	1 Загальна частина	23.04-30.04.2026	
3	2 Конструкційна частина	01.05-08.05.2026	
4	3 Технологічна частина	09.05-16.05.2026	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	17.05-23.05.2026	
6	Висновки, перелік джерел посилання	24.05-25.05.2026	

Студент _____ _____І.І.Дубинін_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проєкту) _____ _____Р.М.Воляр_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

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

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота: 101 с., 15 табл., 12 рис., 30 джерел

ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНИЙ ЦЕХ, КОНСТРУКЦІЙНА СТАЛЬ, ЕЛЕКТРОДУГОВА ПІЧ, ПІЧ-КІВШ, ВАКУУМАТОР, МБЛЗ, РОЗЛИВКА

Мета роботи – розробка технології та розрахунок необхідної кількості устаткування для виробництва конструкційних сталей обсягом 500 тис. тонн на рік.

В загальній частині наведено обґрунтування цілей та завдань проєкту, проведений вибір сортименту марок сталей, що виплавляються, виконаний розрахунок необхідної кількісті основного та допоміжного обладнання та його розміщення в цеху.

В конструкційній частині наведений вибір конструкції основних виробничих агрегатів, описані основні елементи конструкції ДСП та представлений режим роботи, також наведений опис основних вузлів машини безперервного лиття заготовок роторного типу.

В технологічній частині наведено властивості і призначення сталі, що виплавляється, технологія виплавки і розливання, наведено розрахунок шихти і легуючих елементів.

У частині «Охорона праці та техногенна безпека» проведений аналіз потенційно шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища електросталеплавильного цеху, розроблено заходи захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища електросталеплавильного цеху.

ЗМІСТ

Вступ 7
1 Загальна частина 9
1.1 Обґрунтування доцільності будівництва цеху, що проєктується 9
1.2 Вибір сортаменту марок сталей, що виплавляються в проєктованому цеху .. 10
1.3 Визначення кількості електропечей 11
1.4 Визначення основних розмірів печі 12
1.5 Вибір електричного режиму 18
1.6 Обґрунтування тривалості плавки 19
1.7 Розрахунок МБЛЗ роторного типу 20
1.8 Розрахунок кількості обладнання 24
1.9 Опис головної будівлі цеху та прольотів 27
2 Конструкційна частина 30
2.1 Опис дугової сталеплавильної печі ДСП-50 30
2.2 Опис основних вузлів машини безперервного лиття заготовок роторного типу 38
3 Технологічна частина 41
3.1 Властивості та призначення сталі 41
3.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталі 41
3.3 Фізико-хімічні основи виплавки конструкційної сталі відповідального призначення 44
3.4 Аналіз технологій виробництва сталі 49
3.5 Фізико-хімічні основи отримання вуглецевої сталі з повним окисленням 51
3.6 Технологія виплавки сталі марки 20Х3МВФ 56
3.7 Загальний стан процесу вакуумування сталі 62
3.8 Дослідження технології вакуумної дегазації сталі 65
3.9 Розрахунок шихти для виплавки сталі марки 20Х3МВФ у ДСП – 50 71
3.10 Автоматизація дугових сталеплавильних печей 82
3.11 Автоматичний контроль параметрів процесу та агрегату 85

3.12 Автоматизована система програмно – технологічного управління процесом плавки 89
4 Охорона праці та техногенна безпека 92
4.1 Техніка безпеки у проєктованому цеху 92
4.2 Виробнича санітарія 93
4.3 Протипожежна безпека в сталеплавильному цеху 95
4.4 Мікрокліматичні умови в електросталеплавильному цеху 97
Висновки 99
Перелік джерел посилання 100

ВСТУП

Наприкінці XIX століття, паралельно з основними методами сталеплавлення, такими як мартенівський і томасівський процеси, почали з'являтися перші дугові електросталеплавильні печі. Ці агрегати відкрили нові можливості для проведення складних хімічних реакцій і виплавки високолегованих сталей, збагачених тугоплавкими елементами.

На сьогоднішній день у металургії спостерігається чітка тенденція: зростає частка підприємств, які використовують електропечі для плавлення сталі, тоді як кількість заводів повного циклу поступово скорочується. Прогнозується, що до 2030 року виробництво сталі на таких підприємствах перевищуватиме 40% від загального обсягу.

Ця зміна в структурі галузі зумовила активне будівництво міні-заводів, оснащених електроплавильними установками, які відрізняються нижчими капітальними затратами та операційними витратами порівняно із заводами повного циклу. Водночас підвищення вимог до якості сталі спонукало широке впровадження новітніх технологій, зокрема позапічного оброблення, таких як доведення металу в ковші та вакуумування. Це помітно вплинуло на тривалість перебування металу в ковші або печі, з усіма пов’язаними з цим нюансами.

Помітні зміни відбулися також у процесах розливання металу. Сьогодні визнано недоцільним використання виливниць, адже такий метод забезпечує вихід придатного металу лише на рівні 70-75%. Натомість широке поширення отримали машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ), які дозволяють досягати рівня придатного металу вже 95-98%. Підвищення виходу придатної продукції на 20% зменшує виробничі витрати та значно знижує собівартість сталі, що забезпечує більшу рентабельність виробництва. На МБЛЗ можливе не лише виготовлення чорнових заготовок, а й отримання продукції з параметрами, максимально наближеними до необхідних. При поєднанні з ливарно-прокатними модулями це дозволяє уникнути додаткових етапів обробки, що позитивно позначається на загальних виробничих витратах. Окрім цього, встановлення печей термообробки в

зоні розливного прольоту допомагає мінімізувати дефекти продукції при незначних витратах енергії.

Метою цієї кваліфікаційної роботи є проєктування електросталеплавильного цеху з річною продуктивністю 500 тисяч тонн конструкційної сталі, яка розливатиметься на МБЛЗ роторного типу.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Обґрунтування доцільності будівництва цеху, що проєктується

Перспективний розвиток ПрАТ «Дніпроспецсталь» передбачає можливість і доцільність будівництва цеху для виплавки конструкційних марок сталей у 50-тонних електричних печах. Ця ідея ґрунтується на ряді сприятливих факторів, які роблять її реалізацію актуальною.

Основні технологічні переваги електросталеплавильного процесу:

- Електропечі дозволяють економічно і ефективно виплавляти більшість легованих, усі високолеговані сталі та спеціальні сплави.

- У таких печах забезпечується точний контроль за ходом плавки, що сприяє ефективному рафінуванню металу від шкідливих домішок, а також легуванню із мінімальними втратами дорогих компонентів.

- Паралельно з покращенням якості сталі, електропечі демонструють значно вищу продуктивність.

Додатково, проектування електросталеплавильного цеху в місті Запоріжжі є обґрунтованим завдяки сприятливим умовам регіону:

- Завод «Дніпроспецсталь» розташований у географічно та економічно вигідному районі.

- Наявність гідро-, теплових і атомних електростанцій забезпечує місто необхідною електроенергією для роботи потужних електропечей.

- Район будівництва має розвинену мережу залізничних шляхів.

- Розміщення заводу на березі Дніпра дозволяє транспортувати вантажі річковим транспортом.

- Основними постачальниками сировини та матеріалів для виробництва є Запорізький феросплавний завод, «Укрграфіт», «Запоріжкокс» та комбінат «Запоріжсталь».

- У регіоні наявна висококваліфікована робоча сила.

Усі наведені аргументи підтверджують реальність і доцільність будівництва електросталеплавильного цеху на базі заводу ПрАТ «Дніпроспецсталь» у Запоріжжі.

1.2 Вибір сортименту марок сталей, що виплавляються в проєктованому цеху

Ринок конструкційних сталей висуває суворі вимоги до якості металу, із збереженням максимально низьких цін. Запланований цех спеціалізуватиметься на виробництві конструкційних марок сталей. Низька собівартість металопродукції забезпечуватиметься завдяки точному коригуванню її хімічного складу на установці «піч-ківш», а висока чистота металу (мінімальний вміст газів і неметалевих включень) гарантуватиметься за допомогою вакуумної установки. Такий підхід значно впливає на зниження собівартості продукції, забезпечуючи конкурентоздатність металу як за якістю, так і за ціною, навіть на міжнародному ринку конструкційних сталей. Наразі близько 85-90% вакуумованого металу експортується до країн далекого зарубіжжя.

У проєктованому цеху планується виробництво трьох основних марок сталей, а також однієї марки для використання в якості промивної після проведення капітальних ремонтів печей.

Таблиця 1.1 – Сортимент марок сталей у цеху, що проєктується

№п/п	Марка сталі	%	Т/ Рік
1	20Х3МВФ	30	150 000
2	35Г2ФА	30	150 000
3	ШХ15СГ	30	150 000
4	У5 (або ін.)	10	50 000
Разом		100	500 000

Виплавлення сталі здійснюватиметься у 50-тонних печах за передовою технологією, яка гарантує високий рівень якості продукції.

1.3 Розрахунок кількості електропечей

Кількість робочих діб печей збиратиметься з наступних величин:

1. На капітальний ремонт відводиться 5 діб на рік.
2. За літературними показниками стіни та склепіння печі з панелями видержують 1500 плавок.

За таких умов поточний ремонт необхідно проводити через:

$$1500 \cdot 2{,}50 : 24 = 157 \text{ діб} \quad (1.1)$$

Тривалість ремонту 8 годин або 0,333 діб, отже поточні ремонти займуть на рік

$$\frac{365-5}{157+0{,}333} * 0{,}333 = 0{,}8 \quad (1.2)$$

3. Простої через зміну і перепуск електродів. Дозволено прийняти, що зміну електродів (нарощування) здійснюють під час заправки. Перепускання електродів при дистанційному управлінні механічного затиску електродів можна реалізувати з дуже малою витратою часу: цей час дозволено включити у тривалість плавлення.

4. На позаплановий ремонт механічного та електричного обладнання сучасних механізованих печей слід відвести 2 доби.

5. Інші простої 5 діб.

Таким чином, кількість робочих діб буде:

$$365 - (0{,}8 + 2 + 5) = 357 \quad (1.3)$$

Кількість плавок в 1 печі на добу:

$$24 : 2{,}83 = 8{,}5 \text{ плавки} \quad (1.4)$$

Усього з однієї печі добудемо плавок на рік:

$$357 \cdot 8{,}5 = 3034 \text{ плавки} \quad (1.5)$$

Так, за рік буде вироблено 3034 плавки на одній печі. То 500 000 т сталі можуть бути виплавлені в:

$$\frac{500000}{3034*5} = 3{,}3 \text{ печі} \quad (1.6)$$

У проєкті приймаємо потрібну кількість печей, що дорівнює чотирьом.

Річна продуктивність чотирьох ДСП:

$$4 \cdot 50 \cdot 3034 = 606\,800 \text{ т./рік.} \quad (1.7)$$

Коефіцієнт використання потужності ДСП:

$$\frac{500000}{606800} * 100\% = 82,3\% \quad (1.8)$$

1.4 Визначення основних розмірів печі

Основні розміри печі визначаються номінальною вагою плавки Р [8, 9].

$$V_B = V_1 + V_2 + V_3 = 7{,}0 + 1{,}03 + 1{,}05 = 9{,}08 \text{ м}^3 \quad (1{,}9)$$

де: V_1; V_2 – обсяг відповідно металу та шлаку м^3.

$$V_1 = P \cdot \alpha_1 = 50 \cdot 0{,}14 = 7{,}0 \text{ м}^3 \quad (1.10)$$

$$V_2 = \frac{\beta}{100} \cdot \frac{P}{\gamma} = \frac{7}{100} * \frac{50}{3{,}14} = 1{,}03 \text{ м}^3 \quad (1.11)$$

α_1 – питомий об’єм рідкого металу, м^3/т;

β - кількість шлаку від кількості металу %, коливається від 4 до 10, беремо в розрахунок 7 %.

γ - пластичність шлаку, т/м^3, виміряється в межах γ = 2,8…3,6, зараховуємо γ = 3,14 т/м^3;

V_3 – додатковий об’єм на перевантаження печі та кипіння металу, м^3.

δ - додатковий об'єм печі, що залежить від ємності печі (чим більший об'єм, тим менший додатковий об’єм), при Р>50 δ =10 – 20 %, при Р = 50 т, приймаємо δ = 15 %.

Розрахунковий обсяг ванни:

$$V_p = V_1 + V_2 \tag{1.12}$$

де: V_1 - обсяг усіченого конуса до рівня порога робочого вікна, м^3.

V_2 - обсяг кульової частини ванни, м^3.

$$Vp = \frac{\pi * H_1}{12} * (D_1^2 + D_3^2 + D_1 * D_3) + \frac{\pi * H_2}{L} * (0{,}75 * D_3 + H_2^2) \tag{1.13}$$

де H_1 та H_2 – глибина відповідно конічної та сферичної частини ванни, м.

Для спрощення розрахунку, в основу береться, один із параметрів і через нього виражаються інші. Задаємося співвідношенням рівня порога робочого вікна або діаметром дзеркала ванни D_1 до глибини ванни Н:

$$M = \frac{D_1}{H}$$

Значення величини М залежно від місткості печі коливається від 4,0 до 6,5 і може бути прийнятим при Р> 50 т М = 5,1 ... 6,5, беремо М = 5,5.

Зі збільшенням діаметра дзеркала ванни убавляється теплова напруженість стін та більшає термін служби футерування, зросте обсяг плавильного простору, що

допускає використовувати легковагу шихту. Однак із збільшенням дзеркала ванни печі більшають теплові втрати через кожух печі.

Виразивши глибину конічної та сферичної частини ванни, та діаметр її сферичної частини через глибину ванни, можна обрахувати розрахунковий обсяг ванни:

$$V_P = V_1 + V_2 = H_3 \cdot (0{,}705 \cdot M_2 - 1{,}255 \cdot M + 0{,}742) \quad (1.14)$$

Вираз у дужках (розрахунковий коефіцієнт) маркуємо α^1, тоді:

$$V_P = H^3 \cdot \alpha^1 \quad (1.15)$$

Значення α^1 розраховується в залежності від прийнятого значення М і коливається від 8 для малих печей і до 24 – для великих.

$$\text{Для } M = 5{,}5 \quad \alpha^1 = 0{,}705 \cdot 5{,}5^2 - 1{,}255 \cdot 5{,}5 + 0{,}742 = 15{,}17 \quad (1.16)$$

Нормальні умови роботи печі забезпечуються при $V_B = V_P$

$$H = \sqrt[3]{\frac{V_B}{\alpha^1}} = \sqrt[3]{\frac{9{,}08}{15{,}17}} = 0{,}85m \quad (1.17)$$

З конструктивних міркувань беремо:

$$H_1 = 0{,}8 \cdot H = 0{,}8 \cdot 0{,}85 = 0{,}68 \text{ м} \quad (1.18)$$

$$H_2 = 0{,}2 \cdot H = 0{,}2 \cdot 0{,}85 = 0{,}17 \text{ м} \quad (1.19)$$

Глибина укосів над рівнем порога робочого вікна H_3

братиметься 0,15 м (1.20)

Діаметр дзеркала ванни:

$$D_1 = M \cdot H = 5,5 \cdot 0,85 = 4,675 \text{ м} \quad (1.21)$$

Діаметр робочого простору на рівні сполучення відкосів та стін:

$$D = D_1 + 2 \cdot H_3 = 4,675 + 2 \cdot 0,15 = 4,975 \text{ м} \quad (1.22)$$

Діаметр сферичної частини ванни:

$$D_3 = H \cdot (M - 1,6) = 0,85 \cdot (5,5 - 1,6) = 3,315 \text{ м} \quad (1.23)$$

Товщина футерування подини H_4 рахуватиметься рівною глибині ванни на печах місткістю 25 т і більше очікуватиметься встановлення пристрою для електромагнітного перемішування металу в печі. І тут товщина подини вкорочується на 15…30%.

$$H_4 = 0,85 \cdot H = 0,85 \cdot 0,85 = 0,725 \text{ м} \quad (1.24)$$

У електропечах, що діють, висота плавильного простору рахуватиметься H = 2,1 ... 2,2 · H:

$$H_н = 2,1 \cdot H = 2,1 \cdot 0,85 = 1,785 \text{ м} \quad (1.25)$$

Висота підйому склепіння стріли H_5 вимірюється в межах (0,08…0,10)·D_1:

$$H_5 = 0,09 \cdot D1 = 0,09 \cdot 4,675 = 0,420 \text{ м} \quad (1.26)$$

Висота робочого простору від рівня порога робочого вікна до найвищої частини склепіння:

$$L = K + H_5 = 1,785 + 0,420 = 2,205 \text{ м} \quad (1.27)$$

Ширина робочого вікна А братиметься від 0,32 м дна дзеркала ванни для малих та до 0,25 для великих печей:

$$A = 0{,}25 \cdot D_1 = 0{,}25 \cdot 4{,}675 = 1{,}215 \text{ м} \quad (1.28)$$

Висота робочого вікна коливається в межах від 0,6 м до 0,7 м ширини:

$$B = 0{,}6 \cdot A = 0{,}6 \cdot 1{,}215 = 0{,}73 \text{ м} \quad (1.29)$$

Внутрішній діаметр кожуха печі:

$$D_4 = D + 2\delta^1 = 4{,}675 + 2 \cdot (0{,}075 + 0{,}460) = 6{,}045 \text{ м} \quad (1.30)$$

де δ^1 – мінімальна товщина теплоізоляційного шару та вогнетривкого шару футерування, що залежить від садки печі δ_2 беремо рівною $1/200 \cdot D_4$:

$$\delta_2 = \frac{D_4}{200} = \frac{6{,}045}{200} = 0{,}03\text{м} \quad (1.31)$$

Зовнішній діаметр кожуха печі:

$$D_5 = D_4 + 2\delta_2 = 6{,}045 + 2 \cdot 0{,}03 = 6{,}105 \text{ м} \quad (1.32)$$

Максимальний діаметр робочого простору печі на рівні сполучення стін та п'ят склепіння:

$$D_2 = D + 2 \cdot (K - H_3) \cdot 0{,}1 \quad (1.33)$$

$$D_2 = 4,\ 975 + 2 \cdot (\ 1785 - 0{,}150\ ) \cdot 0{,}1 = 5{,}3 \text{ м}$$

При товщині склепіння δ_3 прийнятої залежно від місткості печі: Р<=25 т δ_3 = 0,23 м ; при Р = 25 ... 100 т δ_3 = 0,3; при Р> 100 т δ_3 = 0,46 м

Зараховуємо товщину склепіння, що рівняється δ_3 = 0,3 м.

В даний час розповсюджені печі з циліндричним кожухом. Це допускає наростити кут нахилу стін печі і тим самим збільшити термін служби футерування.

Для прискорення поточного ремонту печі її кожух робиться з двох частин: верхньої – знімної та нижньої – стаціонарної.

Наявність запасної знімної частини протягом 2 - 4-х годин припускає замінити зношені стіни новими.

Для визначення розмірів печі з циліндричним кожухом значення: D; D_1; D_3; H; H_1; H_2; H_3; H_4; H_5; A; β; L; δ_1; δ_2; δ_3 визначаються як і для печі з циліндроконічним кожухом.

Висота конічної частини кожуха печі рівня сполучення укосів і стін братиметься рівною (0,5 - 0,65) · К:

$$К = 0,55 \cdot К = 0,55 \cdot 1,785 = 0,991 \text{ м} \quad (1.34)$$

Діаметр робочого простору на рівні сполучення стін та п'ят склепіння печі з циліндричним кожухом:

$$D_2' = D + 2 \cdot (K – H_3) \cdot tg\beta \quad (1.35)$$

$$D_2' = 4,975 + 2 \cdot (0,991 – 0,15) \cdot 0,364 = 5,59 \text{ м.}$$

Значення β коливається в межах 20 – 25°

Товщина теплоізоляційного вогнетривкого шару футерування в циліндричній частині кожуха печі значитиметься рівною (0,6 - 0,8)δ_1:

$$\delta_1 = 0,7 \cdot \delta_1 = 0,7 \cdot 0,535 = 0,375 \text{ м} \quad (1.36)$$

Максимальний зовнішній діаметр кожуха печі:

$$D_5' = D_2' + 2\delta_2' + 2\delta_2 \quad (1.37)$$

$$D_5' = 5{,}590 + 2 \cdot 0{,}375 + 2 \cdot 0{,}03 = 6{,}400 \text{ м}$$

Висота нижньої циліндричної частини кожуха печі визначається на основі конструктивних вимог. При цьому важливо забезпечити надійну експлуатацію футерування печі та звести до мінімуму витрати вогнетривких матеріалів.

Після встановлення основних параметрів ванни та плавильного простору виконується креслення розрізу футерування печі у відповідному масштабі.

1.5 Вибір електричного режиму

Електричні параметри електропічної установки сильно залежать від електричного режиму. Для визначення раціональних електричних параметрів будують робочі характеристики, що відображають залежності між силою струму I і такими параметрами, як напруга дуги $U_д$, споживана селективна потужність $P_а$, корисна потужність дуги $P_{пол}$, електричний ККД - $\eta_{ел}$, коефіцієнт потужності cosφ.

Розрахунок ключових електричних параметрів і характеристик електропічної установки для етапу плавлення шихти та визначення оптимального режиму експлуатації було здійснено із застосуванням спеціалізованого програмного забезпечення.

На основі отриманих результатів побудовано графік залежності електричних характеристик дугової електропечі протягом періоду роботи трансформатора потужністю 45 кВА.

З аналізу графіка на рисунку 1.1 видно, що для ДСП-50 максимальне значення корисної потужності спостерігається при силі струму 94209 А. У цей момент потужність, споживана з мережі, становить 42128 кВт, а втрати потужності дорівнюють 16537 кВт.

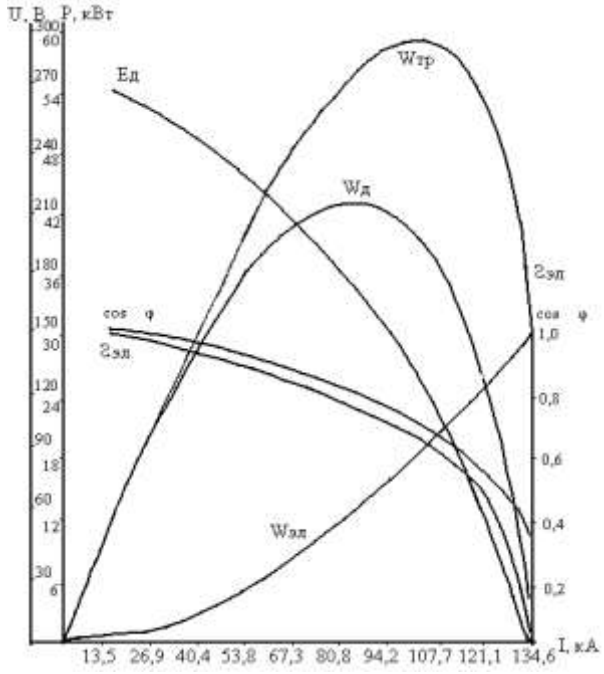


Рисунок 1.1 – Графік змін електричних характеристик пічного трансформатора потужністю 45 кВА

Крива корисної потужності має точку перегину, яка свідчить про те, що однаковий рівень потужності, яка виділяється всередині печі, може бути досягнутий при двох різних значеннях сили струму.

