

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

Кафедра металургії  
(повна назва кафедри)

**Кваліфікаційна робота (проект)**

перший (бакалаврський)  
(рівень вищої освіти)

на тему розробка технології виробництва  
пружинної кремнієвої сталі в дуговых  
електродгах

Виконав: студент V курсу, групи МЕТ-17-2 бз  
спеціальності 136 „Металургія“  
(код і назва спеціальності)

спеціалізації \_\_\_\_\_  
(код і назва спеціалізації)

освітньої програми Металургія  
(назва освітньої програми)

Червоменко О.С.  
(ініціали та прізвище)

Керівник С.І. Вика Мішкокетко Н.В.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент Д.Х.Н. проф. Труцьков Д.В.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя  
2022

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

Кафедра Металургії  
Рівень вищої освіти перший (бакалаврський)  
Спеціальність ТЗБ "Металургія"  
(код та назва)  
Спеціалізація \_\_\_\_\_  
(код та назва)  
Освітня програма Металургія

ЗАТВЕРДЖУЮ  
Завідувач кафедри [підпис]  
20 січня 2022 року

ЗАВДАННЯ  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЄКТ) СТУДЕНТОВІ

Червоненку Олексію Сергійовичу  
(прізвище, ім'я, по батькові)

- Тема роботи (проєкту) розробка технології виробництва  
пружинної кремнієвої сталі в дугових  
електродугах  
керівник роботи Ст. викр. Міжкопанко Н.В.  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)  
затверджені наказом ЗНУ від «17» січня 2022 року № 91-С
- Строк подання студентом роботи 17 травня 2022р.
- Вихідні дані до роботи наукове технічне література,  
періодичні видання за фахом, виробничі технологічні  
інструкції.
- Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) реферат, вступ, призначення і властивості  
пружинної сталі марки 55С2, матеріальний баланс  
процесу виробки сталі в дуговій печі, екоретичний  
баланс плавки в ДСП, технологія виробки і  
розарісної обробки, вибір методу розливання сталі,  
обробка металу тиском, висновки.

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових кресле  
Змістовий склад сталі, прокатність та механіка  
взаємності, апаратурно-технологічна схема, дуга  
сталевиробничого літ, фізико-хімічні процеси виробки  
сталі в добувних режимах матеріальної балансу мавки та  
хімічної складу феросплавів, енергетичний баланс мавки  
радіація ДРБ/З, технологічна схема вироблення рудяки  
«Високотемпературна» та структура сталі.

### 6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1. Характеристика сталі	С.В.Бік. Міжкоренко Н.В.	17.01.22	17.01.22
2. Матеріальний баланс	С.В.Бік. Міжкоренко Н.В.	1.03.22	1.03.22
3. Термічний баланс рудяки	С.В.Бік. Міжкоренко Н.В.	10.4.22	10.4.22
4. Технологічна частина	С.В.Бік. Міжкоренко Н.В.	10.4.22	10.4.22

7 Дата видачі завдання \_\_\_\_\_

### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1.	Характеристика рудяки сталі	17.01-1.02.22	
2.	Виробництво матер. балансу мавки	2.02.-20.02.22	
3.	Опис мавильного агрегату	21.02.-17.03.22	
4.	Виробництво енергетичного балансу	18.03.-10.04.22	
5.	Технологічна частина	11.04.-1.05.22	
6.	Виробництво розробницької зариски	2.05.-10.05.22	
7.	Підготовка зразкової частини	11.05.-17.05.22	

Студент \_\_\_\_\_

(підпис)

Гербенко О.С.

(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту) \_\_\_\_\_

(підпис)

Міжкоренко Н.В.

(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер \_\_\_\_\_

(підпис)

(ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 78 стор., 21 табл., 9 рис., 28 джерел посилання.

ВИРОБНИЦТВО, ДУГОВА ПІЧ, ВІДПУСК, ЗАГАРТУВАННЯ, КРЕМНІЙ, ЛЕГУВАННЯ, МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС, МІКРОСТРУКТУРА, ПОЗАПІЧНА ОБРОБКА, ПРУЖИННА СТАЛЬ, ТЕПЛОВИЙ БАЛАНС, ФЕРОСПЛАВИ

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра: Розробка технології виробництва пружинної кременистої сталі в дугових електродних печах.

Мета роботи – розробити технологію виробництва пружинно-ресорної сталі марки 55С2 в дугових електросталеплавильних печах.

У розділі «Загальна частина» надано характеристику сталі марки 55С2, розглянуто способи та теоретичні основи виробництва сталі даної марки.