При силі струму 81 кА, показники вигідніші: cos φ = 0,82 , $\eta_{ел}$ = 0,78 втрати потужності $W_{ев.р}$ = 12150 кВт. Для I = 107 кА, корисна потужність 36619 кВт буде отримана при cosφ= 0,65 , а $\eta_{ел}$ =0,63, втрати потужності 21600 кВт. Таким чином, видно, що працювати необхідно при режимі, що визначається лівою гілкою кривої.

1.6 Обґрунтування тривалості плавки

Тривалість плавки є надзвичайно важливим показником, який суттєво впливає на ефективність роботи печі.

Для печей середньої ємності, що наповнюються за допомогою бадей і обладнані потужними трансформаторами, на основі розрахункових показників і даних заводу встановлюємо таку тривалість плавки: година - хвилин.

Таблиця 1.2 – Режим електроплавки сталі в печах ДСП – 50

№ п/п	Період плавки	Дійсно на ДСС	Прийнято
1.	Заправка	0 – 30	0 – 10
2.	Завантаження брухту	0 – 10	0 – 10
3.	Плавлення	2 – 30	1 – 20
4.	Завантаження шлаку	0 – 15	0 – 10
5.	Відновлювальний період	1 – 00	0 – 55
6.	Випуск металу	0 - 05	0 - 05
Разом		4 - 50	2 - 50

Середньозважена тривалість плавки становить 2 години 50 хвилин (2,83 години) на одній 50 - тонної ДСП [9, 10].

1.7 Розрахунок МБЛЗ роторного типу

Беремо заготовки конструкційних сталей перерізом: 160 х 180мм

Середня швидкість витягання $V_{ср}$ = 1,0 м/хв.

Під час проектування МБЛЗ очікуватиметься перспектива збільшення швидкості витягування.

Приймаємо резерв швидкості витягування 50%:

$$V_{рез} = V_{ср} + 0{,}5 \cdot V_{ср} \quad (1.38)$$

$$V_{рез} = 1 + 0{,}5 \cdot 1 = 1{,}5 \text{ м / хв.}$$

Час затвердіння (повне) заготовки обраховуємо:

$$\tau_{кр} = \frac{B^2}{4K^2} \text{ хв} \quad (1.39)$$

де В – товщина заготівлі; мм

К – коефіцієнт твердіння, 28 мм/хв;

$$\tau^1_{кр} = \frac{160^2}{4*28^2} = \frac{25600}{3136} = 8 \text{ хв}$$

$$\tau^H_{kp} = \frac{180^2}{4*28^2} = \frac{32400}{3136} = 10 \text{ хв}$$

Довжина зони вторинного охолодження:

$$Z_{вт.охл.} = V_{рез} \cdot \tau_{кр}'' \quad (1.40)$$

$$Z_{вт.охл.} = 1{,}5 \cdot 10 = 15 \text{ м}$$

Протяжність тягнучої клеті беремо:

$$Z_{т.к.} = 2 \text{ м.}$$

Розрахунок циклу роботи МБЛЗ

Приймаємо максимальну швидкість витягування:

$V_{max} = 2$ м/хв

Час введення затравки - τ_1:

$$\tau_1 = \frac{Z_{вт.охл.} + Z_{т.к.}}{V_{макс}} \quad (1.41)$$

$$\tau_1 = \frac{15+2}{2} = \frac{17}{2} = 8 \text{хв}$$

Беремо час підготовки кристалізатора τ_2 = 10 хв. та подачі сталерозливного ковша на стенд $\tau_3 = 3$ хв.

Загальна година підготовки машини:

$$\tau = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 \quad (1.42)$$

$$\tau = 8 + 10 + 3 = 21 \text{ хв.}$$

Масова швидкість розливання на один канал:

$$q_р = a \cdot b \cdot V_{ср} \cdot р \quad (1.43)$$

$$a \cdot b = 160 \cdot 180 \text{ мм}$$

$$р = 7{,}0 \text{ т/м}^3$$

$$V_{ср} = 1 \text{ м/хв}$$

$$q_р = 0{,}18 \cdot 0{,}16 \cdot 1 \cdot 7{,}0 = 0{,}2 \text{ т/хв.}$$

Місткість проміжного ковша $М_{п.к.}$ = 10% маси рідкого металу в сталерозливному ковші:

$$М_{п.к.} = 0{,}10 * 50 = 5 \text{ т} \quad (1.44)$$

$$\tau_{н.п.к.} = \frac{M_{п.к}}{n_{к.р} * q_р^1} = \frac{5}{2 * 0{,}2} = 12{,}0 \text{ хв} \quad (1.45)$$

Час розливання плавки при розливанні заготовок перерізом 0,16 х 0,18 м:

$$\tau'_{р.п.} = \frac{Мст.к}{n_{кр} * q'_р} \quad (1.46)$$

$$\tau'_{р.п} = \frac{50}{2 * 0{,}2} = 120 \text{ хв.}$$

Час закінчення видачі заготовки з МБЛЗ:

$$\tau_{ок.в.з.} = \frac{Z_{вт.охл.} + Z_{т.к.}}{V_{ср.}} \quad (1.47)$$

$$\tau_{ок.в.з} = \frac{15 + 2}{1} = 17 \text{ хв.}$$

Визначення ритму роботи машини

В цеху 80% металу розливатиметься методом «плавка на плавку», а 20% - одиночні плавки.

Тоді тривалість циклу розливу із серії в 10 плавок:

$$\tau'_у = \tau_п + \tau'_{н.п.к.} + \tau'_{р.пл.} * 10 + \tau_{рк.в.з.} \quad (1.48)$$

$$\tau'_у = 21 + 10 + 120 \cdot 10 + 17 = 1248 \text{ хв } (20{,}8 \text{ год})$$

Середня тривалість розливу в серії:

$$\tau' = \frac{\tau' ц}{10} \quad (1.49)$$

$$\tau' = \frac{1248}{10} = 125$$

Розрахунок продуктивності МБЛЗ

Кількість робочих днів на рік:

$$A = 365 - 30 = 335 \text{ днів} \quad (1.50)$$

де 30 - днів - тривалість ремонтів (24 - профілактичний, 6 - капітальний ремонт).

Річна продуктивність однієї МБЛЗ:

$$E = \frac{335 * 24 * 60 * 50 * 0{,}98}{125} = 189100 \text{т.рік.} \quad (1.51)$$

де 24 - кількість годин на добу, 60 - кількість хвилин на годину, 50 - маса рідкого металу в ковші т., 0,98 - вихід заготовок з рідкого металу, 125 - середня тривалість однієї плавки, хв.

Для забезпечення розливання річного виробництва 500 000 т заготовок необхідно МБЛЗ:

$$V = \frac{500000}{189100} = 2{,}6 \quad (1.52)$$

Приймаємо три МБЛЗ.

Річна продуктивність трьох МБЛЗ:

$$189\,100 \cdot 3 = 567\,300 \text{ т / рік} \quad (1.53)$$

Коефіцієнт використання потужності МБЛЗ:

$$\frac{500000}{567300} * 100\% = 88{,}14\% \quad (1.54)$$

1.8 Розрахунок кількості обладнання

Розрахунок кількості вакууматорів

Для покращення якості металу завбачено його позапічне вакуумування.

Річна продуктивність пічних установок 500 000 тонн на рік.

Очікуватиметься вакуумувати 80% плавок, що складе:

$$500000 \cdot 0{,}8 = 400000 \text{ тонн} \quad (1.55)$$

Тоді кількість вакууматорів буде:

$$400000 : 500000 = 0{,}8 \quad (1.56)$$

Тоді беремо до встановлення один вакууматор.

Тривалість вакуумування однієї плавки є 30 – 40 хв.

Розрахунок кранів у цеху та їх вантажопідйомність

Таблиця 1.3 – Тривалість операцій, що здійснюються завалочним краном

Найменування	Тривалість
Захоплення траверси Підйом траверси, опускання та захоплення бадді Перенесення бадді до печі Завалка Зворотня операція	1 4 2 2 6
Разом хв.	15

Заборгованість крана на виробництво завалок у чотири печі за добу становитиме:

$$15 \cdot 4 \cdot 8{,}5 = 510 \text{ хв (8,5 години)} \quad (1.57)$$

Так як завалки здійснюються з підвалками, то:

$$510 \cdot 4 = 2040 \text{ хвилин} \quad (1.58)$$

Заборгованість крана на нарощування електрода є 6 хвилин на плавку, а на добу:

$$4 \cdot 6 \cdot 8{,}5 = 204 \text{ хв} \quad (1.59)$$

Заборгованість крана на зміну склепіння – 30 хв/пл.:

При стійкості склепіння 1000пл:

$$\frac{1000}{8{,}5*4} = 29,4 \quad (1.60)$$

Заборгованість крана на зміну склепіння:

$$30 : 29{,}4 = 10 \text{ хвилин} \quad (1.61)$$

Невраховані роботи – 300 хвилин (перевезення механізмів, електроустаткування тощо).

Заборгованість крана на добу на подачу цегли для ремонту стін та склепіння становить – 200 хвилин.

На зняття каркаса зі старою футеровкою та встановлення нового – 60 хвилин на добу.

Прибирання контейнерів зі сміттям займе 50 хвилин на добу, заборгованість крана на ремонт печей на добу буде:

$$200 + 60 + 50 = 310 \text{ хвилин} \quad (1.62)$$

При стійкості стін 1000 плавок холодний ремонт проводять через:

$$\frac{1000}{8,5*4}=29,4\text{діб} \quad (1.63)$$

Заборгованість крана на добу на холодний ремонт набуде:

$$310 : 29,4 = 10,5 \text{ хвилин} \quad (1.64)$$

Заборгованість крана на добу на подачу контейнерів із сипучими матеріалами – 800 хвилин

Прийом та здавання зміни – 45 хвилин.

Загальна заборгованість крана на добу буде:

$$2040+204+10+300+50+800+45=3449 \text{ хв.} \quad (1.65)$$

Потрібна кількість кранів при нерівномірності завантаженості крана 1,1 буде:

$$\frac{3449*1,1}{24*60}=\frac{3794}{1440}=2,63 \quad (1.66)$$

Для забезпечення прольоту приймаємо три крани. Завантаженість кранів становить:

$$\frac{3449*1,1*100}{24*60*3}=87,8\% \quad (1.67)$$

Вантажопідйомність крана забезпечення ДСП-50 складає 100т. Місткість сталерозливного ковша 60 т.

Визначення кількості головних сталерозливних ковшів

Кількість ковшів вираховується за такою формулою:

$$\text{п}_{\text{п}}^{\text{с}}=\frac{\text{п}_{\text{пл}}^{\text{max}}*\tau_{\text{п}}}{1440} \quad (1.68)$$

де $\text{П}_{\text{п}}$ - кількість плавок на добу;

$\tau_{\text{п}}$ = 8 годин (480 хв.);

1440 – кількість хвилин на добу

$$п_п^с = \frac{34*480}{1440} = 12 ковшів \quad (1.69)$$

При стійкості футерування ковша 12 плавок, в ремонті за добу матиметься:

34 : 12 = 3 ковша - це 25% від ковшів, що перебувають в роботі.

При цьому тривалість ремонту одного ковша 8 – 16 годин, беремо 10 годин, тоді в ремонті буде:

$$\frac{3*10}{34} = 0{,}88 ковша \quad (1.70)$$

Беремо один ківш.

Для ремонту має бути не менше однієї ями. Один ківш зобов'язаний стояти в резерві, для прийому аварійної плавки. Загальна кількість головних розливних ковшів у прольоті буде:

$$12+1+1=14 \text{ ковшів} \quad (1.71)$$

Для нормальної роботи проектованого цеху планується мати 14 головних сталерозливних ковшів [13].

1.9 Опис головної будівлі цеху та прольотів

Головна будівля електроплавильного цеху складається з п'яти прольотів: шихтовий, пічний, випуск сталі, МБЛЗ, відвантаження заготовок.

Шихтовий проліт

Призначений для безперебійного забезпечення електроплавильних печей необхідними матеріалами. Основну частину скрапу (понад 80%) доставляють до шихтового прольоту цеху залізничними платформами у контейнерах об’ємом 15 м³. Решта скрапу транспортується навалом – автотранспортом або думпкарами. У прольоті розміщено три мульдо-магнітні крани з вантажопідйомністю 30/15 тонн. Скрап із контейнерів завантажується у пічні кошики грейферного типу, які встановлені на візках, після чого проходить зважування на платформних вагах. У прольоті

облаштовані засіки для чавуну і металевої шихти. Графітовані електроди доставляються з заводського складу в пічний проліт автотранспортом у спеціальних контейнерах.

Пічний проліт

Пічний проліт призначений для виплавки заданої марки сталі. У ньому розміщено чотири електропечі місткістю по 50 тонн. Під час плавки шлакоутворювальні матеріали завантажуються в електропіч через робоче вікно за допомогою машин кидкового типу. Бункери для цих матеріалів розташовані групами.

У дугові сталеплавильні печі феросплави подаються мульдами, які перевозяться дизельними мульдозавалочними машинами.

Для заправки печей магнезитовим і доломітовим порошком використовується машина заправочного типу з відцентровим механізмом. Порошки зберігаються в бункерах, звідки їх подають краном під завантажувальний пристрій.

Графітовані електроди розміщені у торці проліта в спеціальному місці, звідки їх механічними пристроями подають безпосередньо на стенд для нарощування.

Шлак з печі видаляється у шлакову чашу, встановлену на консольному візку, після чого чаші транспортують до зони випуску сталі, потім іх переміщують на шлаковоз та вивозять з цеху. У прольоті є три мостові крани: ливарні та завантажувальні з вантажопідйомністю до 100 тонн. На початку прольоту розташовано ділянку для ремонту кожуха та склепіння печі.

Проліт випуску сталі

Проліт призначений для випуску сталі з печі, вакуумування металу та передачі ковшів із розплавом на машину безперервного лиття заготовок. У процесі підготовки розливних ковшів між плавками виконуються операції з очищення внутрішньої поверхні ковшів від залишків гару та сажі, а також заміна пробки шиберного затвора. Демонтований шиберний затвор розміщується в контейнер і транспортується автонавантажувачем до секції обслуговування шиберних затворів. Після завершення

зазначених робіт ківш переміщується краном з поворотного стенда на стаціонарний, де монтується розливний стакан і встановлюється новий шиберний затвор.

Вакуумна камера представляє собою сталевий резервуар, внутрішнє обшивання якого складається з трьох ізоляційних шарів і одного шару вогнетривкої футеровки. У конструкції камери передбачені отвори для внесення легуючих компонентів, плавикового шпату та інших необхідних матеріалів.

У прольоті передбачено два тупикові шляхи, на яких встановлені склади з формами для аварійного розливання металу.

Проліт МБЛЗ

Проліт МБЛЗ використовується для отримання заготовок визначеної форми. У цьому прольоті встановлено три роторні машини. Довжина зони вторинного охолодження складає 15 метрів.

Також у прольоті розташовані склад кристалізаторів, відділення матеріалів вогнетривкого типу, вузол системи пожежогасіння та зона для встановлення проміжних ковшів.

Проліт відвантаження заготовок

Він призначений для транспортування гарячих заготовок до суміжних цехів. У цьому прольоті встановлено три мостові крани з захватними лапами, вантажопідйомністю 100 +10 тонн.

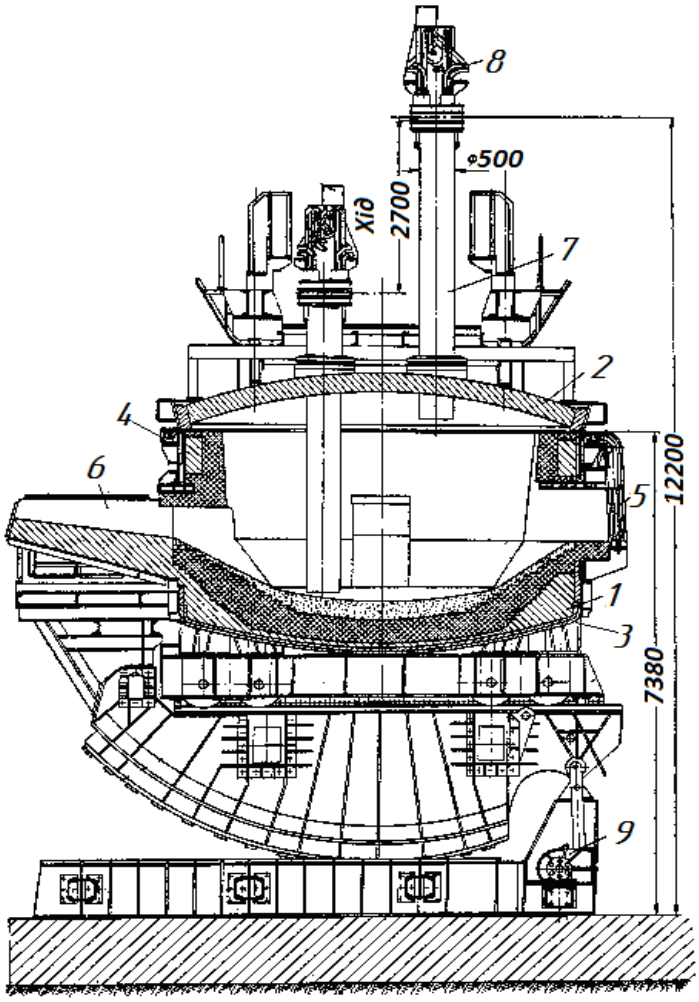
Заготовки пересуваються рольгангами, переміщуючись із прольоту МБЛЗ до зони відвантаження. Там їх знімають з рольгангів за допомогою крана і транспортують залізничними шляхами. Охолоджені заготовки перед подальшим обробленням проходять нагрів у спеціальних печах.

У прольоті також розташовані насосна станція, приміщення для контрольно-вимірювальних приладів (КВП), механічна майстерня та стелажі для зберігання заготовок.

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

2.1 Опис дугової сталеплавильної печі ДСП-50

ДСП сучасної конструкції є складним агрегатом як з точки зору виготовлення, так і експлуатації. Вона оснащена значною кількістю вузлів і механізмів, серед яких основними є такі (рис. 2.1):



1 – подина; 2 – каркас склепіння; 3 – кожух печі; 4 – кільце жорсткості кожуха печі; 5 – робоче вікно; 6 – випускний жолоб; 7 – електрод; 8 - електродотримач; 9 – механізм нахилу печі

Рисунок 2.1 – Піч ДСП-50

- кожух (корпус) печі і склепіння;
- опорна конструкція - люлька для установки кожуха;

- механізм нахилу печі для зливання металу і скачування шлаку (шарнірно пов'язаний з люлькою);

- механізми переміщення електродів;

- механізм підйому і повернення склепіння для завантаження шихти (встановлюється на люльці або на окремому фундаменті);

- коротка мережа (вторинний струмопідвід) для передачі струму від висновків вторинних обмоток трансформатора до робочих кінців електродів;

- портал і шахта (відомі конструкції безпортальних печей);

- система відбору та очистки газів.

ДСП може бути обладнана додатковими вузлами та механізмами, які полегшують роботу сталеварів. Сюди входять системи для електромагнітного перемішування рідкого металу, обертання ванни навколо вертикальної осі, продувки киснем, вимірювання температури, взяття проб та перепуску електродів. Завдяки таким рішенням значно спрощується виконання трудомістких операцій, таких як підготовка печі, завантаження шихти, додавання шлакоутворюючих і легуючих матеріалів, а також подача газоподібного кисню. Всі моделі оснащені регуляторами електричного режиму для підтримання потрібного співвідношення між струмом і напругою дуги або ж її опором.

Конструкція корпусу печі містить сферичне днище, стінові водоохолоджувані панелі та водоохолоджуване склепіння, всередині яких знаходиться футерівка, що формує робочий простір. Частина цього простору займається ванною. Корпус виготовляється каркасним, зі сталевих кільцевих балок, з'єднаних стійками, до яких кріпляться водоохолоджувані панелі бокових стін. До конструкції також входить зливний носок, який використовується для переливання металу з печі в ківш на сталевозі.

У моделях ДСП із повністю цегляною футерівкою корпус виготовляється зі зварної котельної сталі товщиною близько 1/200 від діаметра робочого простору печі. Для контролю процесу плавлення та виконання операцій з додавання шлакотвірних і легуючих матеріалів у корпусі печі передбачено робоче вікно. Його ширина становить 0,2–0,3 діаметра ванни на рівні укосів, а висота — 0,75–0,80 від ширини прорізу.

Корпус печі монтується на коливальній люльці, яка переміщується по фундаментній балці, міцно з’єднаній із фундаментом. Склепіння печі та верхні частини бічних стін виконані у вигляді трубчатих водоохолоджуваних конструкцій. На люльці, окрім корпусу печі, встановлюється портал, до якого кріпляться металоконструкції та механізми для подачі електроенергії до електродів, а також для їх вертикального переміщення (вгору і вниз) за допомогою гідравлічного приводу.

На люльці також розташований механізм підйому склепіння з можливістю його відхилення в сторону зливного носка для відкриття робочого простору при завантаженні шихти в піч. Портал печі, що має вертикальну шахту, доповнюється півпорталом, який жорстко з'єднаний під кутом 90° і служить опорою для склепіння. Уся ця конструкція може повертатися на кут від 100 до 120° спеціальним механізмом. Люлька разом із корпусом печі та порталом може нахилятися в різні боки: на кут 45° — для зливу металу в ківш, і на кут 10° — до робочого вікна для зливу шлаку. Ці нахили здійснюються за допомогою гідравлічного приводу, а їх діапазон регулюється фіксатором, що забезпечує безпечне обмеження нахилу під час зливу металу. Для забезпечення роботи печі передбачена насосно-акумуляторна станція.

Сучасні дугові сталеплавильні печі (ДСП), які будуються як в Україні, так і за кордоном, оснащені механізованою системою завантаження шихти.