У розділі «Розрахунок матеріального балансу» визначено вихід і склад продуктів плавки, а також кількість шихтових матеріалів, необхідних для отримання 1 т сталі марки 55С2.

У розділі «Тепловий баланс плавки» наведено опис конструкції дугової сталеплавильної печі ДСП-50 та виконано розрахунок енергетичного балансу плавки.

У розділі «Технологічна частина» розроблено апаратурно-технологічну схему виробництва сталі марки 55С2. Детально описано стадії виплавки напівпродукту у ДСП, рафінування розплаву в УПК і вакууматорі, розливання та термообробки.

## ЗМІСТ

ВСТУП	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	9
1.1 Класифікація і вимоги до пружинних сталей	9
1.2 Призначення і властивості конструкційної сталі марки 55С2	12
1.3 Характеристика фізико-хімічних процесів виробництва сталі в ДСП	15
1.3.1. Окислювальний період	15
1.3.2. Відновлювальний період плавки в ДСП	18
2 МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС ПРОЦЕСУ ВИПЛАВКИ СТАЛІ МАРКИ 55С2 В ДУГОВІЙ ПЕЧІ	21
2.1 Шихтові матеріали для виплавки сталі в ДСП	21
2.1.1 Металева частина шихти	21
2.1.2 Окислювачі	22
2.1.3 Шлакоутворюючі матеріали	23
2.1.4 Розкислювачі і легуючі	23
2.1.5 Карбюризатори	24
2.2 Розрахунок матеріального балансу плавки	24
2.2.1 Окислювальний період плавки	26
2.2.2 Відновний період плавки	31
3 ЕНЕРГЕТИЧНИЙ БАЛАНС ПЛАВКИ В ДСП	37
3.1 Опис конструкції сучасної електросталеплавильної дугової печі	37
3.2 Енергетичний баланс плавки в ДСП	43
3.3 Розрахунок енергетичного балансу плавки	44
4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	52

4.1 Апаратурно-технологічна схема отримання сталі в ДСП-50	53
4.2 Технологія виплавки сталі марки 55С2	54
4.2.1 Стан печі та підготовка її до плавки	54
4.2.2 Підготовка шихтових матеріалів і завалка шихти	55
4.2.3 Методи виплавки сталі марки 55С2	57
4.2.4 Плавлення шихти	57
4.2.5 Окислювальний період	58
4.2.6 Рафінування сталі в печі	59
4.2.7 Випуск металу	60
4.3 Технологія позапічної обробки сталі марки 55С2	62
4.3.1 Обробка плавки на УПК	62
4.3.2 Вакуумування металу	64
4.4 Вибір методу розливання сталі	65
4.5 Обробка металу тиском	65
4.6 Технологія виготовлення пружин	68
4.7 Термічна обробка	69
ВИСНОВКИ	73
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	76

## ВСТУП

За 2021 р. у світі було виплавлено 1,911 млрд т сталі, з них 533,2 млн т отримано в електропечах, а частка електросталі складає: у Західній Європі 41%, Північній Америці – 67,7%, Південній Америці – 31,9%, Африці – 77,2%. В цілому за останні 25 років світове виробництво сталі в електропечах збільшилось на 95% [1]. Питома частка електросталі збільшується за рахунок країн, що розвиваються. Ці країни модернізують виробництво, будують електропечі взамін агрегатів, що вже виводяться з використання.

Сьогодні дугові сталеплавильні печі (ДСП) використовують не тільки для виплавки спеціальних, але і рядових марок сталі, з яких, як правило, виробляють квадратну заготовку і сталевий прокат. На базі ДСП звичайно будують міні-заводи (mini-mills) – невеликі металургійні підприємства річною потужністю 0,5-2 млн т сталі. Вони поширені у країнах з доступною електроенергією і значними джерелами бруктоутворення.

Конструктивно-технологічні особливості дугових печей роблять її мобільним агрегатом, який дозволяє використовувати різноманітні графіки роботи – безперервний, п'ять діб на тиждень, 1-2 зміни на добу тощо. Використання електричної дуги дозволяє проводити плавки при різному характері атмосфери – окислювальному, відновному, нейтральному. Це дає можливість використовувати при плавіці леговані відходи, феросплави, легко регулювати склад пічного шлаку, а також застосовувати розкислювальні пічні шлаки підвищеної основності. Тому електропечі успішно використовують для виплавки якісних легованих сталей зі зниженим вмістом сірки і кисню. Ще однією перевагою дугових печей є їх відносно невеликі розміри, внаслідок чого вони не потребують для розміщення значної площі, що дозволяє знизити капітальні вкладення при будівництві ЕСПЦ.