Завантаження відбувається зверху за допомогою бадді за один-два або інколи три прийоми, що забезпечує низку переваг:

- можливість ефективного завантаження скрапу по всьому об’єму робочого простору;

- оптимальне розміщення великогабаритного металобрухту в зоні впливу електричних дуг;

- збільшення часу на проплавлення шихти в режимі «закритого горіння дуг»;

- автоматизація процесу засипання подини і формування укосів із сипучих вогнетривких матеріалів;

- скорочення часу простою печі між плавками.

ДСП із рухомим склепінням займають мінімум простору в приміщенні цеху та мають меншу масу металоконструкцій порівняно з печами, оснащеними механізмами відкоту корпусу.

Струм до графітованих електродів подається через три електродотримачі. Кожен із них складається з головки, рукава, механізму затиску електрода та закріпленого струмопідводу, виконаного з мідних шин або водоохолоджуваних мідних труб. Переміщення електродів вгору і вниз, необхідне для регулювання потужності, яка подається в піч, та підтримання її на заданому рівні, здійснюється за допомогою спеціальних механізмів. Залежно від типу приводу ці механізми поділяються на електромеханічні та гідравлічні. Гідравлічні механізми вирізняються безінерційністю, відсутністю запізнень, здатністю плавно і швидко регулювати швидкість переміщення електродів (2–6 м/хв) та компактністю конструкції. Однак вони вимагають більш ретельного догляду і регулярних профілактичних оглядів під час експлуатації через ризик витоків гідравлічної рідини. Більше того, для роботи гідравлічних механізмів необхідне розташування поблизу печі спеціальної маслонапірної станції. Незважаючи на ці недоліки, переваги гідравлічних приводів перевищують їхні слабкі сторони. Саме це стало причиною широкого застосування гідравліки не лише для механізмів переміщення електродів, але й для інших елементів дугових сталеплавильних печей, таких як механізм нахилу печі, підйому та повороту склепіння.

Усі сучасні вітчизняні дугові сталеплавильні печі здебільшого постачаються із гідравлічними приводами для переміщення різних механізмів. На печах останніх моделей гідравлічний механізм підйому і повороту склепіння встановлюється на окремому фундаменті.

Крім цього, дугові сталеплавильні печі обладнані механізмом обертання ванни навколо вертикальної осі (що, однак, не є потрібним у високопотужних модифікаціях), механізмом підйому та опускання дверцят робочого вікна, системою подачі кисню через вертикальну фурму та паливно-кисневими пальниками із відповідними пристроями введення їх у піч. Також передбачено використання пристрою для електромагнітного перемішування металу (ПЕМП), який розташований на відстані 50–100 мм від днища печі. Цей пристрій встановлюється на деяких вітчизняних дугових ста-

леплавильних печах місткістю 25 тонн і більше. Наявність таких систем повністю усуває потребу ручного перемішування рідкої ванни, сприяє зменшенню перепаду температури по висоті ванни, прискорює хімічні реакції та процес розчинення легуючих елементів, а також підвищує ефективність передачі тепла від дуги до ванни.

До нижньої частини кожуха приварюється кільцевий опорний брус, який забезпечує опору кожуха на чотири або вісім тумб з опорними та упорними роликами. Зварне водоохолоджуване склепінне кільце має поперечний переріз у формі прямокутної трапеції. Така конструкція кільця дозволяє виконати футерування склепіння без використання спеціальної п'яткової цегли.

До нижньої поверхні склепінного кільця приварюється кільцевий ніж, який входить під час опускання склепіння у кільцеподібний жолоб. Цей жолоб приварений до верхньої частини кожуха та заповнений магнезитовим порошком або дрібним піском. Завдяки цьому забезпечується герметичність з'єднання склепіння з кожухом. У конструкції склепіння печі передбачені отвори для монтажу патрубка системи газовідсосу та введення кисню через спеціальну фурму.

Електродотримачі використовуються для утримання електродів на визначеній висоті та подачі до них електричного струму. Конструкція електродотримачів повинна відповідати певним вимогам. Для зменшення електричних втрат на контакті та запобігання прослизанню електродів, електродотримачі мають забезпечувати надійне затискання електродів. Водночас вони повинні бути достатньо жорсткими, щоб уникнути прогинання під вагою електродів та запобігти вібраціям. При певних довжинах електричної дуги навіть невелике зміщення електрода може призводити до значних коливань стабільності горіння дуги.

Електродотримач складається з головки, затискного пристрою, рукава, каретки або телескопічної стійки, жорсткої частини вторинного струмопідводу і механізму для переміщення електрода. Головка є багатофункціональним елементом і включає в себе механічно міцний тримач та струмопідводний пристрій з мінімальним електричним опором.

Відпрацьовані гази з печі відводяться для очищення та викиду через спеціальний отвір у склепінні за допомогою водоохолоджуваного патрубка. Цей патрубок

встановлюється на склепінні й через зазор 50–80 мм з'єднується зі стаціонарним горизонтальним патрубком системи відбору й очищення газів. Така конструкція полегшує від'єднання стаціонарного газового тракту при нахилі печі або поверненні склепіння.

Футеровка дугових сталеплавильних печей (ДСП), що охоплює подину, бічні стінки та склепіння, працює в екстремальних умовах. Вона піддається різким температурним перепадам (600–1800 ºС за годину) при великих абсолютних температурах, механічним ударам, агресивному впливу розплавленого металу та шлаку, а також значним тепловим навантаженням.

Футеровку подини основних печей виконують із цегли на основі магнезитових вогнетривких матеріалів. Витрата магнезитової цегли для ремонту стін і склепіння складає приблизно 8–18 кг/т, а магнезитового порошку для заправки — 20–40 кг/т. Циліндричний кожух утримує футеровку вертикальних цегляних бічних стін, які мають нерівномірний розпал по висоті.

Під час вибору вогнетривких матеріалів для футеровки дугових сталеплавильних печей важливо враховувати різні робочі умови окремих ділянок футеровки. Зокрема, слід розглянути особливості експлуатації матеріалів для подини і укосів, стін і склепіння, адже вони перебувають у різних середовищах.

Протягом тривалого циклу роботи подина безпосередньо контактує із розплавленим металом і шлаком. Після завершення процесу плавлення та при завантаженні холодної шихти відбувається різке охолодження подини. Крім того, при завантаженні шихти кошиком подина зазнає механічного удару, а її поверхневий шар пошкоджується шматками скрапу, які врізаються в структуру.

У період плавлення при неправильному розташуванні матеріалів шихти під електродами може виникнути ситуація, коли вони опускаються до самої подини ще до утворення достатнього шару рідкого металу. Дуги при тонкому шарі металу перегріваються, що призводить до руйнування матеріалу подини й утворення ям.

Під час плавлення та в окислювальний період футеровка подини насичується оксидом заліза. У відновлювальний період цей оксид виходить із футеровки подини

та укосів, переходячи до металу і шлаку. Після випуску плавки середовище знову змінюється на окислювальне.

При зливі та після нього футеровка подини продовжує контактувати зі шлаком і насичується його компонентами. Однак найбільший вплив високих температур і агресивного впливу шлаків зазнає футеровка укосів, що робить їх найуразливішою частиною конструкції електропечей.

Окрім того, футеровка подини та укосів сама впливає на перебіг процесів у сталеплавильній ванні. Оксид магнію, потрапляючи у шлак, знижує його рідинотекучість і хімічну активність. Це призводить до збільшення витрат вогнетривких матеріалів, часу на рафінування металу, підвищення споживання шлакоутворюючих компонентів задля нейтралізації негативного впливу MgO, а також збільшення витрат електроенергії.

Враховуючи особливості роботи футерівки подини та укосів, до неї висувається низка важливих вимог. Робочий шар подини, який безпосередньо контактує з металом і шлаком, має характеризуватися високою вогнетривкістю та термостійкістю, а також стійкістю до хімічного і механічного впливу металу та шлаку. У цілому подина повинна бути достатньо міцною, щоб витримувати механічні удари під час завантаження шихти, і водночас забезпечувати високий тепловий опір.

Температурні умови експлуатації внутрішньої поверхні стін особливо складні, оскільки в окремі періоди плавки температура окремих зон може перевищувати межі вогнетривкості матеріалів. Крім того, під час відкривання робочого простору та завантаження шихти стіни швидко охолоджуються. Зміна температури на внутрішній поверхні може сягати до 10000 ºС на годину, що викликає значні термічні напруження у футеруванні.

Зважаючи на ці умови, внутрішній шар футерівки повинен забезпечувати високу вогнетривкість, термостійкість, низький коефіцієнт теплового розширення та високий показник температуропровідності. Для досягнення високого теплового опору футерівку стін необхідно ефективно теплоізолювати із зовнішнього боку.

Склепіння є найменш довговічною частиною футерівки дугових печей. Як і футерівка стін, склепіння піддається суттєвим температурним коливанням. Під час пла-

вки склепіння може зазнавати прямого впливу випромінювання від електродних дуг, а також поглинати відбиті промені від шлаку і стін футерівки. Це призводить до підвищення температури його центральної частини, яка часом перевищує межу вогнетривкості матеріалу, спричиняючи часткове підплавлення. Особливо часто таке явище виникає при роботі з дуже рідкими шлаками, які мають високий коефіцієнт відбиття.

Враховуючи специфіку роботи вогнетривів у склепіннях дугових печей, до них висувається низка особливих вимог. Ці матеріали повинні відзначатися високою вогнетривкістю, термостійкістю, хімічною стабільністю щодо плавильного пилу, значним тепловим та електричним опором.

Оскільки не існує вогнетривких матеріалів, які б одночасно поєднували всі необхідні властивості, футеровку дугових печей доводиться виконувати у кілька шарів, кожен з яких виконує певні функції. Це зумовлює застосування різноманітних вогнетривких матеріалів, які мають різні характеристики і призначені для вирішення конкретних завдань. Для футерування печей з основною кладкою використовують матеріали та вироби на основі магнезитового порошку з додаванням малозалізистої хромової руди та залізної руди.

Електродугові печі працюють за робочою напругою у межах 100–800 В, при цьому сила струму може сягати десятків тисяч ампер. Потужність окремої установки досягає значної величини — від 50 до 140 МВА. Струм напругою до 110 кВ подається до підстанції електросталеплавильного цеху, звідки живляться первинні обмотки трансформаторів печей.

Відрізок електричної мережі між трансформатором і електродами називається короткою мережею. Фідери, що виходять зі стіни трансформаторної підстанції, подають напругу на електродотримач через гнучкі водоохолоджувані кабелі. Довжина гнучкої ділянки повинна бути достатньою для забезпечення нахилу печі або відкриття склепіння для завантаження матеріалів. Гнучкі кабелі з'єднуються з мідними водоохолоджуваними шинами, встановленими на рукавах електродотримачів. Трубошини безпосередньо з'єднані із голівкою електродотримача, що фіксує електрод.

До складу короткої електричної мережі, окрім основних вузлів, також входить різноманітна вимірювальна апаратура. Вона підключена до ліній струму через трансформатори напруги або струму. Крім того, мережа включає пристрої автоматичного регулювання процесу плавки, що забезпечують стабільну роботу установки.

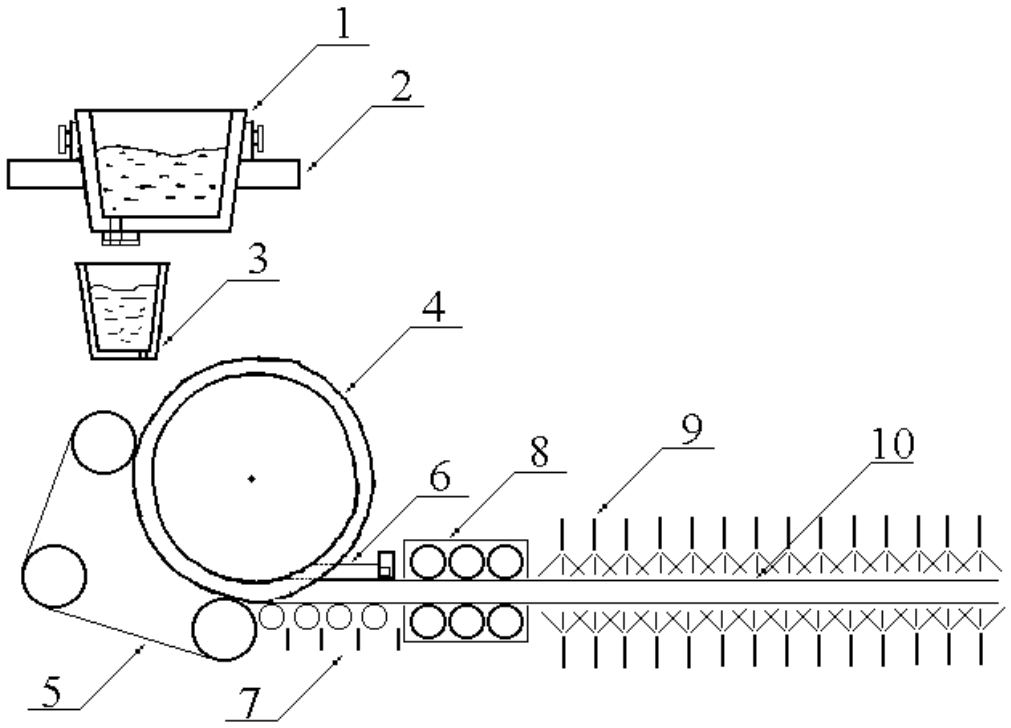
2.2 Опис основних вузлів машини безперервного лиття заготовок роторного типу

Сталерозливний ківш розливним краном транспортують до машини розливу та установлюють на поворотному стенді. Рідка сталь подається до проміжного ковша, який оснащений шибером для регулювання потоку. Усередині проміжного ковша передбачена перегородка, що затримує шлак. Через дозатор у вигляді склянки сталь поступово заповнює кристалізатор. У нижній частині кристалізатора вводиться затравка — спеціальна штанга, яка відповідає перерізу кристалізатора або формі майбутньої заготівки. Верхній торець затравки утворює дно кристалізатора, а також має конструктивний елемент у вигляді хвоста ластівки, що забезпечує надійне зчеплення зі злитком.

Коли рівень металу піднімається над затравкою на висоту 300–400 мм (у зоні між гнучкою стрічкою, щільно притиснутою до роторного колеса, та самим ротором), запускається механізм обертання й витягування заготовки. Під впливом тягнучих валків цього механізму затравка здійснює витягування зливка, який поступово формується.

Мідний кристалізатор охолоджується водою, що інтенсивно циркулює всередині його каналу, форма якого відповідає перерізу заготовки. У результаті цього формується скоринка зливка. Щоб запобігти прилипанню металу до стінок кристалізатора, їх змащують парафіном або іншими мастильними матеріалами. Для контролю рівня металу в кристалізаторі використовуються радіометричні системи, які подають керуючий сигнал до шибера ковша.

Крім того, над поверхнею металу в кристалізаторі може бути створена відновна або нейтральна атмосфера, що ефективно запобігає окисленню металу під час розливання. Перспективним напрямком у технології вважається також розливання металу у вакуумі.



1 – сталеплавильний ківш; 2 – поворотний стіл; 3 – проміжний ківш; 4 – кристалізатор МБЛЗ роторного типу; 5 – металева стрічка; 6 – скидач; 7 – правочні ролики з бризками; 8 – обтискна кліть; 9 – зона кінцевого охолодження; 10 – заготівля товарного металу

Рисунок 2.2 – Технологічна схема МБЛЗ роторного типу

Формування кірки нижньої частини зливка відбувається завдяки тепловідведенню через холодне затравлення. Під впливом процесу витягування затравки, зливок із рідкою сталлю всередині виходить з кристалізатора і потрапляє у зону вторинного охолодження. Товщина отриманої кірки при виході заготовки з кристалізатора повинна становити щонайменше 25 мм, і цей параметр залежить від швидкості витягування заготовки.

У зоні вторинного охолодження здійснюється інтенсивне, пряме охолодження зливка водою за допомогою розпилювачів. У цьому процесі кірка зливка швидко потовщується, а кристалізація поступово заглиблюється в його внутрішню структуру. Регулювання ступеня охолодження і швидкості витягування проводять таким чином, щоб забезпечити повне затвердіння металу до моменту його надходження в прокатну кліть.

Після пристрою для витягування розташовується механізм різання. Відрізана заготовка утримується захоплювачем і укладається на рольганг, який транспортує її до візка. Надалі заготівлю розміщують на візку та вивозять із цеху.

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Властивості та призначення сталі

Сталь марки 20Х3МВФ належить до конструкційних жароміцних сталей, які використовуються для відповідальних конструкцій. Такий тип сталі застосовується у виробах та установках, що працюють під тривалим навантаженням при підвищених температурах (понад 400–450 °С), де необхідно мінімізувати ризики виникнення повзучості. Головною ознакою жароміцних сталей є здатність зберігати міцнісні властивості в умовах високих температур, на відміну від жаростійких сталей. При цьому ці матеріали мають демонструвати високий опір хімічній корозії та можуть частково виконувати функції жаростійких сплавів.

Жароміцність металевих сплавів залежить від температури нагрівання в умовах тривалого впливу. Особливості хімічного складу, структура та властивості таких сплавів підбираються залежно від призначення деталей, їхньої форми і умов експлуатації при різних температурних режимах.

При надзвичайно високих температурах сталі, навіть спеціально оброблені, втрачають необхідну жароміцність. У таких випадках їх замінюють сплавами на основі нікелю (іноді з додаванням кобальту) або тугоплавкими сплавами на хромовій основі з домішками молібдену чи ніобію.

Сталь марки 20Х3МВФ належить до ферито-перлітного класу та підходить для роботи при температурах від 400 до 559 °С. Основними сферами її застосування є виробництво труб для гідрогенізаційних і нафтових установок, де важливим є забезпечення стійкості до водневої корозії.

3.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталі

Хімічний склад елементів, що входять до складу сталі, суттєво впливає на розмір зерна, текстуру, а також на жароміцні властивості матеріалу. Основними

легуючими елементами, що визначають характеристики сталі 20Х3МВФ, є хром, молібден, ванадій і вольфрам.

Технологія легування базується на взаємодії легуючих елементів із розчиненим у металі киснем, що визначається зміною вільної енергії системи. Мета легування конструкційних сталей полягає в підвищенні міцності, пластичності, здатності до термічної обробки тощо. Існують два основних підходи до легування залежно від цілей зміни властивостей сталі.

Перший підхід спрямований на поліпшення властивостей сталі без додаткової термічної обробки. Основні механізми такого процесу включають:

- модифікацію властивостей фериту завдяки розчиненню в ньому легуючих елементів;

- утворення дисперсних зміцнювальних фаз у процесі прокатки, нормалізації або подальшої обробки;

- зменшення розміру зерна сталі та зміну морфології й розташування мікроструктурних складових.

Другий підхід направлений на покращення властивостей сталі після термічної обробки та базується на:

- зміні стійкості переохолодженого аустеніту;

- уповільненні темпів дифузійних процесів і пригніченні утворення та коалесценції карбідів, що також впливає на їхнє розчинення при аустенізації та поведінку під час відпуску;

- впливі на стан твердого розчину основи тієї частини легуючих елементів, яка не формує карбіди.

Ефект легування залежить від взаємодії елементів із феритом і вуглецем. Інтенсивність такої взаємодії з феритом обумовлюється співвідношенням атомних радіусів заліза та легуючого елемента, а також особливостями їхніх кристалічних ґрат. Взаємодія з вуглецем визначається хімічною спорідненістю легуючого елемента до вуглецю порівняно із залізом.

Такі елементи, як кремній, нікель і кобальт, мають нижчу спорідненість до вуглецю порівняно із залізом і тому практично не беруть участі у формуванні

карбідів. У результаті вони розчиняються у фериті, а їхній вплив на властивості сталі визначається саме їхньою дією на структуру й характеристики фериту.

Легування сталей різними елементами зазвичай сприяє зміцненню матеріалу, хоча в більшості випадків це супроводжується певним зниженням в'язкості фериту. Виключення становлять нікель і в невеликих дозах марганець, які підвищують в'язкість фериту при додаванні.

Легуючі елементи, що мають високу спорідненість до вуглецю (наприклад, марганець, хром, молібден, вольфрам, ванадій, титан, ніобій тощо), формують у сталі карбіди. Їх роль у легуванні конструкційних сталей можна описати так:

- Вуглець (C): Збільшує кількість карбідів, помірно підвищує міцність сталі. Після термічної обробки значно зростає міцність та знижується в'язкість. Також спостерігається зниження температури загартування.

- Кремній (Si): Зміцнює ферит без впливу на карбідну фазу. Значно підвищує міцність і знижує в'язкість та холодноламкість. Використання кремнію обмежене для сталей, що підлягають термічній обробці.

- Нікель (Ni): Підвищує в'язкість і холодностійкість фериту без значного впливу на загальну міцність. При термообробці значно підвищує в'язкість, холодностійкість і міцність. Крім того, сприяє збільшенню гарту та прожарювання.

- Марганець (Mn), хром (Cr), вольфрам (W), молібден (Mo): Зміцнюють ферит і стабілізують карбіди типу Me_3C. Ефективність підвищення міцності та в'язкості залежить від кількості легувального елемента. При термообробці спостерігається значне підвищення міцності й невелике збільшення в'язкості. Водночас дещо підвищуються температури загартування й відпуску.

- Хром (Cr), вольфрам (W), ванадій (V), молібден (Mo), титан (Ti), ніобій (Nb): Утворюють дисперсні зміцнювальні фази, що сприяють збільшенню міцності сталі зі збереженням стабільності розміру зерна або навіть його подрібненням. Це може збільшувати в'язкість. Значне підвищення міцності спостерігається після термообробки за одночасного зростання температури загартування. У таких випадках регламентуються параметри відпуску, такі як температура, тривалість і швидкість процесу.

Таким чином, кожен легувальний елемент виконує певну роль у формуванні властивостей сталі, що дозволяє адаптувати її характеристики відповідно до заданих умов експлуатації та сфер застосування.

3.3 Фізико-хімічні основи виплавки конструкційної сталі відповідального призначення

Основні фізико-хімічні процеси окислення вуглецю

Продуктом окиснення вуглецю є газоподібний CO, який, виділяючись із металевої ванни у вигляді бульбашок, створює ефект кипіння рідини. Оскільки процес окиснення вуглецю триває протягом усієї плавки та істотно впливає на видалення низки інших домішок із металу, його вважають однією з ключових реакцій у виробництві сталі:

$$[C] + \{O\} = CO$$

Окислення вуглецю супроводжується незначним виділенням тепла, тому рівноважні концентрації вуглецю та кисню можна вважати майже незалежними від зміни температури. Для перебігу процесу окислення вуглецю необхідною умовою є наявність або утворення газової фази в розплавленій металевій ванні.

Процес окислення вуглецю також сприяє рівномірному розподілу температури металу по всьому його об'єму, стабілізації хімічного складу, а також кипіння ванни, що використовується для виведення шлаку з розплаву.

Перехід кисню в метал відбувається згідно з відповідною хімічною реакцією:

$$(FeO) = Fe + [O]$$

Окислення і відновлення марганцю

Окислювально-відновні процеси марганцю відбуваються на межі розділу фаз шлак-метал із залученням розчиненого металевого марганцю і оксиду заліза, який міститься у шлаці, відповідно до реакції:

$$[Mn] + (FeO) = (MnO) + [Fe]$$

Під час аналізу цього рівняння встановлено, що активність FeO та MnO, які входять до рівняння для розрахунку константи рівноваги, залежать від складу шлаку, тобто від його основності. За основності шлаку, рівній 2, співвідношення активностей $a_{(MnO)}/a_{(FeO)}$ дорівнює 1. Ця залежність враховується при регулюванні процесів окислення або відновлення марганцю в ході електроплавки з основними шлаками.

Окислення і відновлення кремнію

Кремній майже повністю окислюється в період плавлення:

$$[Si] + 2\,[O] = (SiO_2)$$

Окислення кремнію киснем, що міститься в оксидах заліза шлаку:

$$[Si] + 2\,(FeO) = (SiO_2) + [Fe]$$

Кремній ошлаковується оксидами заліза і марганцю, при цьому утворюється:

$$(FeO)_n \cdot SiO_2 = (MnO)_n \cdot SiO_2$$

що грає визначальну роль у формуванні шлаків початковій стадії процесу.

При плавці під основним шлаком CaO витісняє FeO з силікату заліза з утворенням міцного силікату кальцію.

$$(FeO)_n \cdot SiO_2 + 2\,(CaO) = (CaO)_2 \cdot SiO_2 + n\,(FeO)$$

Низька активність кремнезему (SiO_2), що перебуває у вільному стані, сприяє майже повному окисленню кремнію, який міститься в шихті.

Остаточний вміст кремнезему в металі визначається температурою та кількістю FeO у шлаку. Підвищення температури металу та зменшення концентрації FeO створюють сприятливі умови для відновлення кремнію.

Окислення хрому

Хром з киснем формує три основних оксиди CrO, Cr_2O_3, CrO_3 і найбільш стійким є CrO_3.

У шлаку хром буває в основному у вигляді Cr_2O_3, а в кислих у вигляді CrO.

$$[Cr] + (FeO) = (CrO) + [Fe]$$

Розподіл хрому між металом і шлаком визначається вмістом FeO у шлаку.

Температура також суттєво впливає на процес окислення хрому в основній електропечі, при цьому коефіцієнт його розподілу може зростати в 2–3 рази.

Окислення і відновлення фосфору

Фосфор вважається шкідливою домішкою у сталі, оскільки його присутність значно знижує пластичність матеріалу, роблячи його більш крихким і схильним до раптових зламів. Фосфор збільшує температуру критичного переходу до стану холодноламкості, тобто точку, після якої суттєво знижується ударна в'язкість сталі. З цієї причини вміст фосфору у спеціальних видах сталі обмежують дуже строгими нормами, не допускаючи перевищення рівня 0,030%.

При виплавці жароміцної сталі кількість фосфору в шихті зазвичай становить близько 0,03%. Для ефективного видалення фосфору сприятливими умовами є висока основність і окисленість шлаку, а також знижена температура. Процес переходу фосфору з металу у шлак можна описати хімічним рівнянням:

$$5\,(Fe^{2+}) + 5(\,O^{2-}) + 2[P] = (\,P_2O_5) + 5Fe$$

У процесі окислювального періоду плавки сталі в дуговій печі реакція окислення фосфору досягає стану рівноваги, а зміна складу шлаку впливає на перебіг цієї реакції. Зі збільшенням кількості шлаку зростає обсяг фосфору, що переходить у шлак, що, у свою чергу, знижує концентрацію фосфору в металі. Дефосфорації сприяє підвищення основності шлаку за рахунок зростання концентрації CaO, а також збільшення вмісту FeO у самому шлаку.

На ефективність дефосфорації сталі помітно впливає температура ванни. Із підвищенням температури коефіцієнт розподілу фосфору між шлаком і металом зростає, що призводить до зменшення ступеня дефосфорації металу. Таким чином, температурний режим плавки відіграє ключову роль у регулюванні процесу дефосфорації.

Десульфурація металу

Десульфурація сталі характеризується особливостями взаємодії сірки в різних фазах. У рідкому стані сірка має необмежену розчинність, тоді як у твердому — її розчинність стає мінімальною. Під час кристалізації та охолодження сталі сірка випадає з розчину, утворюючи включення сульфідів, зокрема FeS·FeO. Оскільки такі включення формуються наприкінці процесу затвердіння, вони накопичуються уздовж меж зерен, що знижує міцність їхнього зв'язку та негативно впливає на властивості металу.

При гарячій обробці металу тиском присутність сірки спричиняє виникнення явища червоноламкості — зниження технологічної пластичності сталі. Основний варіант зменшення несприятливих ефектів сірки — це її максимальне зниження вмісту в металі.

Для конструкційної сталі відповідального призначення, наприклад марки 20Х3МВФ, допустимий рівень концентрації сірки становить лише до 0,025%. Під час плавлення сталі зниження її вмісту досягається за рахунок переходу в шлак, що описується певним хімічним рівнянням:

$$[FeS] + (CaO) = (CaS) + (FeO)$$
$$[FeS] + (MnO) = (MnS) + (FeO)$$

Відомо, що сірка розчиняється у кислих шлаках, але значно краще — в основних. При незмінній основності шлаку рівень розчинності сульфіду кальцію збільшується із зростанням температури. Процес десульфурації сталі під час плавлення відбувається насамперед завдяки розподілу компонентів між металом і шлаком, а також зв'язування сірки за допомогою оксиду кальцію, присутнього у шлаку. Менший вміст CaO сприяє ефективнішому видаленню сірки з металу. Для поліпшення десульфурації рекомендується підвищувати основність шлаку. У відновлювальний період плавлення з високоосновним шлаком і низьким вмістом FeO можливо отримати сталь із необхідним мінімумом сірки. Додаткове очищення сталі від сірки можна виконати безпосередньо під час випуску плавки— в ковші, створюючи широкі поверхні контакту між металом і шлаком, що мають високі десульфуруючі властивості.

Відмінні результати очищення сталі показує її обробка в ковші за допомогою рідкого синтетичного шлаку. Такий підхід дозволяє оптимізувати технологію плавлення, перенісши етап десульфурації саме на стадію обробки в ківші.

Окрім десульфурації, важливим технологічним процесом є розкислення сталі — це зменшення вмісту кисню або його зв'язування у міцні сполуки. Кисень належить до шкідливих газових домішок у металі. Його присутність призводить до утворення зливків із недостатньою щільністю та газовою пористістю, що робить метал непридатним для подальшого використання.

У період плавлення сталі в ДСП метал утримує певну кількість кисню, і його концентрація залежить від рівня вуглецю у сталі. Процеси взаємодії кисню і вуглецю продовжуються навіть під час кристалізації, а через низьку розчинність кисню у твердому металі ці явища можуть загострюватись. Це спричиняє утворення газоподібного оксиду вуглецю (CO) і явище «кипіння» металу. Для отримання якісного зливка важливо запобігти цьому ефекту.

Найпоширенішим методом боротьби з надлишковим киснем є глибинне або осаджувальне розкислення металу. Воно полягає у введенні до металу спеціальних добавок, які активно зв’язують кисень, утворюючи міцні оксиди. Утворені оксидні включення видаляються практично повністю завдяки їх осадженню: спливанню на поверхню або переміщенню потоками металу в шлак.

Хімічний процес взаємодії розкислювача (R) з киснем у металі відбувається за відповідною реакцією:

$$m\,[R] + n\,[O] = (R_mO_n)$$

Жаростійка сталь 20Х3МВФ розкислюється алюмінієм за реакцією:

$$Al_2O_{3т.в.} = 2\,[Al] + 3\,[O]$$

Подальше розкислення полягає в обробці сталі вакуумом. У вакуумі знижується рівновага з вуглецем вмісту кисню.

3.4 Аналіз технологій виробництва сталі

У виробництві якісної та високолегованої сталі ключову роль відіграє електросталеплавильний метод, який дає змогу отримати різні види легованих сталей і сплавів. Цей спосіб вирізняється низьким вмістом шкідливих домішок, таких як сірка, фосфор, кисень, а також високою концентрацією легуючих елементів, зокрема молібдену, вольфраму, ванадію та інших, що дозволяє досягти особливих фізико-хімічних та експлуатаційних властивостей матеріалу.

Особливістю електроплавки порівняно з мартенівським і киснево-конверторним методами є наявність відновлювальної стадії. На цьому етапі здійснюється глибше знекислення, десульфурація та додавання легуючих елементів для покращення характеристик сталі.

Швидкий розвиток електросталеплавильного виробництва зумовлений кількома ключовими факторами:

1. У зв’язку зі скороченням частки сталі, виплавленої мартенівським способом, який потребує значних обсягів залізостального брухту, у країні спостерігається зростання надлишку брухту. До того ж об’єми амортизаційного брухту, що надходить до сталеплавильних цехів, також збільшуються. Електросталеплавильна технологія дозволяє переробляти металеву шихту, що на 100% складається із брухту.

2. Завдяки підвищенню потужності трансформаторів та місткості електричних печей, удосконаленню їх конструкцій і технологій плавлення, а також розвитку ковшової металургії (процеси вакуумування, продування інертними газами та порошками) досягнуто суттєвого покращення техніко-економічних показників. Це зробило можливим та економічно вигідним розширення асортименту продукції — від звичайної вуглецевої сталі до високолегованих марок.

3. Використання металізованої шихти, зокрема губчастого заліза й металізованих котунів, є перспективним напрямком у сталеплавильних процесах. Проте в традиційних агрегатах розплавлення таких матеріалів нераціональне через інтенсивне окислення відновленого заліза при температурах понад 250°C. Оптимальним рішенням є додавання металізованої шихти до вже розплавленої металевої ванни. Електросталеплавильні печі є найефективнішими агрегатами для такого роду виробництва.

4. Застосування високопродуктивних електропечей, здатних плавити сталь одношлаковим методом із подальшим безперервним литтям, сприяє розвитку будівництва міні-заводів для використання місцевої сировини.

Таким чином, електросталеплавильний метод є перспективним вибором для створення високоякісної сталі, забезпечуючи гнучкість у використанні сировини та досягнення високих техніко-економічних показників.

3.5 Фізико-хімічні основи отримання вуглецевої сталі з повним окисленням

Окислювальний період має кілька ключових завдань: по-перше, максимально знизити вміст фосфору; по-друге, забезпечити максимально можливе видалення газів, таких як водень і азот, а також оксидних неметалічних включень; і, по-третє, підвищити температуру металу до необхідного рівня із забезпеченням рівномірного її розподілу по всьому об’єму металевої ванни. У цей період також триває окислення вуглецю, марганцю, хрому та інших легуючих елементів, що мають високу спорідненість із киснем.

Після видалення первинного шлаку в піч додають вапно. У разі потреби для підтримання оптимальної основності шлаку використовують також плавиковий шпат або шамотний бій. Загальна кількість шлакоутворюючих матеріалів становить 1,5–2,0% від маси садки. Після утворення рідкоплинного шлаку та доведення температури металу до необхідного рівня в металеву ванну періодично невеликими порціями додають руду й вапно. Це сприяє підвищенню вмісту оксидів заліза й окису кальцію у шлаку, створюючи сприятливі умови для подальшого переходу фосфору з металу в шлак і активізації інших окислювальних реакцій.

Процес видалення фосфору на цьому етапі пояснюється реакцією: 2 [P] + 5 (FeO) + 4 (CaO) = ($4CaO \cdot P_2O_5$) + 5 [Fe].

Даний процес переважно відбувається на межі поділу шлак-метал.

Шлак оновлюється (зливається) через деякий час після внесення залізної руди. Додавання руди спричиняє інтенсивне кипіння ванни, що супроводжується спінюванням шлаку та підвищенням його рівня. При цьому шлак природним чином витікає з нахиленої печі через поріг завалочного вікна в шлаковню. Шлак, що утворюється в цьому періоді плавки, має приблизно такий склад: 40–50% CaO, 10–20% SiO_2, 15–20% FeO, 6–10% MgO, 5–12% MnO, 2–3% Al_2O_3. Основність шлаку становить 2,6–3,0. Такий режим роботи зі шлаком дозволяє досягти кінцевого вмісту фосфору на рівні 0,010–0,020% залежно від того, яку марку сталі виплавляють. Окрім того, під час видалення фосфору відбувається подальше окислення вуглецю відповідно до наступної сумарної реакції:

$$[C] + (FeO) = \{CO\} + [Fe].$$

Цей процес, під час якого утворюється оксид вуглецю, сприяє інтенсивному кипінню металургійної ванни. Це явище покращує перемішування металу та шлаку, прискорює процес нагріву та вирівнює температуру в межах усього об'єму розплаву. Крім того, утворення бульбашок оксиду вуглецю допомагає інтеграції газів, таких як азот і водень, а також зменшенню оксидних включень у розплавленому металі.

Необхідний рівень окислення вуглецю підтримується періодичним додаванням руди та дотриманням високих температур у робочому режимі. На початковому етапі окислювального періоду швидкість вигоряння вуглецю становить 0,4–0,6% за годину, тоді як на завершальній стадії знижується до 0,2–0,3% за годину. Загалом упродовж цього етапу має бути вигорено 0,3–0,5% вуглецю. Окрім того, одночасно спостерігається певне окислення марганцю, більша частина якого втрачається ще на етапі плавлення.

Реакція окислення марганцю [Mn] + (FeO) = (MnO) + [Fe] з підвищенням температури наближається до стану рівноваги. У деяких випадках відбувається зміна напрямку реакції з переходом до відновлення марганцю зі шлаку. Концентрація марганцю наприкінці періоду найчастіше перебуває в діапазоні 0,15–0,20%.

До завершення окислювального періоду метал необхідно нагріти до температури на 120–130 градусів вище за його температуру плавлення. Так, при виробництві високолегованих сталей температура має досягати 1590–1600 °C, а для конструкційних сталей — 1630–1640 °C. Забезпечення необхідного температурного режиму здійснюється оптимізованою електропостачальною системою, потужність якої в цей період становить приблизно 50–70% від максимально можливого рівня.

У процесі окислення проводяться численні відбори проб металу з подальшим експрес-аналізом для контролю вмісту вуглецю та фосфору. Окислювальний період завершується, коли концентрація вуглецю у високо- та середньовуглецевих сталях знижується приблизно на 0,1% нижче нижньої межі заданого рівня в готовому металі, а у низьковуглецевих сталях — на 0,02…0,07% (але не менше 0,08…0,09% вуглецю, щоб уникнути надмірного переокислення). Вміст фосфору не повинен перевищувати

0,01…0,02%. Завершення окислювального періоду відбувається через видалення шлаку: спочатку при ввімкненій печі, після чого вогонь вимикають і піднімають електроди. Для великих печей цей процес зазвичай триває від 40 до 60 хвилин.

Один з ефективних способів зменшення тривалості окислювального періоду — продування металевої ванни газоподібним киснем. Найпростішим методом є введення кисню через одну або дві металеві трубки діаметром 3/4 – 1 дюйм через робоче вікно безпосередньо в рідкий метал на глибину 150–200 мм. Для підвищення довговічності трубки її зовнішню поверхню футерують сумішшю шамотного порошку та глини на основі рідкого скла або магнезиту з вогнетривкою глиною.

Більш вдосконалений варіант передбачає подачу кисню через спеціальну водоохолоджувальну фурму з декількома вихідними отворами. Фурму вводять вертикально через склепіння печі та фіксують так, щоб її кінець перебував на відстані 150–200 мм від поверхні шлаку. Кисень подається під тиском 1,01…1,22 МПа (10…12 атм), а його витрата становить 5–7 м³ на тонну металу. Тривалість продування за такого способу сягає 10–20 хвилин, що дозволяє скоротити окислювальний період до 30–50 хвилин. Це сприяє підвищенню продуктивності на 10–15% і зменшенню споживання електроенергії на 5–10%.

Відновлювальний період. Завдання відновлювального періоду включають: розкислення металу, видалення сірки та остаточне регулювання хімічного складу й температури металу перед його випуском із печі. Ці етапи зазвичай виконуються одночасно, а їх послідовність визначається методом розкислення.

Розкислення є ключовим для мінімізації негативного впливу кисню на властивості та якість сталі. У процесі окислення домішок рівень кисню поступово зростає, досягаючи максимуму наприкінці окисного періоду. При цьому вміст розчиненого кисню залежить від концентрації вуглецю в металі. У ході розкислення вміст кисню зменшується до мінімального рівня, при цьому він переводиться у форму міцних оксидів, які значно менше впливають на властивості сталі.

Розкислення може виконуватися шляхом додавання розкислювачів безпосередньо в метал (глибинне розкислення) або внесенням їх у шлак (дифузійне розкислення). Дифузійне розкислення ґрунтується на законі рівноваги кисню між

металом і шлаком і раніше часто використовувалося в практиці відновлювальних процесів. Нещодавно поширення отримав комбінований спосіб, який поєднує глибинне і дифузійне розкислення. Цей метод значно скорочує тривалість відновлювального періоду без шкоди якості металу.

Комбіноване осадово-дифузійне розкислення здійснюється таким чином. Після видалення окисного шлаку і (за потреби) навуглецювання металу тонкоподрібненим коксом або електродним боєм у металеву ванну додають розкислювачі — марганець, кремній і алюміній. Їх вводять у вигляді феросплавів, таких як феромарганець, феросиліцій, силікомарганець, сплав АМС (алюміній-марганець-кремній) тощо. Кількість розкислювачів регулюється для досягнення вмісту кремнію в металі на рівні 0,10–0,15%. Для хромовмісних сталей додається ферохром.

Додавання розкислювачів викликає помітне зниження рівня кисню. Подальше зменшення його концентрації відбувається через дифузійне розкислення. Для цього після осадового розкислення в піч вводять шлакоутворювальну суміш, що містить вапно (35–60%), плавиковий шпат (15%) і шамотний бій (10–25%). Кількість шлакоутворюючих матеріалів при плавленні у великих печах становить приблизно 3% від маси металу. Після формування високоосновного шлаку проводиться дифузійне розкислення, яке виконується під білим або карбідним шлаком. Білий шлак використовується для маловуглецевих (до 0,35% С) конструкційних сталей, а карбідний — для середньо- та високовуглецевих сталей.

Під час плавки під білим шлаком до шлакового покриву додають розкислювальні суміші, що складаються із меленого або порошкоподібного коксу, 75%-го феросиліцію, силікокальцію та алюмінію. Елементи-розкислювачі здійснюють відновлення FeO та MnO у складі шлаку, порушуючи рівноважний розподіл кисню між металом і шлаком. Це призводить до переходу кисню із металу в шлак.

Пониження концентрації закису заліза та марганцю супроводжується освітленням шлаку. Як правило, вміст закису заліза в шлаку знижують до 0,5%, одночасно зменшуючи кількість кисню в металі до 0,004–0,010% (залежно від концентрації вуглецю та кремнію у сталі). Кінцевий склад шлаку після

відновлювального періоду виглядає наступним чином: 55–60% (CaO - CaF_2), 18–23% SiO_2, 9–14% MgO, 5–10% Al_2O_3, менше 0,5% FeO та MnO.

У разі плавки під карбідним шлаком до шлакового покриву додають розкислювальну суміш із підвищеним вмістом коксу. Після цього робочі вікна печі щільно закривають, забезпечуючи максимальну герметичність. У зоні найбільших температур під електродами формується карбід кальцію.

Сформований карбід кальцію разом із вуглецем розкислює шлак, спричиняючи перехід кисню із металу в шлак.

$$3\ (FeO) + CaC_2 = 3\ [Fe] + (CaO) + 2\ \{CO\}.$$

Вміст карбіду кальцію у слабокарбідних шлаках становить від 1,0 до 1,5%, а у сильнокарбідних — до 2–3%. Перед випуском плавки карбідний шлак переводять у білий шляхом зменшення концентрації карбіду кальцію. Для цього в шлак додають вапно, плавиковий шпат або шамотний бій. Якщо цих заходів недостатньо, заслінки печі відкривають, і карбід кальцію окислюється під дією повітря, що потрапляє в піч.

Карбідний шлак має недолік — підвищене навуглецювання металу, що робить його непридатним для виплавки маловуглецевих сталей. Розкислення металу можливе лише дифузійним способом — під білим або карбідним шлаком. Проте цей метод розкислення може суттєво збільшити тривалість відновлювального періоду.

Технологія дифузійного розкислення схожа на описаний вище процес, проте вона не передбачає первинного розкислення, яке зазвичай виконується на початку відновлювального періоду. У цьому випадку після зливу окисного шлаку в метал додають лише феромарганець, а потім вводять відновлювальний шлак, як зазначено раніше.

У відновлювальному періоді створюються сприятливі умови для реакції десульфурації металу. Висока основність і рідинорухливість шлаку, а також його розкислення разом із металом дозволяють досягти значного показника розподілу сірки між шлаком та металом — від 15–40 до 60–70. Це сприяє зниженню вмісту сірки до рівня 0,020–0,025%, а в окремих випадках — до менш ніж 0,01%.

Тепловий режим відновлювального періоду характеризується поступовим зниженням температури металу порівняно з кінцем окисного періоду, коли його нагрів підіймають трохи вище температури випуску. У цей час потужність введення в піч зменшується до 25–45% від максимальної.

Закінчення відновлювального періоду супроводжується легуванням металу та фінальним розкисленням, після чого виконують його випуск у ківш. Для кінцевого розкислення сталі найчастіше використовують алюміній. Тривалість цього періоду залежить від місткості печі, марки сталі, обраного режиму розкислення та наявності електромагнітного перемішування і становить 40 хвилин — 1 годину 30 хвилин.

Електромагнітне перемішування сприяє пришвидшенню процесу розкислення металу, покращенню умов десульфурації та вирівнюванню температури в усій ванні. Завдяки цьому процесу легуючі добавки засвоюються швидше й рівномірніше, полегшується процес зняття шлаку. У печах середньої місткості тривалість відновлювального періоду скорочується приблизно на 30 хвилин і може бути додатково зменшена шляхом проведення позапічної обробки металу шлаком у ковші.