Дугова піч має також ряд екологічних переваг в порівнянні з іншими агрегатами – легше і дешевше здійснювати уловлювання і очищення пічних

газів в зв'язку з їх меншою кількістю і компактними розмірами печі, в процесі електроплавки використовується і тому складається менша кількість шлаків [2].

Завдяки цьому частка електросталі загальному обсязі виробництва в таких найбільш розвинених країнах як США і Германії, перевищує 30%. Так, за даними 2021 р., в Германії загальний обсяг виплавки сталі склав 39 627 млн.т, а частка електросталі 30%; в США відповідно 87 761 млн.т і 69,7%; в Італії – 23 237 млн. т і 81,9%; в Турції – 33 743 млн. т і 67,8% [1].

Але в Україні з 2010 по 2021 р. частка електросталі зросла незначно, з 4,5 до 5,8% [2].

На даний час електросталеплавильне виробництво України представлено, головним чином, чотирма спеціалізованими заводами: ЗАТ «Міні металургійний завод «ІСТІЛ (Україна)» (м Дніпро), ПрАТ «Дніпроспецсталь» (м. Запоріжжя), ВАТ «Краматорський завод «Енергомашспецсталь» (м. Краматорськ) і ДП «Завод обважнених бурильних та ведучих бурильних труб» (м. Суми). Працюють тільки 5 із 15 електропечей [3].

В цілому ж, оцінюючи тенденції розвитку металургійного комплексу України, слід зазначити, що в останні роки помітно зменшилися обсяги виплавки сталі в мартенівських печах, що має сприяти появі нових електросталеплавильних цехів замість існуючих мартенівських. В цьому випадку баланс металобрухту при виплавці сталі буде підтримуватися приблизно на тому ж рівні. Будівництво міні-заводів з виплавою сталі в електродугових печах стимулює також підвищення цін на природний газ, а також наявність досить високого потенціалу з виробництва електроенергії усередині країни. За оцінками фахівців, в найближчі 5-6 років частка електросталі в Україні може збільшитися до 10-12%.

Тому темою кваліфікаційної роботи обрана розробка технології виплавки пружинної сталі марки 55 С2 в дугових печах змінного струму.



# 1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

## 1.1 Класифікація і вимоги до пружинних сталей

Пружини, ресори та інші пружні елементи є найважливішими деталями різних машин і механізмів. У роботі вони відчують багаторазові змінні навантаження. Під дією навантаження пружини і амортизатори пружно деформуються, а після припинення дії навантаження відновлюють свою первісну форму і розміри.

Пружини працюють в області пружних деформацій, коли між чинною напругою і деформацією спостерігається пропорційність. При тривалій роботі пропорційність порушується через перехід частини енергії пружною деформації в енергію пластичної деформації. Напруження при цьому знижуються [4].

Основні вимоги до пружинних сталей – забезпечення високих значень меж пружності, плинності, витривалості, а також необхідної пластичності та опору крихкому руйнуванню, стійкості до релаксації напружень. А ось пластичність цих сталей повинна бути зниженою (5-10% по відносному подовженню і 20-35% за відносним звуженням). Це пов'язано з тим, що в ресорах і пружинах не допускається пластична деформація.

Застосовують таку сталь для виготовлення всіляких видів пружин для різноманітного технологічного обладнання, смужок стали під ресори, супорти та інше. Основні галузі використання: виробництво ресор автомобілів і важкої техніки; виробництво пружин для технологічного обладнання; пружні елементи важкої техніки, станкового обладнання; пружини тракторної техніки і локомотивної техніки; ножі земельної техніки; блокувальні і гальмівні пристрої; обойми підшипників [5].

У зв'язку з найбільшою затребуваністю отримало поширення виготовлення пружин, здатних піддаватися деформації і відновлювати первісний стан, а саме пружин розтягування із зімкнутими витками,

розраховані на збільшення довжини під дією навантаження; пружин стиснення, витки яких без навантаження не стикаються, а змикаються і скорочують довжину виробів тільки під навантаженням; пружин кручення, що мають властивість при прикладанні навантаження зменшуватися в діаметрі.

Пружини виготовляють із вуглецевих (65,70) и легованих (55С2, 60С2, 50ХГС, 55ХГР тощо) конструкційних сталей. Характерною ознакою ресорно-пружинних сталей є наявність в них вуглецю в кількості 0,5-0,85%. Вуглецеві сталі використовуються для виготовлення пружин невеликого перерізу, що працюють при невисоких напругах. Загартування цих сталей проводиться в маслі.

Пружинні сталі легують елементами, які підвищують межу пружності - кремнієм (до 2,5%), марганцем (до 1,3%), вольфрамом (до 1,3%), нікелем (до 1,7%), ванадієм, бором.

Величина і кількість легуючих присадок безпосередньо відповідають за зносостійкість і механічну міцність деталей. З підвищенням вмісту вуглецю від 0,5% до 0,85% збільшується міцність і пружність матеріалу, хром перешкоджає утворенню іржі, вольфрам підвищує твердість і красностійкість сталі, марганець збільшує стійкість до ударів. Варто зауважити, що хром і марганець при спільному легуванні збільшують опір сталі низьким пластичним деформаціям. Нікель і вольфрам утворюють тонку і однорідну структуру карбідної фракції, яка перешкоджає дислокації. Також сталі даного типу володіють хорошими антикорозійними властивостями через наявність у складі сплаву таких легуючих добавок як хром і молібден. Це позитивно позначається на тривалості експлуатації і перешкоджає утворенню тріщин під час роботи [8].

Пружини та інші елементи спеціального призначення (теплостійкі, корозійностійкі тощо) виготовляють з високохромистих мартенситних (30Х13), мартенситно-старіючих (03Х12Н10Д2Т), аустенітних нержавіючих (12Х18Н10Т), аустеніто-мартенситних (09Х15Н8Ю), швидкорізальних (Р18) і інших сталей і сплавів.

Для отримання високих пружних характеристик ресорно-пружинні сталі піддають загартуванню з подальшим середньотемпературним відпуском. Загартування даного типу проводиться при температурах 850-880 °С, але після такої термічної обробки сталь виявляє слабкі пружні властивості через утворення мартенситу, для підвищення даного типу властивостей її відпускають при температурах порядку 420-510 °С, що сприяє утворенню троостита (рис. 1.1 ) і підвищенню пружної деформації сплаву до межі міцності 1200-1900 МПа і межі плинності 1100-1200 МПа.

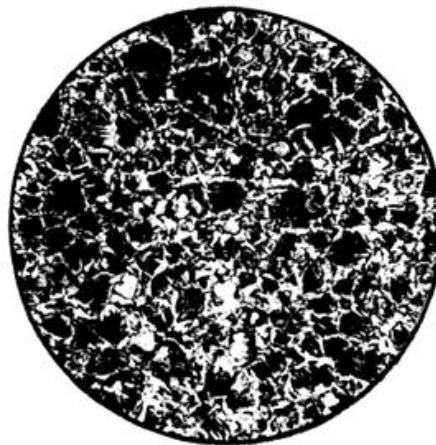


Рисунок 1.1 – Мікроструктура ресорно-пружинної сталі

Для пружинних сталей необхідно забезпечити наскрізну прокалюємість, що забезпечує однорідну структуру і структуру трооститу по всьому перетину. Особливо важливий цей метод для виготовлення ресор і пружин великого діаметру, коли нерівномірність властивостей вихідного матеріалу може призвести до руйнування готового виробу.

Високі пружні та міцнісні властивості пружинних сталей досягаються при ізотермічному загартуванні.

Хороших конструкційних і експлуатаційних властивостей пружинних сталей домагаються, простягаючи заздалегідь патентований дрiт при низьких температурах, при цьому виробляють сильну обтяжку матеріалу (ступінь обтиску 70-90%).

Процес патентування ведеться в проміжку між двома витягами, сталь нагрівають вище температурної точки утворення аустеніту і потім

охолоджують у ванні з розплавом свинцю. Температура розплаву повинна становити 450-550 °С. При цьому аустеніт переходить в тонкопластинчатий сорбіт і збільшується її механічна міцність.

Варто відзначити також кілька основних недоліків ресорно-пружинних сталей:

- погана зварюваність – це обумовлено руйнуванням зовнішнього шару матеріалу і локальному перегріву деталі;

- складність різання – деякі труднощі виникають при спробах різання такого типу сталі, пов'язано це безпосередньо з великим опірм деформації.

За способом обробки пружинні сталі класифікують на:

1. Ковані і гарячекатані.
2. Калібровані.
3. Зі спеціальною обробкою зовнішніх поверхонь.
4. Гарячекатані круглі з обточеної поверхнею [4,5,8].