3.6 Технологія виплавки сталі марки 20Х3МВФ

Шихта

Шихта складається з вуглецевого сталевого брухту (90%) та чавуну (10%). Відповідно до хімічного складу, вуглецевий брухт для електродугової печі не повинен містити домішок нікелю, міді чи миш’яку. Рівень фосфору має не перевищувати 0,03% згідно з вимогами стандарту ГОСТ 5950-2000. Частка чавуну у шихті обмежена 10% через підвищений вміст фосфору (0,25%). Використання відходів сталей, легованих алюмінієм, титаном чи азотом, є забороненим.

Період плавлення

Плавлення шихти здійснюється відповідно до затвердженого електричного режиму та визначених норм витрати електроенергії протягом цього процесу. Допускається підрізання шихти за допомогою кисню.

Кремній, алюміній і основна частина фосфору повинні окислюватися під час плавлення. Для забезпечення цього в піч вводиться залізна руда. На завершальному етапі плавлення дозволяється використання кисню.

Після розплавлення шихти береться проба металу для хімічного аналізу, після чого шлак скидається. Далі у піч додається вапно в кількості 15 кг на тонну шихти, а також шпат — 4 кг на тонну шихти. Вміст вуглецю у першій пробі після розплавлення повинен гарантувати його окислення протягом періоду кипіння щонайменше на 0,2%.

Вміст хрому в розплавленому металі має становити: при концентрації хрому у готовій продукції до 0,35–0,40% — не більше 0,40%, в інших випадках — не більше 0,2%.

Окислювальний період плавки

Окислення розплаву починається при температурі, визначеній в інструкції (1350 °С), і здійснюється за допомогою технічного кисню, залізної руди або їх одночасного застосування. Початком етапу окислення вважається момент введення руди чи кисню після оновлення шлаку через розплавлення шихти. Кисень, руда та вапно вводяться в таких кількостях, які дозволяють забезпечити рівномірне та активне кипіння ванни без ризику викиду металу та шлаку.

Під час окислення необхідно збільшити потужність трансформатора для підвищення температури розплаву. Перед видаленням окислювального шлаку метал має бути нагрітий на 15 °С понад температуру сталі перед її випуском з печі. У процесі кипіння шлак повинен бути пінистим, рідким і самостійно стікати через поріг робочого вікна печі.

У випадку утворення магнезіального шлаку він має бути видалений, а замість нього слід додати новий шлак на основі вапна та шпату. За період окислення із розплаву необхідно видалити щонайменше 0,2% вуглецю, а перед видаленням шлаку його вміст має знизитися до менш ніж 0,05%. Концентрація фосфору наприкінці етапу окислення не повинна перевищувати його допустимий рівень для відповідної марки сталі (0,015%).

Після введення останньої порції залізної руди ванна витримується 10 хвилин перед початком завантаження окислювального шлаку і 3 хвилини після продувки киснем. Потім проводиться вимірювання температури розплаву та відбирається проба для хімічного аналізу. Лише після цього шлак видаляється до утворення тонкого шару металу на поверхні.

Протягом окислювального періоду плавки необхідно взяти щонайменше дві проби металу для хімічного аналізу. Тривалість окислювальної стадії плавки, не враховуючи час завантаження окислювального шлаку, має становити приблизно 40 хвилин.

Рафінування

Після завантаження окислювального шлаку та за необхідності, проводиться навуглецювання розплаву за допомогою електродної крупки, графіту або коксу. У процесі введення легуючих матеріалів додається феромарганець ФМн75 в кількості 4,60 кг/т. Далі додаються феросиліцій ФС45 (5,03 кг/т), ферохром ФХ001А (3,02 кг/т) та феронікель ФН1 (8,06 кг/т). Після цього формується рафінувальний шлак з використанням шпату, шамоту й вапна.

Під час плавлення суміші для утворення шлаку допускається введення порошку коксу. Після розплавлення шлакоутворюючої суміші розплав перемішують за допомогою установки ЕМП впродовж 10 хвилин або за допомогою металевих гребків протягом 5 хвилин. Проба металу для хімічного аналізу береться при досягненні температури на 15 °С вище порога температури сталі перед випуском плавки.

Перед кожним введенням розкислювальної суміші шлак перемішується дерев'яним гребком. Для забезпечення відновлювальної атмосфери в печі до складу розкислювача рекомендується додавати порошок коксу. Завершальна розкислювальна суміш, яка включає порошок алюмінію (0,5 кг/т сталі) і шпат (флюорит), вводиться за 3 хвилини до випуску металу. У період рафінування відбираються не менше трьох проб металу для хімічного аналізу.

Додавання феросплавів здійснюється безпосередньо в піч або у ківш відповідно до технологічних інструкцій. Початок періоду рафінування визначається моментом

початку навуглецювання або осадового розкислення після видалення розкислювального шлаку. Тривалість рафінування сталі у печі становить близько 60 хвилин.

За потреби сталь може проходити додаткове позапічне рафінування: вакуумування, продування аргоном, переливання з одного ковша в інший, обробка синтетичним шлаком, введення порошків у струмені аргону чи обробка твердими порошками в цьому ж середовищі. Після завершення процесу випуску температура металу в ковші має становити 1575 ± 15 °С.

Перемішування шлаку, металу і відбір проб

Перемішування розплаву здійснюється для пришвидшення розчинення добавок феросплавів, забезпечення рівномірності хімічного складу, температури, а також для прискорення процесів розкислення металу та шлаку. Для цього використовуються установки електромагнітного перемішування (ЕМП) або металеві гребки. Шлак перемішується за допомогою дерев’яних або металевих гребків.

Обов’язкове перемішування розплаву проводиться перед відбором контрольних проб металу для хімічного аналізу, в процесі рафінування та перед вимірюванням температури. У таких випадках ЕМП активується на 10 хвилин або здійснюється перемішування розплаву протягом 5 хвилин ошлакованими металевими гребками.

Для відбору проб металу на хімічний аналіз і візуальну оцінку (вміст кремнію, марганцю, наявність усадки при затвердінні, визначення температури) використовується ошлакована ложка. У пробах металу після розплавлення шихти перевіряють вміст тих елементів, які регламентуються виплавленою маркою сталі. Наприкінці окисного періоду проби аналізуються на зміст вуглецю, фосфору, марганцю, хрому і вольфраму.

Під час рафінування, після утворення та розкислення рафінувального шлаку, а також перемішування розкисленого металу, відбираються контрольні проби, в яких визначають концентрації вуглецю, кремнію, сірки та легуючих елементів. На основі отриманих результатів аналізу цих проб здійснюється остаточна корекція хімічного складу плавки шляхом додавання необхідних феросплавів.

Порядок введення феросплавів в шихту і в розплав

Плавильний майстер має володіти знаннями про хімічний склад усіх феросплавів (лігатур), які використовуються для виплавки сталі.

Феромарганець і металевий марганець додаються у піч у фазі рафінування для легування та розкислення розплаву.

Ферохром під час виплавки сталей із окисленням вводиться в розкислений розплав на початку періоду рафінування. За необхідності, коригування вмісту хрому в розплаві дозволяється проводити не пізніше, ніж за 15 хвилин до випуску плавки, за умови, що вміст хрому в ньому не перевищує 0,2%.

Феронікель, який не окислюється в умовах електроплавлення, завантажується разом із завалкою, орієнтуючись на нижню межу вмісту у виплавленій сталі з урахуванням його наявності у металевій шихті.

Через 15 хвилин після додавання охолоджувальних металевих домішок у розплав, шлак перемішується дерев'яними гребками, а метал — металевими гребками або за допомогою установки електромагнітного перемішування (ЕМП). Згодом шлак окислювального періоду плавки зливають.

Після цього в піч додають шпат (флюорит або флюс) у кількості 2 кг на тонну сталі та вапно — 10 кг на тонну сталі. Піч при цьому не вмикають. Розплав перемішують вручну металевими гребками протягом 5 хвилин або електромагнітною установкою протягом 10 хвилин. Далі відбирають дві контрольні проби металу для хімічного аналізу, вимірюють температуру і приступають до попереднього коригування хімічного складу сталі. Феросплави додають відповідно до результатів аналізу проб, узятих після продувки розплаву киснем.

Під час внесення коригувальних добавок феросплавів рафінувальний шлак піддають розкисленню алюмінієвим порошком у кількості 0,5 кг на тонну сталі. У разі потреби допускається замінити порошок алюмінію на кусковий алюміній для розкислення шлаку.

Випуск

Перед випуском плавки заготовляють щонайменше три дерев'яні гребки. За 10 хвилин до початку випуску плавки густий шлак розріджується додаванням шпату в піч, при цьому його ретельно перемішують дерев'яними гребками до повного розчинення згустків. Великі згустки шлаку та уламки вогнетривких матеріалів видаляють з печі до початку випуску.

У жолобі не повинно бути залишків металу чи інших матеріалів. Після виконання ремонту жолоб необхідно перед початком роботи добре прожарити. Випускний отвір очищають від сміття, шматків шлаку та інших забруднень. Його розміри мають складати не менше ніж 250х250 мм.

Випуск металу здійснюють у ківш рівним і компактним струменем. Тривалість цього процесу для печей об’ємом 30–60 тонн має становити від 4 до 5 хвилин.

Розливання сталі

Основне виробництво здійснюється на машині безперервного лиття заготовок (МБЛЗ). Для цього необхідно забезпечити захист струменя металу від вторинного окислення на етапах переміщення між сталерозливним ковшем, проміжним ковшем та кристалізатором, а також захистити поверхню металу у проміжному ковші та кристалізаторі. З цією метою використовують нейтральний газ чи газові суміші, розливання через подовжений графітошамотний або кварцовий стакан, а для захисту поверхні металу в кристалізаторі застосовують мастило або спеціальні суміші.

Щоб забезпечити високу якість злитка, процес розливання має відповідати розрахунковим параметрам, зокрема швидкість витягування злитка повинна становити 0,5–1,5 м/хв. Крім того, необхідно суворо дотримуватись співвісності окремих вузлів МБЛЗ.

Розливання також може здійснюватися методом сифонного заливання у виливниці. У цьому випадку тривалість наповнення злитків залежить від їхньої маси: зазвичай вона складає 60–200 секунд до прибутків та 40–100 секунд після прибутків. Прибутки засипають люнкеритом.

Злитки передаються в переробні цехи по гарячому всаду або попередньо охолоджуються.

3.7 Загальний стан процесу вакуумування сталі

Суть технологічного процесу полягає у зниженні зовнішнього тиску над металом, що дозволяє зміщувати рівновагу реакцій рафінування, які залежать від тиску. Завдяки цьому забезпечується підвищення якості металу в ході вакуумування, що стає можливим завдяки наступним процесам:

1. Видалення газів з металу, зокрема зменшення концентрації водню та азоту в сталі.

2. Розкислення сталі під вакуумом, яке покращується завдяки підвищенню здатності вуглецю виступати як розкислювач. Окрім цього, зміщення рівноваги реакції окислення вуглецю може бути використане для глибокого зневуглецювання сталі.

3. Скорочення кількості неметалічних включень у металі за рахунок перемішування й часткового відновлення цих включень вуглецем.

4. Часткове очищення металу від небажаних домішок кольорових металів шляхом випаровування летких компонентів (наприклад, цинку, свинцю, сурми, олова).

Існують різні конструктивні та технологічні способи вакуумування сталі, серед яких можна виділити такі:

1. Вакуумування в ковші.

2. Потокове вакуумування.

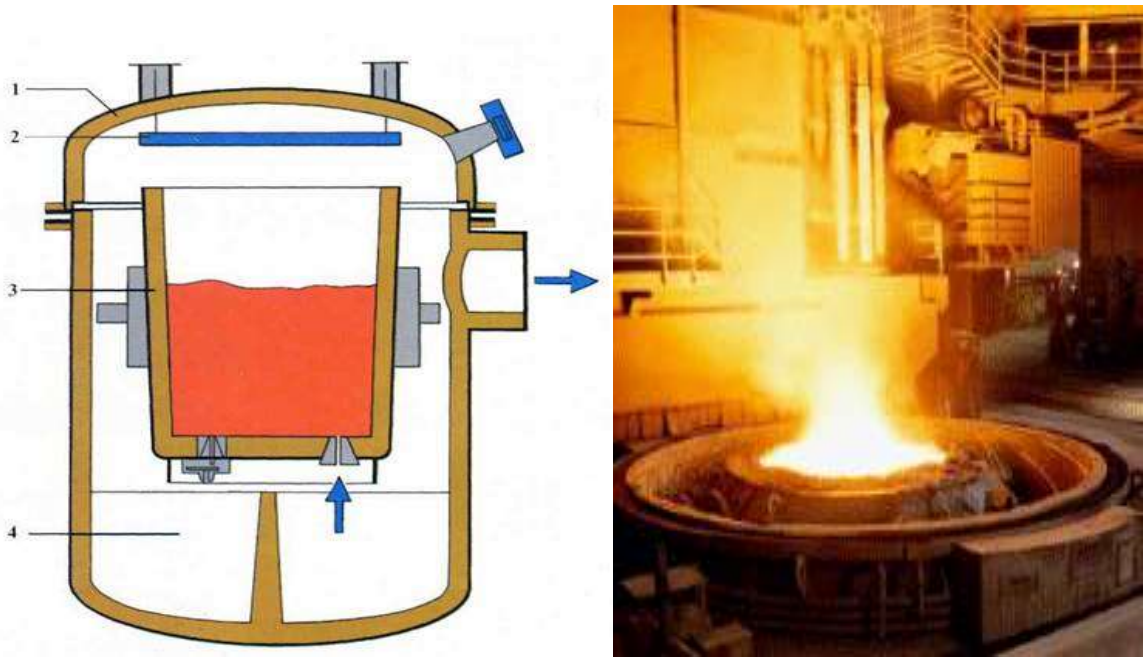
3. Порційне вакуумування.

4. Циркуляційне вакуумування.

Вакуумування в ковші є одним з найбільш технічно простих і відносно економічних методів. Цей спосіб передбачає встановлення сталерозливного ковша з розплавленим металом у вакуумну камеру. Після герметичного закриття кришки зовнішній тиск знижується за допомогою вакуумних насосів.

Потокове вакуумування може здійснюватися при переливанні металу з одного ковша в інший, встановлений у вакуумній камері, або під час розливання великих

зливків (понад 50 тонн), коли у вакуумній камері розташована спеціальна виливниця. Окремої уваги заслуговує використання потокового вакуумування під час розливання сталі на установках безперервного лиття заготовок.



1 - вакуум-кришка; 2 - теплозахисний екран;

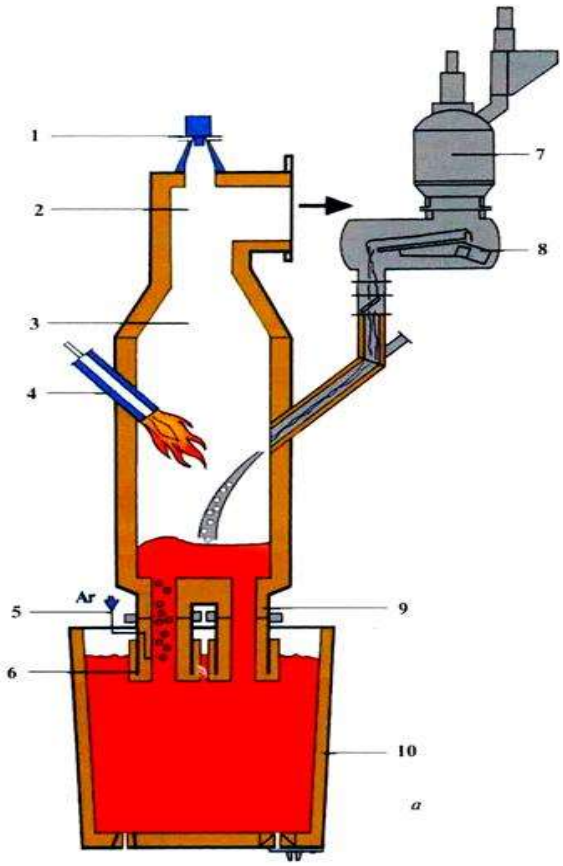
3 - сталерозливний ківш; 4 - вакуум-камера

Рисунок 3.1 - Установка для вакуумної обробки металу в ковші

Порційний і циркуляційний способи вакуумування мають спільну особливість: піддається вакуумуванню лише частина металу, яка засмоктується з ковша у спеціальну вакуумну камеру. Основна різниця між цими методами полягає у способі обміну металу між ковшем і вакууматором.

При порційному вакуумуванні (процес DH) вакуумна камера оснащена лише одним патрубком, а оновлення порції металу відбувається завдяки переміщенню самої камери "вгору-вниз". У свою чергу, вакуумна камера для циркуляційного вакуумування (процес RH, рис. 3.2) має два патрубки: один використовується для надходження металу у вакууматор (подаючий патрубок), другий – для його відведення назад (відводячий патрубок).

Циркуляція металу забезпечується шляхом опускання патрубків у ківш. При цьому до подаючого патрубка вводиться інертний газ, який сприяє руху металу у вакууматор і назад.

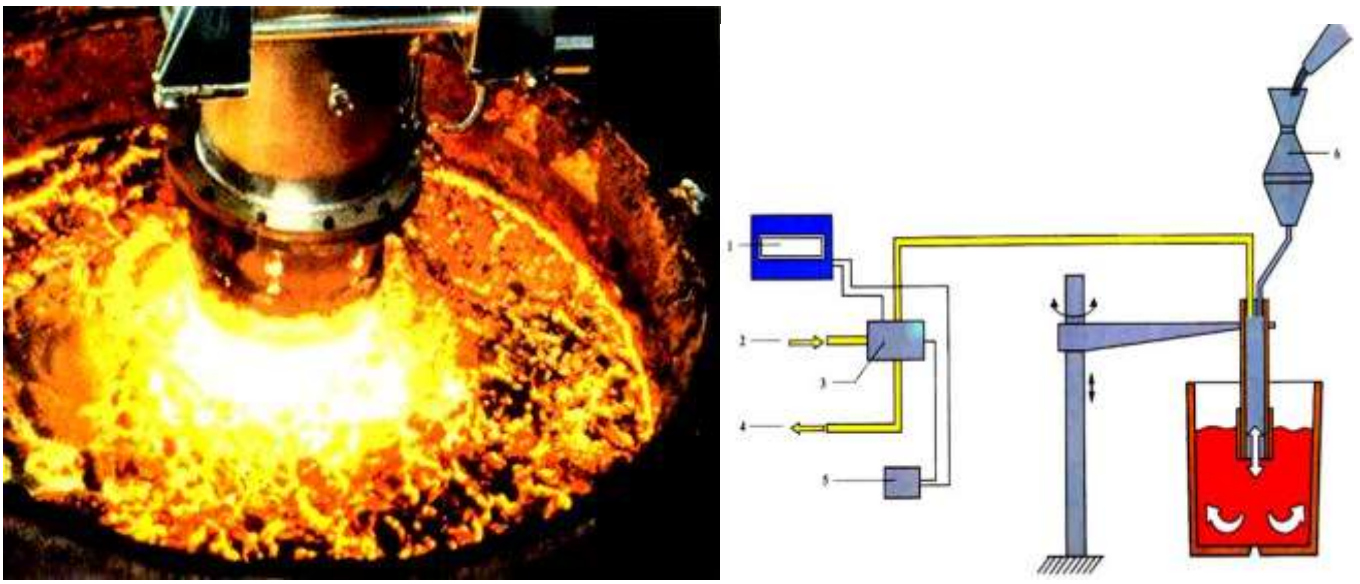


1 - промислова телевізійна камера; 2 - підключення вакууму; 3 - камера RH; 4 - підігрів камери; 5 - патрубок для підведення транспортуючого газу; 6 - погружна трубка на вході; 7 - шлюзовий пристрій для введення в камеру легуючих добавок; 8 - лотковий дозатор у вакуум-щільному кожусі; 9 - погружна трубка на виході; 10 - сталерозливний ківш

Рисунок 3.2 - Схема RH - процесу (циркуляційного вакуумування)

"Газовий ліфт", що утворюється, сприяє надходженню нових порцій металу з ковша у вакууматор, тоді як надмірний феростатичний тиск, який виникає, забезпечує повернення необхідної кількості металу через відвідний патрубок назад у ківш.

Методи вакуумної обробки сталі постійно вдосконалюються, і впроваджуються нові підходи, які дозволяють отримувати метал високої якості за допомогою простіших і ефективніших технологій. Як приклад, можна навести процес PM (рис. 3.3).



1 - пункт управління; 2 - надмірний тиск N_2; 3 - клапанна станція;
4 - вакуум; 5 - гідравлічна система; 6 - бункер для легуючих добавок

Рисунок 3.3 - Загальний вигляд і схема РМ-процесу

Суть методу полягає в почерговому включенні та вимкненні подачі аргону і роботи вакуумного насоса. Це спричиняє інтенсивне пульсування металу в циліндрі та ковші, що забезпечує високий рівень його очищення. Однією з переваг цієї установки є можливість досягати високої ефективності роботи без потреби створення глибокого вакууму.

Таким чином, проаналізований матеріал дозволяє зробити висновок, що сучасне виробництво підшипникових сталей вимагає розробки та вдосконалення ефективних технологій. Одним із ключових етапів такого підходу обов'язково має бути вакуумування металевого розплаву.

3.8 Дослідження технології вакуумної дегазації сталі

На сьогодні існує багато способів дегазації металів. Дослідження проводилися в ЕСПЦ, і загалом було виконано 51 експериментальну плавку. Під час випробувань обробку сталі здійснювали за двома технологічними схемами:

1. ДСП → Ківш-піч → Вакууматор VD → Ківш-піч → МБЛЗ;

2. ДСП → Вакууматор VD → Ківш-піч → МБЛЗ.

У другій схемі використовували два методи випуску металу з печі:

А — з додаванням шлакоутворювальних матеріалів;

Б — без додавання шлакоутворювальних матеріалів.

Технічні параметри позапічної обробки сталі із вакуумуванням на установці VD, а також порівняльні дані щодо вакуумування на установці RH представлені в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 - Технологічні параметри позапічної обробки з вакуумуванням сталі на VD і порівняльні дані з вакуумуванням на установці RH

Варіант випуску	Маса рідкої сталі, т	Час обробки, хв		Розрідження, мбар	Витрата Аргону, л	Інтенсивність подачі аргону, л/хв.	Витрата електроенергії кВт/год
		загальне вакууматор + піч-ківш	під робочим розрідженням				
Схема 1. ДСП КІВШ-ПІЧ VD КІВШ-ПІЧ МБЛЗ							
А	102.9	132	10	0,7	5205	151	5473
Схема 2. ДСП VD КІВШ-ПІЧ МБЛЗ							
А	103,1	81	II	0,6	3762	137	3174
Б	103,3	91	12	0,8	2393	82	4013
Порівняльні параметри з обробкою на RH							
	109,2	84	17	0,8	-	-	5092

Провівши аналіз технологічних параметрів обробки сталі за різними технологічними схемами, було встановлено, що вакуумування на установці VD супроводжується зниженням середньої маси плавок. Так, для схеми 1 вона становила в середньому 102,9 тонни, для схеми 2(А) — 103,1 тонни, а для схеми 2(Б) — 103,3 тонни, що менше порівняно з іншими типами вакуумного обладнання. Важливою умовою для ефективного вакуумування на ковшовому дегазаторі є забезпечення висоти «вільного борту» у межах 500-1200 мм, що мінімізує ризик виплескування металу.

Витрата аргону при схемі 1 є більшою через наявність шлакового покриву, який вимагає інтенсивнішого продування. Водночас плавки, виконані за схемою 2 з додаванням шлакоутворюючих матеріалів при випуску, демонструють вищий витрата аргону порівняно з плавками без подібного додавання. Інтенсивність продування для всіх плавок варіювалася від 50 до 400 літрів за хвилину. Слід зазначити,

що витрата аргону є одним із ключових факторів, які визначають ефективність вакуумного оброблення. Надмірне збільшення інтенсивності може викликати неконтрольовані викиди металу з ковша, що обмежує застосування високих потоків аргону.

Ефективність вакуумного оброблення оцінювали шляхом вимірювання концентрації водню за допомогою датчиків Hydris компанії Electro-Night та відбору проб металу для хімічного аналізу. Вміст водню під час досліджень визначали за наступною методикою.

Для схеми 1 виконували три вимірювання:

• після доставки плавки на установку «ківш-піч»;

• після завершення вакуумування;

• перед подачею плавки на машину безперервного лиття заготовок (МБЛЗ).

Для схеми 2 виконували два вимірювання:

• після завершення вакуумування;

• перед подачею плавки на МБЛЗ.

Динаміка зміни концентрації водню під час позапічного оброблення сталі представлена на рисунку 3.4.

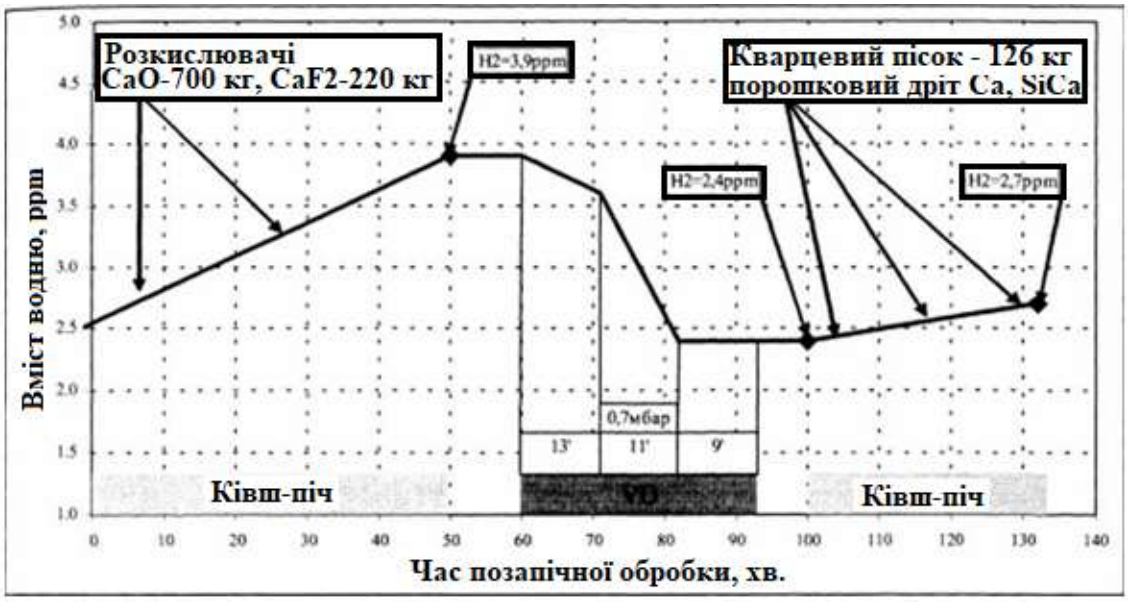


Рисунок 3.4 - Поведінка вмісту водню під час позапічної обробки сталі (для схеми 1)

Порівняння зміни вмісту водню за різних схем обробки наведено на рис. 3.5.

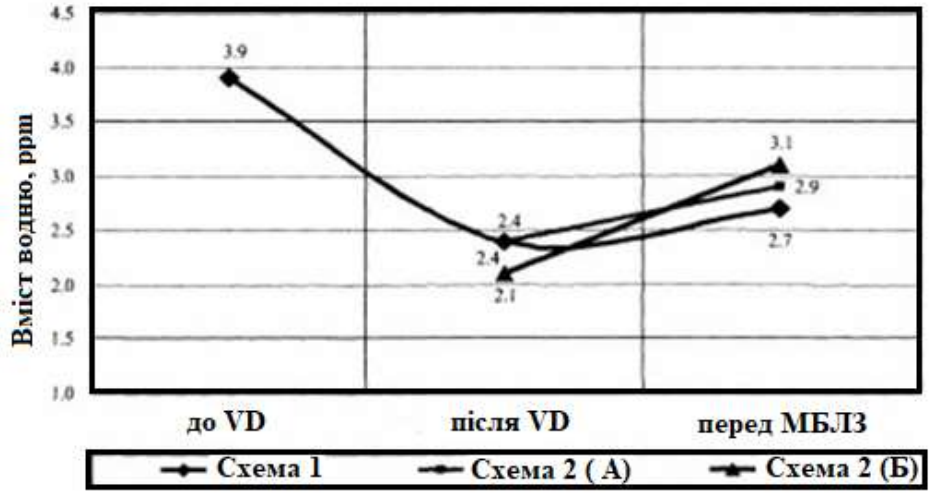


Рисунок 3.5 - Зміна вмісту водню залежно від схеми обробки сталі

Результати аналізу даних свідчать, що після вакуумування вміст водню в металі виявляється нижчим у випадках, коли обробка проводиться без використання шлаку. Проте в процесі подальшого коригування хімічного складу сталі виникає необхідність додавання значної кількості легувальних і шлакоутворюючих матеріалів. Саме ці матеріали є основним джерелом водню в металі, що зрештою призводить до перевищення рівня водню у порівнянні з аналогічними плавками.

Для оцінки впливу технології обробки сталі на ефективність видалення газів було проведено дослідження залежності концентрації водню і азоту від різних технологічних параметрів. Найбільш показові графічні залежності представлені на рисунках 3.6–3.9.

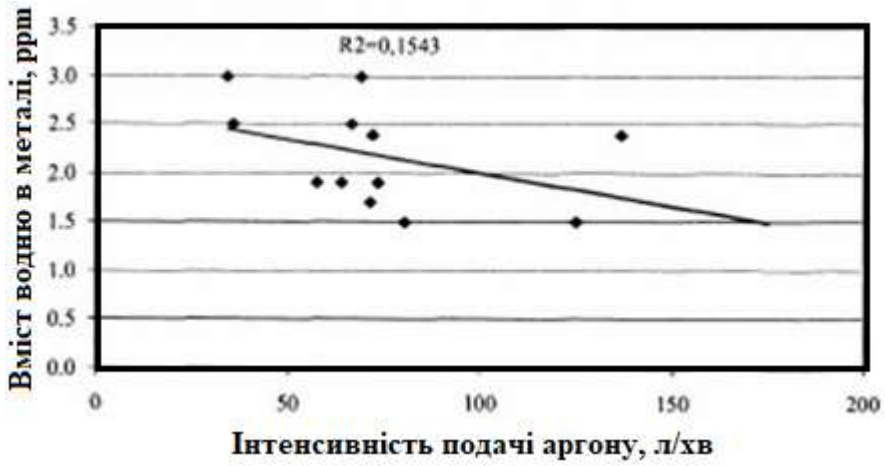


Рисунок 3.6 - Залежність вмісту водню в металі від інтенсивності продування аргоном для схеми 2 варіанти Б - без шлакоутворюючих на випуску

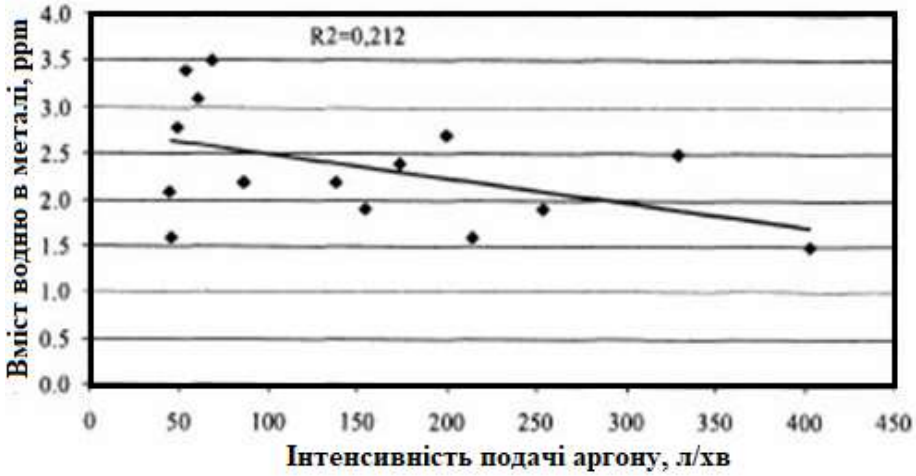


Рисунок 3.7 - Залежність вмісту водню в металі
від інтенсивності продування аргоном для схеми I

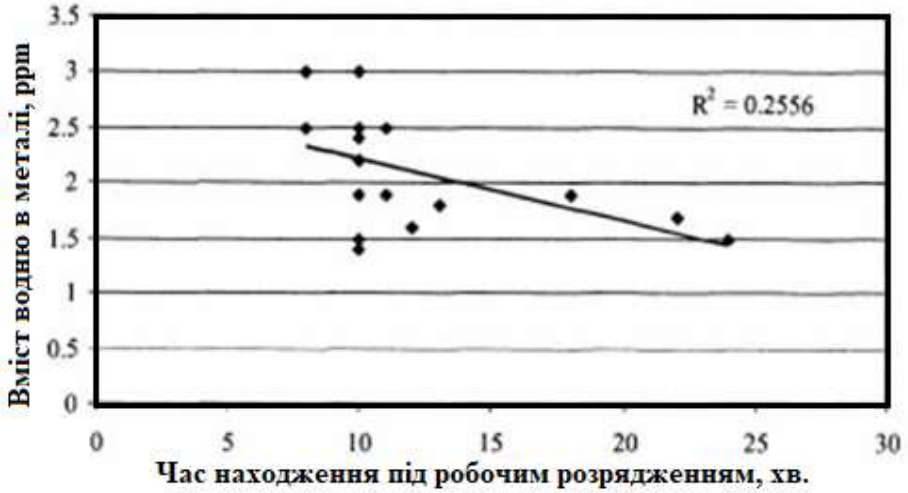


Рисунок 3.8 - Залежність вмісту водню в металі від часу знаходження плавки під робочим розрідженням для схеми 2 варіанти Б - без шлакоутворюючих на випуску

За відсутності шлаку процес дегазації лімітується лише часом вакуумування за мінімальної інтенсивності продування. З рис. 3.9 видно, що для отримання вмісту водню в сталі на рівні 2,0-2,5 ppm час вакуумування має бути в межах 10-13 хв.

Як видно з рис. 3.9, для досягнення вмісту азоту менше 0,008% інтенсивність продування повинна становити щонайменше 150 л/хв. Однак при вивченні впливу технологічних параметрів вакуумування на обробку металу за схемою 2 (А, Б) така залежність не простежується. Це можна пояснити недостатньою товщиною покривного шлаку, а також значною кількістю доданих матеріалів, що в результаті вакуумної обробки нівелюють досягнуте зниження вмісту азоту.

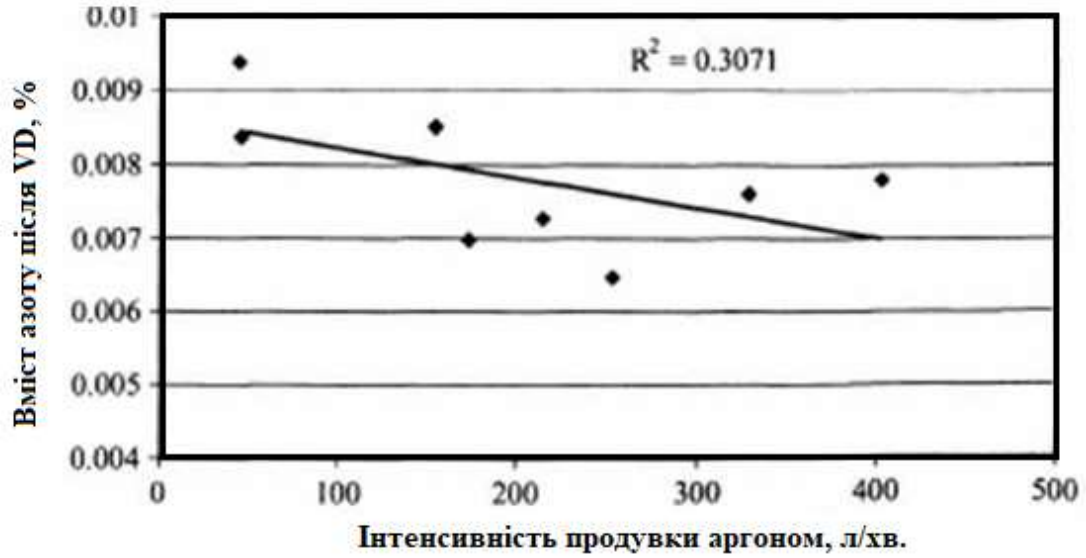


Рисунок 3.9 - Залежність вмісту азоту після VD від інтенсивності продування аргоном на дослідних плавках за схемою 1

При оцінці інших технологічних процесів також встановлено взаємозв'язок між ступенем десульфурації та інтенсивністю продування аргоном (рис. 3.10).



Рисунок 3.10 - Залежність ступеня десульфурації від інтенсивності продування аргоном під час обробки на VD

Слід підкреслити, що при збільшенні інтенсивності продування понад 350 л/хв існує ризик викиду металу з ковша. Тому підвищення подачі аргону здійснюється під

постійним візуальним наглядом за процесом дегазації для забезпечення безпечної роботи та ефективної обробки сталі.

У ході виконаної роботи виявлено фактори, що впливають на ефективність вакуумної обробки сталі на ковшовому вакууматорі VD. Встановлені недоліки наявної технології та запропоновано конкретні рекомендації щодо змін технологічних параметрів ковшового вакуумування, які дозволяють підвищити ефективність обробки та одержувати сталь необхідної якості.

3.9 Розрахунок шихти для виплавки сталі марки 20Х3МВФ у ДСП-50

Таблиця 3.2 – Хімічний склад стали 20Х3МВФ (за ТУ 14-1-2090-77) та прийнятою для розрахунку

Хімічний склад	Вміст елементів, %										
	C	Si	Mn	Cr	Mo	V	W	Ni	Cu	S	P
ТУ 14-1-2090-77	0.15 0.23	0.17 0.37	0.25 0.50	2.80 3.30	0.35 0.55	0.60 0.85	0.30 0.50	Н.б. 0.30	Н.б. 0.30	Н.б. 0.02	Н.б. 0.03
Прийнятий для розрахунку	0.20	0.3	0.35	3.00	0.40	0.70	0.40	0.20	0.20	0.01	0.01 -5

Таблиця 3.3 - Хімічний склад металевої частини шихти на виплавку сталі марки 20Х3МВФ

Шихта	%	Хімічний склад шихти				
		C	Mn	Si	S	P
Лом	92	0.35	0.30	0.35	0.03	0.03
Чавун	8	4.3	1.1	0.8	0.02	0.40

Визначення потрібної кількості вуглецю в шихті:

$$C_{\text{зав.}} = C_{\text{н..пр}} + C_{\text{кип}} + (\text{-C}_{\text{науг.}}) - 0{,}04 \quad (3.1)$$

$$C_{\text{зав}} = 0{,}15 + 0{,}3 - 0{,}04 - 0{,}04 = 0{,}37\%$$

Визначення вмісту елементів у завалці:

$$C = \frac{92*0{,}35}{100} + \frac{8*4{,}3}{100} = 0{,}67\% \quad (3.2)$$

$$\text{Mn} = \frac{92*0,3}{100} + \frac{8*1,1}{100} = 0,36\% \quad (3.3)$$

$$\text{Si} = \frac{92*0,35}{100} + \frac{8*0,8}{100} = 0,39\% \quad (3.4)$$

$$S = \frac{92*0,03}{100} + \frac{8*0,02}{100} = 0,029\% \quad (3.5)$$

$$P = \frac{92*0,03}{100} + \frac{8*0,4}{100} = 0,060\% \quad (3.6)$$

Плавка схематично розбивається на два періоди: окислювальний та відновлювальний.

Таблиця 3.4 – Хімічний склад металу

Окислювальний період	Вміст елементів, %				
	C	Mn	Si	P	S
Завалка	0,67	0,36	0,39	0,06	0,029
Вилучення	0,53	0,26	0,39	0,044	0,007
Метал кінця окисного періоду	0,14	0,10	Сліди	0,016	0,021

У шлаках окисного періоду, шлак містить, %:

CaO FeO SiO_2

40-55 15-25 10-12

44; 15; 10 - включено до розрахунку

При такому хімічному складі шлаку зараховуємо коефіцієнт розподілу фосфору:

$$\eta = \frac{(PO_5)}{[P]^2} = 10^4 \quad (3.7)$$

Кількість P_2O_5, що переходить у шлак при окисленні фосфору в металі:

$$(P_2O_5) = \frac{[P]*142}{62} = \frac{0,044*142}{62} = 0,101\% \quad (3.8)$$

Допустимий вміст п'ятиокису фосфору в шлаку:

$$(P_2O_5)_{доп} = \eta *[P]^2 = 10000 * (0,016)^2 = 2,56\% \quad (3.9)$$

Кількість шлаку, потрібного для дефосфорації металу до заданих значень:

$$U1 = \frac{(P_2O_5)_{пер}}{(P_2O_5)_{доп}} * 100 = \frac{0,101}{2,56} * 100 = 3,95кг \quad (3.10)$$

Таблиця 3.5 - Розрахунок кількості кисню, необхідного для окислення домішок

Елемент	Вигоріло %	За реакцією	Необхідна кількість кисню	Кількість продуктів реакції
C	0,53 CO – 0,39	$C + \frac{1}{2}O_2 = CO$	$\frac{0,39 * 16}{12}$ 0,531	$\frac{0,398 * 28}{12}$ 0,929
C	CO_2 – 0,132	$C+O_2 = CO_2$	$\frac{0,23 * 32}{12} = 0,352$	$\frac{0,132 * 44}{12} = 0,484$
Si	0,39	$Si + O_2 = SiO_2$	$\frac{0,39 * 32}{28} = 0,446$	$\frac{0,39 * 60}{28}$ 0,836
Mn	0,26	$Mn+\frac{1}{2}O_2=MnO$	$\frac{0,26 * 16}{55}$ 0,076	$\frac{0,26 * 71}{55} = 0,336$
P	0,044	$2P+\frac{5}{2}O_2=P_2O_5$	$\frac{0,044 * 80}{62} = 0,057$	$\frac{0,044 * 142}{62} = 0,101$
	$\Sigma_р$ =1,224		Σo_2 =1,461	$\Sigma_{п.р.}$ = 1,273

Кількість закису заліза, потрібної для окислення домішок:

$$[FeO]_{ок.пр.}=\Sigma O_3 * \frac{72}{16} = 1,461* \frac{72}{16} =6,575 \text{ кг} \quad (3.11)$$

Кількість закису заліза, потрібної для утворення шлаку заданого складу:

$$(FeO)_{об.шл.} = \frac{U_1*(FeO)}{100} = \frac{3,95*15}{100} = 0,593кг \quad (3.12)$$

Вміст кисню в металі до кінця окисного періоду позначається із співвідношення:

$$[C] * [O] = 0,0025 - 0,0033 \quad (3.13)$$

$$[O] = \frac{0,0027}{[C]_{k.ok}} = \frac{0,0027}{0,14} = 0,0193кг \quad (3.14)$$

Вміст закису заліза в металі:

$$[FeO]_{мет.} = \frac{[O]*72}{16} = \frac{0,0193*72}{16} = 0,087кг \quad (3.15)$$

У закисі заліза:

$$[Fe] = \frac{0,087*56}{72} = 0,068кг \quad (3.16)$$

Потрібна кількість FeO у шлаку:

$$(FeO)_{шл} = (FeO)_{ок.пр.} + (FeO)_{об.шл.} + (FeO)_{мет} = 6,575+0,593+0,087 = 7,255кг \quad (3.17)$$

Потрібна кількість Fe_2O_3 в руді:

$$Fe_2O_3 = \frac{(FeO)_{шл}*160}{216} = \frac{7,255*160}{216} = 5,374кг \quad (3.18)$$

Вміст заліза в руді:

$$5,374 \cdot 56 : 160 = 1,881 \text{ кг} \quad (3.19)$$

Потрібна кількість руди:

$$у = \frac{Fe_2O_3}{Fe_2O_{3руд}} = \frac{5,374}{90} * 100 = 5,971кг \quad (3.20)$$

де 90 - вміст Fe_2O_3 в залізній руді,%.

Потрібна кількість вапна:

$$Z_1 = \frac{U_1(CaO)}{92} = \frac{3{,}95*44}{92} = 1{,}89\text{кг} \quad (3.21)$$

де 92 – вміст CaO в вапні,%.

Основність шлаку окисного періоду зазвичай коливається від 2 до 3,5.

$$B = \frac{1{,}89}{0{,}836} = 2{,}62 \quad (3.22)$$

Вихід металу першого періоду:

$$x_1 = 100 + [FeO]_{ок.пер.} - \sum O_2 - \sum P + Fe_{FeO} - Fe_{уг} - Fe_{руд} \quad (3.23)$$

x1 = 100 + 6,575 - 1,224 + 0,068 - 2,000 - 1,882 - 2,56 = 98,978 кг

де $Fe_{уг}$ - угар, прийнятий 20 кг/т.