## **1.2 Призначення і властивості конструкційної сталі марки 55С2**

Часто для виготовлення ресор і пружин використовуються крем'янисті сталі з концентрацією кремнію 2% (50С2, 55С2 і 60С2). Кремній в таких сталях затримує розпад мартенситу при відпустці, що призводить до підвищення межі текучості і, отже, до підвищення пружинних характеристик. Умовна межа плинності ( $\sigma_{0,2}$ ) цих сталей становить 1100-1200 МПа, межа міцності – 1200-1300 МПа, відносне подовження 6%, відносне звуження 30-25% і межа витривалості, розрахована по умовній межі текучості, становить 42-44 МПа .

До недоліків цих сталей слід віднести їх схильність до знеуглецювання і утворення поверхневих дефектів в процесі гарячої обробки, що призводять до зниження межі витривалості [5].

Сталь марки 55С2 відноситься до перлітних сталей. Хімічний склад і механічні властивості сталі марки 55С2 показано в табл. 1.1–1.6. Сталь 55С2 – кремениста, призначена для виготовлення пружин і ресор діаметром або

товщиною до 18 мм, які застосовуються в автомобілебудуванні, тракторобудуванні, залізничному транспорті та інших галузях машинобудування [6-8].

Таблиця 1.1 – Хімічний склад сталі марки 55С2 (ДСТУ 8429-2015), %

<b>C</b>	<b>Si</b>	<b>Mn</b>	<b>Cr</b>	<b>Ni</b>	<b>Cu</b>	<b>S</b>	<b>P</b>
0,52-0,60	1,50-2,0	0,60-0,90	не > 0,30	не > 0,25	не > 0,20	<0,035	<0,035

Таблиця 1.2 – Температура критичних точок, °С

$A_{c1}$	$A_{c3}$	$A_{r3}$	$A_{r1}$	$M_n$
775	840	770	690	305

$A_{c1}$  – температура початку перетворення перліту в аустеніт при нагріванні;  $A_{c3}$  - температура закінчення перетворення фериту в аустеніт при нагріванні;  $A_{r3}$  – температура початку виділення фериту із аустеніту при охолодженні;  $A_{r1}$  - температура начала перетворення аустеніту в перліт при охолодженні;  $M_n$  - температура начала перетворення аустеніту в мартенсит при охолодженні.

Таблиця 1.3 – Прокалюваність сталі марки 55 С2

Відстань від торця, мм										Примітки
1,5	3	4,5	6	9	12	15	18	27	39	Гартування 850 °С
58-66	56-64	51,5-62	47,5-59	38,5-55	35-49,5	33-44,5	31-41,5	28-37,5	27-35,5	Твердість для полос прокалюваності, HRC
Кількість мартенситу, %				Критична твердість, HRC			Критичний діаметр в воді			Критичний діаметр в маслі
50				49-52			57-98			31-57
90				55-58			71			40

Таблиця 1.4 – Механічні властивості сталі марки 55С2

Стан поставки, режим термообробки	$\sigma_{0,2}$ , Н/м м <sup>2</sup>	$\sigma_B$ , МПа	$\delta$ , %	$\Psi$ , %	$KCU$ , Дж/см <sub>2</sub>	НВ н.б., МПа
Сталь категорій 3, 3А, 3Б, 3В, 3Г, 4, 4А, 4Б. Гартування 870 °С, масло або вода, відпуск 470 °С	1175	1270	6	30	-	-
Відпуск 750-780 °С, охолодження з піччю	440	760	21	42	16	222
Нормалізація 840 °С	370	690	-	35	-	197
Ізотермічне гартування 870 °С, охолодження в розплавленій солі при температурі, °С: 300 360	1120	1640	8	-	-	47
	1110	1350	-	-	85	42

Таблиця 1.5 – Механічні властивості сталі марки 55С2 залежно від температури відпуску

Температура відпуску, °С	$\sigma_{0,2}$ , Н/мм <sup>2</sup>	$\sigma_B$ , МПа	$\delta$ , %	$\Psi$ , %	$KCU$ , Дж/см <sub>2</sub>	$HRC_3$
<i>Гартування</i>						
350	1860	2030	7	31	23	50
400	1830	1910	9	36	27	48
450	1470	1530	11	46	41	44
500	1130	1220	12	47	48	41
550	1060	1180	13	50	56	34
<i>Зразки діаметром 17-22 мм. Відпал 900 °С, 2 год. Гартування 850 °С, масло, охолодження після відпуску в печі з 2-годинною витримкою</i>						
300 (охолодження після відпуску в селітрі 2 год.)	1960	2250	5	20	-	-
400	1670	1830	8	39	-	-
500	1270	1350	12	39	-	-
600	830	1080	15	42	-	-