Таблиця 3.6 – Уточнений розрахунок кількості та склад шлаку окисного періоду плавки

Джерело	Витрата, кг	Компоненти														Вага, кг
		CaO		FeO		SiO_2		Al_2O_3		MnO		MgO		P_2O_5		
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
Метал		-	-	-	-	-	0,836	-	-	-	0,336	-	-	-	0,101	1,273
FeO	5,971	0,1	0,006	-	0,593	6,25	0,373	2,5	0,149	-	-	0,3	0,018	0,15	0,009	1,148
CaO	1,89	92	1,739	0,86	0,016	2,5	0,047	1,0	0,019	-	-	3,3	0,062	0,1	0,001	1,887
Магнезит	0,30	3,5	0,011	2,7	0,008	3,45	0,011	0,1	0,001	-	-	90,25	0,271	-	-	0,30
Кг	-	-	1,756	-	0,617	-	1,267	-	0,169	-	0,336	-	0,351	-	0,112	4,608
%	-	38,11	-	13,39	-	27,49	-	3,668	-	7,292	-	7,617	-	2,43	-	100

Втрати металу при скачуванні шлаку за практичними даними становлять 0,2 – 0,3%, що за 0,2% складе:

$$98{,}978 \cdot 0{,}2 = 0{,}198 \text{ кг.} \quad (3.24)$$

Таблиця 3.7 – Матеріальний баланс окисного періоду плавки

Внесено, кг		Отримано, кг	
Чавун	8,000	Метал	98,978
Сталевий брухт	92,000	Шлак	4,608
Залізна руда	5,971	Угар	2,000
Вапно	1,890	Гази	1,413
Магнезит	0,300	Втрати при скачуванні	0,198
Разом	108,161	Разом	107,214

Нев'язка:

$$\frac{108{,}161-107{,}214}{107{,}214} * 100 = 0{,}88\% \quad (3.25)$$

Відновлювальний період плавки

У відновлювальний період плавки проводиться визначення потрібної кількості розкислювачів та легуючих добавок.

Позначимо через x_2 вихід металу відновлювального періоду плавки.

$$x_2 = x_1 + P_{\text{FeMn}} + P_{X1} \quad (3.26)$$

$$P_{\text{FeMn}} = \frac{x_2|\text{Mn}|-x_1|\text{Mn}|}{|\text{Mn}|_{\text{FeMn}}} = \frac{x_2*0{,}35-98{,}978*0{,}1}{80} = 0{,}00438 * x_2 - 0{,}12372 \quad (3.27)$$

$$P_{\text{FeSi}} = \frac{x_2|\text{Si}|-x_1|\text{Si}|}{|\text{Si}|_{\text{FeSi}}} = \frac{x_2*0{,}3}{75} = 0{,}004 * x_2 \quad (3.28)$$

$$P_{\text{FeMo}} = \frac{x_2|\text{Mo}|-x_1|\text{Mo}|}{|\text{Mo}|_{\text{FeMo}}} = \frac{x_2*0{,}4}{55} = 0{,}0072 * x_2 \quad (3.29)$$

$$P_{\text{FeCr}} = \frac{x_2|\text{Cr}|-x_1|\text{Cr}|}{|\text{Cr}|_{\text{FeCr}}} = \frac{x_2*3}{68} = 0{,}0441 * x_2 \quad (3.30)$$

$$P_{\text{FeV}} = \frac{x_2|V|-x_1|V|}{|V|_{\text{FeV}}} = \frac{x_2*0{,}70}{50} = 0{,}014 * x_2 \quad (3.31)$$

$$P_{\text{FeW}} = \frac{x_2|W|-x_1|W|}{|W|_{\text{FeW}}} = \frac{x2*0{,}4}{70} = 0{,}0057 * x_2 \quad (3.32)$$

Тоді:

$$X_2 = 98{,}978+0{,}00438 \cdot x_2 - 0{,}12372+0{,}004 \cdot x_2+0{,}0072 \cdot x_2+0{,}0441 \cdot x_2+0{,}014 \cdot x_2++0{,}0057 \cdot x_2$$

$$X_2 = 98{,}854 +0{,}03969 \cdot x_2$$

$$0{,}96031 \cdot x_2 = 98{,}854$$

$$x_2 = 102{,}94 \text{ кг.}$$

Визначення вагової кількості феросплавів:

$$P_{FeMn} = 0{,}00438 \cdot x_2 - 0{,}12372 = 0{,}00438 \cdot 102{,}94 - 0{,}12372 = 0{,}327 \text{ кг} \quad (3.33)$$

$$P_{FeSi} = 0{,}004 \cdot x_2 = 0{,}004 \cdot 102{,}94 = 0{,}412 \text{ кг} \quad (3.34)$$

$$P_{FeMo} = 0{,}0072 \cdot x_2 = 0{,}0072 \cdot 102{,}94 = 0{,}741 \text{ кг} \quad (3.35)$$

$$P_{FeCr} = 0{,}0441 \cdot x_2 = 0{,}0441 \cdot 102{,}94 = 4{,}54 \text{ кг} \quad (3.36)$$

$$P_{FeV} = 0{,}014 \cdot x_2 = 0{,}014 \cdot 102{,}94 = 1{,}441 \text{ кг} \quad (3.37)$$

$$P_{FeW} = 0{,}0057 \cdot x_2 = 0{,}0057 \cdot 102{,}94 = 0{,}587 \text{ кг} \quad (3.38)$$

Загальна витрата розкислювачів та легуючих: 8,048 кг.

Таблиця 3.8 – Орієнтовний хімічний склад шлаку відновлювального періоду, %

CaO	CaF_2	Al_2O_3	SiO_2	FeO
50 – 60	5 – 10	2 – 5	15 – 20	До 0,7

Коефіцієнт розподілу сірки у відновлювальний період плавки приймаємо 30. Тоді:

$$(S) = \eta_s (S) = 30 \cdot 0{,}01 = 0{,}3 \ \% \quad (3.39)$$

Кількість сірки, яку необхідно видалити:

$$\Delta[S]_{уд} = [S]_1 + [S]_{фсп} - [S]_н \quad (3.40)$$

Вміст сірки у добавках:

$$S_{FeSi} = 0{,}412 \cdot 0{,}02 : 100 = 0{,}00008 \text{ кг} \quad (3.41)$$

$$S_{FeMn} = 0{,}327 \cdot 0{,}03 : 100 = 0{,}0001 \text{ кг} \quad (3.42)$$

$$S_{FeMo} = 0{,}741 \cdot 0{,}12 : 100 = 0{,}00089 \text{ кг} \quad (3.43)$$

$$S_{FeCr} = 4{,}45 \cdot 0{,}02 : 100 = 0{,}00091 \text{ кг} \quad (3.44)$$

$$S_{FeV} = 1{,}441 \cdot 0{,}1 : 100 = 0{,}00144 \text{ кг} \quad (3.45)$$

$$S_{FeW} = 0{,}587 \cdot 0{,}04 : 100 = 0{,}00023 \text{ кг} \quad (3.46)$$

Разом: 0,00365 кг

$\Delta[S]_{уд.} = 0{,}014$

Потрібна кількість шлаку при вмісті CaO –55%

$$V_2 = \frac{\Delta[S]*100}{(S)} = \frac{0{,}014*100}{0{,}3} = 4{,}67\text{кг} \quad (3.47)$$

Потрібна кількість вапна в шлаку:

$$Z_2 = \frac{55*4{,}67}{92} = 2{,}79\text{кг} \quad (3.48)$$

Задаємося складом шлакової суміші:

Вапно – 60%

Плавиковий шпат - 15%

Шамотний бій – 25%

Вага плавикового шпату:

$$Р_{пл.ш.} = \frac{Z_2*15}{60} = \frac{2{,}79*15}{60} = 0{,}698\text{кг} \quad (3.49)$$

Вага шамотного бою:

$$Р_{ш.б.} = \frac{Z_2*25}{60} = \frac{2{,}79*25}{60} = 1{,}163\text{кг} \quad (3.50)$$

Таблиця 3.9 – Уточнений розрахунок кількості та складу шлаку відновного періоду плавки

Джерело надходження	Витрата кг	Компоненти												Усього кг
		CaO		SiO_2		S		Al_2O_3		CaF_2		MgO		
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
Вапно	2,79	92	2,5 67	2.5	0,07	0,1	0,003	1,0	0,028	-	-	3,3	0,092	2,76
Плавиковий шпат	0,689	0,4	0,003	3,1	0,022	0,2	0,001	0,2	0,001	95	0,669	-	-	0,69
Магнезит	0,300	3,5	0,0105	3,45	0,0105	-	-	0,1	0,001	-	-	90,25	0.271	0,300
Шамот	1,163	0,7	0,008	62	0,721	-	-	35	0,407	-	-	0,3	0,004	1,14
Шлак 1	0,461	38,1	0,176	27,49	0,127	-	-	3,668	0,017	-	-	7,617	0,095	0,461
Метал	98,978	-	-	-	-	0,021	0.021	-	-	-	-	-	-	0,021
Феросплави	8,048	-	-	-	-	-	0,0037	-	-	-	-	-	-	0,0037
Усього кг	-	-	2,757	-	0,23	-		-		-		-		6,376
Усього %	-		-		-		-		-		-		-	100

$$B = \frac{CaO}{SiO_2} = \frac{2757}{0,23} = 11,98 \quad (3.51)$$

Вноситься закиси заліза:

Металом першого періоду

Вага: 0,087 кг

Шлаком першого періоду:

$$0,10 * \frac{4,608*13,39}{100} = 0,062кг \quad (3.52)$$

Вноситься Fe_2O_3:

Вапном:

$$\frac{2,79*0,6}{100} = 0,017кг \quad (3.53)$$

Плавиковим шпатом:

$$\frac{0,698*0,8}{100} = 0,006кг \quad (3.54)$$

Магнезитом:

$$\frac{0,3*2}{100} = 0,006кг \quad (3.55)$$

Шамотом:

$$\frac{1,163*2}{100} = 0,023кг \quad (3.56)$$

Перерахунок на:

$$(FeO) = 0,052 \cdot 1,35 = 0,0702 \text{ кг} \quad (3.57)$$

$$\Sigma FeO = 0,087 + 0,062 + 0,0702 = 0,2192кг \quad (3.58)$$

Кількість FeO, що лишається в металі та в шлаку.

Приймаємо:

$$[Si] \cdot [FeO]^2 = 6,02 \cdot 10^{-5}$$

Звідси:

$$[FeO]_{"} = \sqrt{\frac{6,02*10^{-5}}{0,27}} = 0,014932 \quad (3.59)$$

FeO шлаку другого періоду:

$$(FeO)_{шл||} = \frac{6,375 * 0,5}{100} 0,0319 \text{ кг} \quad (3.60)$$

Відновиться (FeO):

$$(FeO)_{вос} = \Sigma (FeO) – [FeO]_{||} - (FeO)_{||} = 0,2192 – 0,0149 – 0,0319 = 0,1724кг \quad (3.61)$$

Витрата вуглецю для відновлення:

$$C_{від} = \frac{0,1724*12}{72} = 0,0287кг \quad (3.62)$$

Отримано газоподібних продуктів реакції:

$$\frac{0,0287*28}{12} = 0,067кг \quad (3.63)$$

Таблиця 3.10 - Матеріальний баланс відновлювального періоду плавки

Внесено	кг	Отримано	Кг
Метал першого періоду	98,978		
Шлак першого періоду	0,461	Метал другого періоду	102,94
Вапно	2,79	Шлак другого періоду	6,376
Плавиковий шпат	0,698		
Шамотний бою	1,163	Газів	0,067
Магнезит	0,300		
Феросплави	8,048		
Разом	111,438	Разом	109,383

Нев'язка:

$$\frac{111,438-109,383}{109,383} = 0,018\% \quad (3.64)$$

Таблиця 3.11 - Перевірка хімічного складу металу

Джерело надходження	Кг	Вміст елементів								
		C	Mn	Si	Mo	V	W	Cr	P	S
Метал 1го періоду	98,978	0,14	0,10	-	-	-	-	-	0,016	0,021
FeSi	0,412	0,001	0,002	0,309	-	-	-	0,002	0,002	0,001
FeMn	0,327	0,002	0,26	0,007	-	-	-	-	0,001	-
FeV	1,441	0,004	0,003	0,029	-	0,721	-	-	0,001	0,001
FeW	0,587	0,001	0,001	0,003	0,041	-	0,44	-	0,001	0,001
FeCr	4,54	0,001	-	0,025	-	-	-	3,087	0,001	0,001
FeMo	0,741	0,001	-	0,004	0,408	-	0,004	-	0,001	0,001
Перехід у шлак		-	-	-	-	-	-	-	-	0,014
Склад за ДСТУ		0,15 0,23	0,25 0,50	0,17 0,37	0,35 0,55	0,60 0,85	0,30 0,50	2,80 3,30	Н.б. 0,003	Н.б. 0,02
Прийнято до розрахунку		0,20	0,35	0.3	0,40	0,70	0,40	3,00	0,015	0,01
Отримано		0,15	0,42	0,367	0,449	0,721	0,444	3,089	0,023	0,012

3.10 Автоматизація дугових сталеплавильних печей

У дугових сталеплавильних печах (ДСП) здійснюється один із різновидів виробничих процесів, спрямованих на виплавку сталі. Характерною особливістю цього методу є те, що теплова енергія, необхідна для процесу, генерується завдяки використанню електроенергії. Це відбувається через займистість електричних дуг між електродами та металом. У зв’язку з цим системи автоматичного контролю та управління для дугових печей мають спільні риси, притаманні всім методам виплавки сталі, але водночас вони демонструють істотні відмінності як у поставлених завданнях, так і в структурі автоматизованих механізмів.

ДСП як об'єкт автоматичного контролю та регулювання

Дугова електросталеплавильна піч — це потужний трифазний агрегат, оснащений відповідним електротехнічним обладнанням. Високотемпературні дуги забезпечують розплавлення шихти та доведення ванни до необхідної температури. У процесі плавки виділяють три основні періоди:

1) розплавлення твердої шихти, завантаженої в піч;

2) кипіння або окислення рідкої ванни;

3) розкислення та відновлювальний етап.

Ці періоди залежать від перебігу фізико-хімічних процесів, що, у свою чергу, визначає специфіку роботи системи автоматичного контролю і управління.

На стадії розплавлення дуги пропалюють у твердій шихті канали, де вони згоряють, не спричиняючи значного теплового впливу на кладку печі. У цей час до печі можна підводити максимальну потужність. Однак, горіння дуг у цьому періоді є дуже нестабільним: вони перемикаються з одного шматка шихти на інший, що нерідко супроводжується обвалами шихти. Це призводить до коротких замикань, зникнення дуг і втрати корисної потужності. Регулятор електричного режиму має швидко усувати такі порушення. У міру розплавлення шихти дуги оголюються, і температура футерування починає стрімко зростати, що потребує зниження рівня потужності, що подається в піч.

У другому і третьому періодах дуги стабільно горять над поверхнею ванни, їх випромінювання активно впливає на кладку печі. Щоб уникнути перегріву кладки, потужність зазвичай зменшують до 50–60% від номіналу. Дуги в ці періоди горять відносно рівномірно, дозволяючи регулятору електричного режиму підтримувати необхідний рівень потужності й запобігати контакту електродів із ванною, що може призвести до її небажаного насичення вуглецем.

Основними впливовими факторами в процесі плавлення в дуговій печі є:

1) електрична потужність;

2) напруга струму живлення (довжина дуги);

3) склад та кількість шихти і присадок;

4) витрата кисню для продування металу;

5) електромагнітне перемішування ванни.

Всі впливи можна розподілити на дві групи: технічні збудження електричного режиму та параметри, пов'язані з технологічним і теплотехнічним процесом. Збурення електричного режиму обумовлені обвалами шихти під час розплавлення, кипінням металу в рідкому стані, зношенням електродів чи підйомом рівня металу в процесі плавлення. Крім того, на них впливає змінний опір дугового проміжку через зміну температури в зоні розряду.

Технологічні та теплотехнічні збурення можуть виникати через нестабільність складу шихти, нерівномірний перебіг фізико-хімічних реакцій у ванні, зміну кількості присадок, пошкодження кладки, утворення газових викидів і підсмоктування газів у піч.

Дослідження показали, що для потужних дугових розрядів напруга на дузі U має слабку залежність від сили струму і є пропорційною довжині дугового проміжку за наступним співвідношенням:

$$U_x = a + bI, \tag{3.65}$$

де a, b - коефіцієнти, постійні для даної печі.

Співвідношення (3.65) не може бути використане безпосередньо для регулювання довжини дуги через неможливість точного вимірювання напруги на дузі в дугових печах. У таких печах доступна лише напруга печі, яка є сумою падінь напруги на дузі, електроді, електродотримачі та частині короткої мережі. Це значення напруги не має однозначного зв'язку з напругою дуги та лише приблизно характеризує її довжину.

Таким чином, регулювання потужності здійснюється через зміну сили струму та напруги. При цьому важливо враховувати, що саме напруга дуги впливає на її довжину, яка визначає теплообмін у робочій зоні печі та ступінь нагріву футерівки.

Основна мета керування процесом плавки полягає у виробництві металу заданого складу й температури при забезпеченні високої продуктивності й економічності роботи агрегату. Для досягнення цієї мети система керування має вирішити такі завдання:

1) Синхронізація зміни параметрів плавильного процесу — відповідність температури та складу металу і шлаку із забезпеченням заданих кінцевих параметрів на стадії випуску.

2) Підтримання раціонального та економічного електричного режиму роботи печі.

3) Запобігання перегріву та пошкодження футерівки й інших конструктивних елементів печі.

Однак характерні труднощі сталеплавильних процесів, пов’язані з недоліком засобів автоматичного контролю та відсутністю достатньо точного математичного опису об’єкта керування, унеможливлюють автоматичну синхронізацію нагріву металу зі зміною його складу, а також реалізацію оптимального управління процесом плавлення.

На практиці управління процесом здійснюється оператором на основі заздалегідь розроблених раціональних програм, отриманих дослідним шляхом. Ці програми містять рекомендації щодо значень потужності та напруги протягом різних періодів, моменту введення та кількості присадок та інших технологічних параметрів і операцій. Завдяки розвитку електронних засобів керування і поглибленню знань про

фізико-хімічні процеси з’являються можливості створення програмно-логічних автоматизованих систем із вбудованими елементами оптимізації.

3.11 Автоматичний контроль параметрів процесу та агрегату

Усі параметри, що підлягають автоматичному контролю, поділяються на чотири основні групи:

1. Параметри процесу: температура та хімічний склад металу і шлаку.

2. Теплотехнічні параметри агрегату: витрати та тиск кисню для продування, витрати й тиск газу та кисню для пальника, температура футерування, температурний режим і розрідження в димовідвідних каналах і системі газоочищення, а також температура води у системі охолодження конструктивних елементів печі та електрообладнання.

3. Електричні параметри агрегату: сила струму та напруга за фазами печі, навантаження й напруга пічного трансформатора, а також обсяг спожитої електроенергії.

4. Положення: зміна положення печі, склепіння та кисневої фурми.

Температура металу під час плавки контролюється за допомогою ручних і автоматизованих термопар занурення. Склад металу та шлаку визначають через відбір проб із подальшим аналізом хімічними й спектральними методами або шляхом використання спеціалізованих приладів і датчиків, зокрема "ліквідус".

Теплотехнічні та електричні параметри агрегату відслідковуються стандартними вимірювальними наборами. Для електродугових печей специфічним є вимірювання температури в декількох точках днища печі за допомогою термопар для моніторингу стану подини. Також здійснюється контроль температури статора пристрою магнітного перемішування металу, що знаходиться під піччю, температури пічного трансформатора та струмопідвідних кабелів.

Датчики положення контролюють орієнтацію печі під час нахилу для видалення шлаку або зливу металу, положення склепіння під час завантаження

матеріалів і розташування кисневої фурми, що вводиться до печі в процесі продування ванни.

Автоматичне регулювання електричного режиму

У практиці застосування автоматичних систем регулювання електричних режимів дугових печей здійснюються наступні функції:

1) автоматична стабілізація потужності дугової печі, що забезпечує її оптимальну роботу;

2) автоматична стабілізація напруги, яка запобігає перевантаженням і нестабільності в роботі обладнання;

3) оперативна ліквідація порушень електричного режиму для забезпечення безпеки та надійності процесу.

У поширених системах автоматизації регулювання потужності досягається шляхом зміни сили струму кожної фази або регулювання співвідношення між фазовою напругою U та силою струму, що проходить через конкретну фазу. Перші типи регуляторів називають струмовими, тоді як другі – диференціальними. Диференціальні регулятори стабілізують параметр А, розрахований за формулою співвідношення між відповідними електричними величинами:

$$A = cU - dI, \tag{3.66}$$

де c, d - постійні коефіцієнти.

Структурні схеми регулювання електричного режиму однієї фази з використанням струмового та диференціального регуляторів функціонують за наступним принципом. Струмовий трансформатор (СТ) вимірює силу струму в фазі. За допомогою струмового регулятора (СР) отримані показники порівнюються із заданим значенням струму. У разі відхилення від встановлених параметрів регулятор впливає на привід переміщення електрода (ПЕ), забезпечуючи піднімання або опускання електрода.

У схемі з диференціальним регулятором (ДР) вихідна інформація базується на вимірюванні значень струму і напруги в фазі. Цей регулятор стабілізує параметри співвідношення між ними відповідно до залежності (3.66). Однією з головних переваг диференціального регулятора є можливість автоматичного запуску печі. Коли електроди підняті, ввімкнення регуляторів фаз призводить до формування на їхніх входах сигналів, пропорційних першому члену правої частини залежності (3.66). Це, у свою чергу, спричиняє рух електродів униз.

Контакт першого опущеного електрода з металом не викликає протікання струму через фазу, оскільки нульова точка печі не поєднана з нулем трансформатора печі, а опір подини досить високий. Однак у відповідь на це порушується симетрія зіркової схеми напруг фаз на котушках напруги регулятора. Котушка напруги, пов’язана з фазою, електрод якої контактує з металом, виявляється підключеною паралельно із низьким опором подини. Це призводить до значного зменшення напруги на даній котушці та відповідного збільшення напруги на котушках інших фаз. Знижена напруга на котушці активує реле, яке зупиняє привід і припиняє подальше опускання електрода.

Коли другий електрод торкається металу, утворюється замкнутий контур між цим і попереднім електродами, викликаючи протікання струму двофазного короткого замикання. Цей струм фіксується струмовими котушками диференціального регулятора і відповідає появі другого члена правої частини виразу (3.66). У результаті регулятор піднімає обидва електроди та встановлює їх у потрібне положення.

Аналогічно, при торканні металу третім електродом у його фазі виникає струм, і регулятор встановлює електрод у задане положення. Струмовий регулятор не забезпечує автоматичного включення дуг, оскільки при дотику металу першим електродом струм в ланцюзі не утворюється, і регулятор продовжує опускати електрод. Це може призвести до поломки електрода при твердій шихті або до навуглецювання рідкої ванни. Струмовий регулятор активується лише після ручного запалювання всіх дуг оператором.

Диференційний регулятор має додаткові переваги. У трифазній дуговій печі порушення електричного режиму в одній із фаз впливають на роботу двох інших.

Випадкові зміни сили струму в одній фазі спричиняють відповідні зміни в інших фазах та переміщення всіх трьох електродів. Завдяки диференційному регулятору ці переміщення значно знижуються або зовсім усуваються. Це пояснюється тим, що збільшення сили струму у фазах супроводжується зростанням фазових напруг через перекоси напруги зірки на котушках реле в регуляторі. Таким чином, коливання регульованої величини А будуть менш значними порівняно з коливаннями сил струмів у фазах. Праця диференційного регулятора включає меншу кількість зайвих переміщень електродів порівняно зі струмовим регулятором.

Одним із недоліків диференційного регулятора є те, що його використання спричиняє сильніший вплив коливань напруги у живильній мережі на підтримувану потужність, ніж у випадку струмового регулятора. При роботі струмового регулятора зменшення потужності печі прямо пропорційне першому ступеню зниження напруги. Натомість при застосуванні диференційного регулятора падіння потужності залежить як від зниження напруги, так і від зменшення сили струму, що відбувається під час стабілізації величини А. Часті порушення режиму в електросталеплавильних печах сприяють поширенню диференційних регуляторів у їх автоматичних системах.

Конструктивно регулятори електричного режиму дугових печей представлені широким спектром моделей. Першими модифікаціями були релейно-контакторні та релейно-машинні пристрої, які поступово поступилися місцем регуляторам із електромашинними підсилювачами. Потреба у безконтактних системах сприяла створенню апаратури на основі електронних, магнітних та напівпровідникових підсилювачів. Широке застосування мають також гідравлічні та електрогідравлічні регулятори.

Регулятори з електромашинними підсилювачами забезпечують переміщення електродів із швидкістю від 1,0 до 1,5 м/хв при зоні нечутливості ±5–7%, яка відповідає часу реакції близько 0,1 с. Сучасні безконтактні регулятори демонструють ще більш високі показники, їх швидкодія характеризується постійною доби приблизно 0,035 с із можливістю переміщення електродів на швидкості до 5–6 м/хв. Завдяки таким характеристикам регулюючої апаратури покращується ефективність усунення порушень в електричному, тепловому та технологічному режимах плавки.

3.12 Автоматизована система програмно-технологічного керування процесом плавки

Як уже зазначалося, відсутність точного математичного моделювання плавильних процесів в електродугових печах ускладнює створення автоматизованої системи оптимального управління електричним, тепловим та технологічним режимами плавлення. Наразі в електросталеплавильній практиці, як і в конвертерному та мартенівському виробництві, вибір параметрів впливу на процес здійснюється оператором-сталеваром. Оператор базується на інструкціях, розроблених у цеху для ведення технологічного процесу, а також на власному професійному досвіді. Автоматичне обладнання в цих умовах виконує здебільшого функції регулювання, підтримуючи стабільність або змінюючи параметри згідно із заданою програмою.

Одним із перспективних шляхів у напрямку вдосконалення автоматизації керування електродуговими печами є розробка програмно-логічної системи автоматизованого управління процесом плавки. Реалізація такого підходу передбачає попереднє детальне дослідження та аналіз характеристик технологічного процесу. Результатом цих досліджень мають стати програми енергетичних і технічних режимів, спрямовані на підвищення ефективності плавлення. Виконання цих програм забезпечуватимуть автоматизовані обчислювальні та логічні пристрої, які здійснюють функції точного управління.

В основі визначення раціонального енергетичного режиму для зниження собівартості виробництва сталі лежить поділ процесу плавлення на кілька ключових етапів, що принципово відрізняються умовами горіння дуг і теплообміну в робочому просторі печі. Зокрема, весь період плавлення можна подати через такі стадії:

1) проплавлення колодязів у шихті;

2) горіння дуг під склепінням шихти до моменту її обвалення;

3) розплавлення залишків шихти після її обвалення.

Після завершення етапів проплавлення і обвалення шихти для забезпечення зменшення собівартості сталі слід коригувати параметри роботи печі, зокрема

знижувати напругу та силу струму, спираючись на необхідне значення потужності $P_в$. При цьому враховуються взаємозв’язки між змінами сили струму і напруги.

Момент обвалення шихти визначається за показниками термопари, яка контролює температуру футеровки печі. У завершальних етапах плавки потужність обладнання регулюється відповідно до температури металу, яка вимірюється за допомогою механізованої занурювальної термопари. Це дозволяє забезпечити оптимальне протікання фізико-хімічних процесів на всіх стадіях плавлення.

Структурна схема автоматизованої системи програмно-логічного управління процесом плавлення в електродуговій печі представлена на кресленні. Керуючий пристрій (КП), що може бути реалізований на базі ЕОМ або мікропроцесорного контролера, отримує вхідні дані від автоматичних датчиків температури футерування ($T_ф$), металу ($T_М$), електричних параметрів струму (I), напруги (U), потужності (W), а також з панелі ручного введення. Він виконує програмно-логічні операції управління і складається з кількох функціональних блоків:

- Блок регулювання електричного режиму, який розраховує параметри для налаштування оптимального електричного режиму роботи (1).

- Блок регулювання теплового режиму, який визначає необхідний рівень підведення потужності для досягнення заданої температури металу, уникаючи перегріву футерування (2).

- Блок формування та видачі команд з урахуванням технологічних вимог у процесі плавлення певної марки сталі. Це можуть бути завдання щодо температури металу, тривалості окремих етапів плавки, дозування шлакоутворюючих, легуючих і розкислювальних добавок, а також керування електромагнітним перемішуванням ванни (3).

- Блок керування високовольтною апаратурою (4).

- Блок управління світловим табло для індикації команд (5).

До складу системи управління також входять регулятор переміщення електродів (РПЕ), перемикач ступенів напруги (ПСН), високовольтний роз'єднувач із приводом (ВР) та дроселі з приводом (Д).

Автоматизація процесу продування ванни киснем забезпечує стабілізацію заданої витрати кисню, а також контроль сумарної подачі кисню за плавку. Перша задача вирішується за допомогою стандартного комплекту апаратури з регулятором стабілізації, друга — шляхом використання лічильника витрати газу із сигнальним контактом.

Для оптимального управління окислювально-відновними процесами сучасні системи автоматизації передбачають вузли регулювання тиску та складу атмосфери в робочому просторі печі. Вузол регулювання тиску побудований за типовою схемою для металургійного обладнання: відбір проб тиску виконується через отвір у стінці печі, а регулятор керує клапаном на футерованій ділянці димопроводу. Сам димопровід сполучає отвір у зводі печі із холодильником і пиловловлювачем, забезпечуючи видалення утворених газів. Співвідношення компонентів газової фази (наприклад, CO/CO_2) регулюється відповідно до заданих параметрів.

Аналіз газової суміші на вміст CO та CO_2 проводиться за допомогою автоматичних газоаналізаторів. Регулятори співвідношення отримують сигнали від газоаналізаторів і керують виконавчими механізмами на заслінках бункера розкислювача, змінюючи дозування розкислювачів та вапняку, що подаються до печі.

Робота газо-кисневих пальників, які покликані прискорювати процес плавлення, забезпечується автоматичними стабілізаторами витрати газу та регуляторами співвідношення газ-кисень.

Система автоматизації електродугової печі містить також безліч механізмів блокувань і сигналізації, які гарантують безаварійну експлуатацію агрегату. До таких систем належить блокування роботи перемикача ступенів напруги, сигналізація тиску води та інші механізми забезпечення безпеки.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Техніка безпеки у проєктованому цеху

Робота печей супроводжується виділенням і використанням газових сумішей. Витік газу може відбуватися через нещільності, тріщини, оглядові вікна або дахи.

У проєктованому цеху передбачено чотири електропечі. Процес виплавки сталі в електропечах включає переміщення великих мас за допомогою кранів, що додає додаткової складності робочим процесам.

Особливу небезпеку становлять такі операції:

• випуск металу й шлаку;

• транспортування металу;

• розлив розплавленого металу та шлаку;

• обробка і транспортування рідкого металу.

Таблиця 4.1 – Концентрація шкідливих речовин

№ п/п	Ділянка, робоче місце	Найменування компонентів	Концентрація мг/м^3	ГДК-ДСТУ мг/м^3
1	Шихтовий проліт	Пил SiO_2 Cr_2O_3 MnO Ni	8,0 2,8 0,02 0,03 0,015	4,0 3,0 1,0 0,3 0,5
2	Пічний проліт	Пил SiO_2 Cr_2O_3 MnO Ni	6,0 4,8 0,5 0,4 0,4	4,0 3,0 1,0 0,3 0,5
3	Розливний проліт	Пил SiO_2 Cr_2O_3 MnO Ni	3,5 1,3 0,1 0,1 0,01	4,0 3,0 1,0 0,3 0,5

Електричні пристрої можуть створювати пожежну небезпеку у випадках перевантаження проводів або короткого замикання. Для захисту електродвигунів,

установок та електромереж від струмів короткого замикання, перевантаження й перегріву застосовуються автоматичні теплові реле. Щоб запобігти перегріву трансформаторів, використовується додаткове штучне охолодження.

Електроприлади стандартного виконання, що працюють на сухих елементах живлення з напругою 1,5 В і силою струму до 40 мА, використовуються в колах безпеки для проведення вимірювань. До таких приладів належать термометри та мілівольтметри.

Для нейтралізації електростатичних зарядів, які утворюються під час роботи обладнання, виконують заземлення металевих частин агрегатів. Опір заземлення не повинен перевищувати 4 Ом.

Внутрішньоцехові електричні мережі прокладаються з використанням ізольованих проводів та кабелів. Мережі з напругою до 1000 В створюються на основі кабелів із гумовою ізоляцією. Для прокладання кабелів всередині приміщення облаштовуються спеціальні канали глибиною 50 см, які знаходяться в підлозі й закриваються зверху знімними кришками, виготовленими з вогнестійких матеріалів.

Приміщення, де встановлено електроустаткування, класифікуються за рівнем небезпеки на три групи: приміщення без підвищеної небезпеки, приміщення з підвищеною небезпекою та особливо небезпечні приміщення.

4.2 Виробнича санітарія

Освітлення

Правильно організоване освітлення робочого місця сприяє підвищенню ефективності та продуктивності праці, а також зменшує ймовірність отримання виробничих травм.

Природне освітлення надходить через вікна або світлові отвори в будівлях, його рівень визначається коефіцієнтом природного освітлення, який у нашому випадку дорівнює 3,5%.

Штучне освітлення класифікується на загальне й комбіноване. Загальне освітлення, у свою чергу, може бути рівномірним або локальним. Залежно від

призначення освітлення розділяється на робоче, аварійне, евакуаційне та охоронне. Аварійне освітлення повинно забезпечувати не менше 5% від нормативного рівня робочого освітлення, але при цьому не опускатися нижче 2 люксів у приміщеннях.

Побутові приміщення

Прилегло до гардеробних приміщення розташована сушарка для одягу. Площа сушарок становить:

$$0{,}2 \cdot 250 = 50 \text{ м}^2 \quad (4.1)$$

Туалет розташований в окремій кімнаті, де також знаходяться п’ять умивальників. Душова зона розташована між гардеробними, які використовуються для зберігання робочого та повсякденного одягу. Кількість душових кабін визначається відповідно до норми: одна кабіна на десять осіб:

$$n=\frac{217}{10} = 21,1 \quad (4.2)$$

Приймаємо 20 штук: 50% душових установок оснащуються груповим змішувачем, а решта — індивідуальною арматурою управління, розміщеною біля входу в кабіну.

Індивідуальні засоби захисту

Працівники, залучені до процесу виплавки та розливу сталі, а також майстри та керівники змін забезпечуються спеціальним сукняним одягом. Такий спецодяг виконує функції як локального, так і загального захисту.

Для загального захисту застосовуються захисні костюми, а для місцевого — фартухи. Засоби індивідуального захисту включають обладнання та пристрої для захисту органів дихання, зору, слуху, голови, рук, ніг і шкіри. Серед них каски, головні убори, протигази, захисні окуляри, маски та рукавиці.

Для роботи поблизу печей працівникам видаються спеціальні окуляри. При температурі до 1800 °C використовують скло СС4.

Спецодяг також забезпечує захист від виробничих забруднень.

Комбінезони робочі - ДСТУ EN ISO 13688:2016

Халати жіночі робочі - ДСТУ EN ISO 13688:2016

Халати робочі чоловічі - ДСТУ EN ISO 13688:2016

Спеціальне взуття:

Валянки повстяні - МРТУ 17-702-68

Від хімічних опіків:

Рукавиці - "кр" ДСТУ EN 388:2017

Окуляри герметичні - ДСТУ EN 166:2017

Гумові чоботи - ДСТУ EN ISO 20345:2016:

Респіратори універсальні - РУ – 60 – ДСТУ EN 140:2004

Протигази промислові, марки: В, БКФ, СОХ, П-2 - ДСТУ EN 136:2003

Захист від ураження електричним струмом:

Рукавички діелектричні - ДСТУ EN 60903:2017

Калоші гумові - ДСТУ ISO 2025-2001

Вентиляція

Для забезпечення належного повітрообміну використовують природну та штучну вентиляцію.

Штучна (механічна) вентиляція застосовується у зонах, де спостерігається виділення газів або пилу; видалення забруднюючих речовин здійснюється через витяжну систему.

Природна вентиляція регулюється відкриванням або зачиненням вікон, фрамуг, дверей чи воріт.

4.3 Протипожежна безпека у сталеплавильному цеху

Сталеплавильний цех класифікується за вибухопожежною небезпекою як об'єкт категорії Г, оскільки основними характеристиками його діяльності є наявність негорючих речовин і матеріалів, що перебувають у гарячому або розпеченому стані, та виділення променистої енергії без можливості займання.

Виробничий процес містить ризик випадків, коли розпечений метал або шлак можуть потрапити на вологі поверхні, ґрунт, матеріали або конструкції. Ці ситуації здатні провокувати вибухи, що, у свою чергу, супроводжуються розбризкуванням рідкого металу чи шлаку.

Окрему небезпеку становлять вибухи у фурмах. Під час таких інцидентів руйнується склепіння печі, і через фурмовий отвір на робочий майданчик викидається розпечений кокс разом із горючими газами, які в умовах атмосферного кисню миттєво спалахують. Це явище супроводжується утворенням довгих язиків полум’я і значно підвищує ризик для працівників цеху.

Будівлі сталеплавильного цеху відповідають першому ступеню вогнестійкості конструктивних елементів.

Протипожежні профілактичні заходи.

Для запобігання поширенню вогню застосовуються вогнетривкі матеріали. У місцях введення газопроводів у підвальні приміщення будівель встановлюють дренажні пристрої, які перешкоджають проникненню газу в ці зони.

Пожежне депо розташоване на відстані двох кілометрів від виробничого цеху.

Протипожежні засоби в цеху включають:

- Протипожежні стіни з межею вогнестійкості 2,5 години.

- Протипожежні перекриття з межею вогнестійкості 1,0 години.

- Протипожежні двері, вікна, люки та ворота з межею вогнестійкості 1,0 години.

Центральна система опалення:

- Опалювальні прилади повинні бути оснащені захисними щитами.

Вентиляція:

- Використовується природна витяжна вентиляційна система з дефлекторами.

Електробезпека:

- Установлено вибухозахищене електроустаткування.

- Використовуються захищені світильники та автоматичні вимикачі, що запобігають перегріву електроприладів.

Додаткові заходи безпеки:

- Система блискавкозахисту I категорії забезпечує захист від розрядів блискавки.

- Використання контрольно-вимірювальних приладів та автоматизація виробничих процесів для підвищення безпеки.

Засоби гасіння пожежі:

- Вогнегасники, пісок, сокири, лопати, ломи та інше необхідне обладнання.

4.4 Мікрокліматичні умови в електросталеплавильному цеху

Умови праці в проектованому сталеплавильному цеху важкі (на підставі таблиці 4.2).

Висока швидкість руху повітря співпадає з максимальною температурою, тоді як повільніший потік повітря відповідає нижчим температурам. У сталеплавильних цехах та приміщеннях із надлишком тепла, де на одного працівника припадає від 50 до 100 м² площі підлоги, у холодний і перехідний періоди допускається зниження температури навколишнього середовища поза постійними робочими місцями порівняно з нормативами: до 12°С – для легких робіт, та до 8-10°С – для важкої праці. Водночас на робочих місцях мають дотримуватись встановлених метеорологічних умов.

У великих приміщеннях, де на одного працюючого припадає понад 100 м² площі, оптимальні параметри температури, вологості та руху повітря забезпечуються лише у зонах постійної присутності працівників. У виробничих приміщеннях із підвищеним рівнем виділення вологи допускається збільшення відносної вологості на постійних робочих місцях протягом теплого періоду року. Зокрема, при теплозволоженому співвідношенні менше $6 \cdot 10^6$ Дж/кг, але більше $4 \cdot 10^6$ Дж/кг, вологість може підвищуватися не більш ніж на 10%, але не перевищуючи 75%. Якщо теплозволожене співвідношення менше за $4 \cdot 10^6$ Дж/кг, допустимий рівень зростання вологості становить не більше 20%, однак також не більше за 75%.

Таблиця 4.2 - Допустимі норми температури, відносної вологості та швидкості руху повітря в робочій зоні виробничих приміщень з надлишками явного тепла для важких категорій робіт

Категорія робіт	Температур повітря у приміщеннях, °С	Відносна вологість %	V повітря м/с	t повітря
Важка (III)	Не більше ніж на 5°С вище за середню температуру зовнішнього повітря о 13 годині самого спекотного місяця, але не більше 26°С	При 26°С трохи більше 65 % 25°с - 70% При 24° і нижче не більше 75 %	0,5 – 1,0	Не більше 5° вище самого спекотного місяця о 13 годині дня

У тих приміщеннях, де технологічні процеси вимагають підтримання сталої температури і рівня вологості повітря, дозволяється забезпечувати ці параметри на оптимальному рівні (+20°С і не вище +25°С) для будь-якого періоду року відповідно до категорії виконуваної роботи та її специфіки.

У холодний та перехідний сезони, в приміщеннях із роботами середньої або високої тяжкості, а також при застосуванні централізованих систем опалення та вентиляції можливе підвищення швидкості повітряного потоку до 1,0 м/с на постійних робочих місцях, якщо одночасно температура повітря буде підвищена на 2°С.

Аналізуючи вказані дані та порівнюючи їх з умовами в конкретному цеху, можна зробити висновок, що праця працівників у цьому цеху характеризується як важка. Вона належить до третьої категорії мікрокліматичних умов через перевищення гранично допустимих значень температури та вологості.

ВИСНОВКИ

У кваліфікаційній роботі розглянуто та запропоновано проєкт сталеплавильного цеху, орієнтованого на виробництво конструкційних марок сталі із річною потужністю 500 000 тонн.

1. Проведено розрахунок обладнання для комплектації цеху, включаючи необхідне механічне і допоміжне оснащення. Основне устаткування містить: чотири електросталеплавильні печі ДСП-50 з річною продуктивністю 151 700 тонн кожна, установку "піч-ківш", вакуумну систему для обробки сталі, три машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) роторного типу продуктивністю 567 300 тонн, сталерозливні крани вантажопідйомністю 100/30 тонн, три завалочні крани на 100/20 тонн, а також дві мульдозавалочні машини.

2. Розроблено детальну технологічну інструкцію щодо процесів виплавки й розливу конструкційної сталі марки 20Х3МВФ. Було прораховано оптимальні режими електродугового плавлення та визначено склад шихтових матеріалів у кількісному та якісному аспектах для отримання необхідної марки сталі.

3. Для покращення якості отримуваної конструкційної сталі рекомендовано:

- Впровадження установки "піч-ківш" з метою підвищення кількості плавок електропечей;

- Використання вакуумної системи для ефективного видалення газів та нерозчинених металевих включень;

- Збільшення виходу придатної сталі до рівня 98% шляхом застосування технології розливу на МБЛЗ роторного типу.

4. Виявлено основні чинники, що впливають на ефективність вакуумної обробки сталі на ковшовому вакууматорі VD. У ході аналізу встановлено недоліки існуючої технології, після чого розроблено конкретні рекомендації щодо коригування параметрів ковшового вакуумування. Це дозволяє значно підвищити ефективність обробки металу та забезпечити необхідний рівень якості конструкційної сталі.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАНЬ

1. 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.

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

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

4. Сталеплавильне виробництво: навч. посіб. / В.І. Баптизманський та ін.]. Київ : ФЗМН, 1996. 400 с.

5. Сборник технологических инструкций по выплавке стали в открытой дуговой печи. Запорожье : ОАО «Днепроспецсталь», 2004. 245 с.

6. Аспекти якості при литті заготовок з розмірами, близькими до кінцевих. *Чорні метали.* 1997. № 6. С. 3-8.

7. Нові розробки для міні заводів. *Чорні метали.* 1995. № 9. С. 20-28.

8. Електрометалург: колективний договір. Запоріжжя : ВАТ «ДСС». 2000. №2.

9. Галицький Ю. П. Методичні вказівки до курсового проекту на тему «Розрахунок геометричних параметрів сталеплавильної печі». Запоріжжя : ЗІІ, 1989. 46с.

10. Нормативи використання енергоресурсів №018. Запоріжжя : ВАТ «ДСС» 1999. 40с.

11. Галицький Ю. П. Теорія та технологія розливання сталі. Розрахунок МБЛЗ. Запоріжжя : ЗДІА, 1995. 36с.

12. Збірник технологічних інструкцій про розливання сталі. Запоріжжя : ВАТ Дніпроспецсталь, 1999. 253с.

13. Стан та перспектива розвитку сталеплавильного виробництва України. *Метал та лиття України*. 1998. №11. С. 5-12.

14. Крамар А.Д. Сталеплавильне виробництво. Київ : Просвіта, 1957. 158с.

15. Збірник технологічних інструкцій після виплавки сталі в основних дугових електропечах. Запоріжжя : ВАТ «Дніпроспецсталь», 1990. 586 с.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

26. 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).

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

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

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

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