Таблиця 1.6 – Межа витривалості сталі марки 55С2

$\sigma_{-1}$ , МПа	$\vartheta_{-1}$	Термообробка
421	294	Гартування 880 °С, масло. Відпуск 400-460 °С, $\sigma_B=1270$ МПа
598	-	$\sigma_B=1200$ МПа, $\sigma_{0,2}=1050$ МПа
720	-	$\sigma_B=1400$ МПа, $\sigma_{0,2}=1300$ МПа
769	-	$\sigma_B=1710$ МПа, $\sigma_{0,2}=1690$ МПа

Модуль пружності сталі марки 55С2 складає  $1,96 \cdot 10^5$  МПа

*Технологічні властивості* сталі марки 55С2:

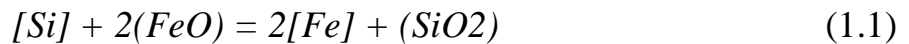
- не застосовується для зварних конструкцій;
- нефлокеночуттєва;
- не схильна до відпускнуї крихкості;
- низька схильність до росту зерна і знеуглецюванню в процесі термообробки;
- глибока прокалюваність (глибина проникнення загартованої зони);
- добра загартовуваність (властивість металу сприймати загартування).

### **1.3 Характеристика фізико-хімічних процесів виробництва сталі в ДСП**

#### **1.3.1 Окислювальний період**

Задачами окислювального періоду в ДСП є: зменшення вмісту фосфору нижче за припустимі межі в готовій сталі; якнайповніше видалення розчинених у металі газів; нагрівання металу до температури, що перевищує на 120-130°С температуру ліквідусу; приведення ванни до стандартного за окисленістю стану тощо.

*Окислювання кремнію в ДСП.* Процес окислювання можна описати реакціями:



При плавці в основних печах кремнезем, що утворюється, зв'язується в шлаку в міцні сполуки типу силікатів, очевидно, головним чином в ортосилікат кальцію  $2CaO \cdot SiO_2$ . Внаслідок цього активність кремнезему в основному шлаку дуже мала й при досить високій активності FeO, характерної для періоду плавлення й окислювального періоду плавки, кремній майже повністю окислюється.

Окислюванню кремнію сприяють: низька температура; підвищена активність FeO в шлаку; знижена активність  $SiO_2$  у шлаку.

До кінця періоду плавлення при температурі  $1500^\circ C$  і концентрації FeO 20% рівноважний вміст кремнію в залізі становить 0,05%.

*Окислювання марганцю в ДСП.* В силу низької спорідненості до кисню, марганець окисляється не повністю, а частково на 50-60%. Окислювання марганцю в процесі плавки сталі в дугових електропечах відбувається на границі розподілу металу зі шлаком:



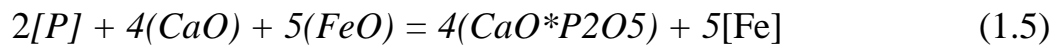
Оксид MnO має в шлаку більш виражені основні властивості, ніж FeO. В основних шлаках  $(CaO)/(SiO_2) > 2$  ріст активності катіонів марганцю випереджає ріст активності катіонів заліза й відношення  $f_{Mn}/f_{Fe}$  стає  $> 1$ . При більшій основності шлаку відношення  $f_{Mn}/f_{Fe}$  дорівнює 1,2-1,3. Окислюванню марганцю сприяє: низька температура; висока активність оксиду заліза в шлаку  $a_{(FeO)}$ ; знижена активність оксиду марганцю в шлаку  $a_{(MnO)}$ .

По ходу розплавлювання в шлаку накопичується оксид марганцю, що уже не зв'язується в міцні комплекси із кремнеземом –  $2MnO \cdot SiO_2$ ,  $MnO \cdot SiO_2$ , а перебуває у вільному виді. Якщо шлак окисного періоду не скачувати, то



марганець при переході від рудного кипіння до чистого кипіння починає відновлюватися.

*Дефосфорація металу в ДСП.* Середній вміст фосфору в шихті ДСП звичайно не перевищує 0,05%, але може бути й більше (до 0,1%) при великій частці товарного брухту й чавуну в шихті. Фосфор у металі окисляється оксидами заліза шлаку і міцно зв'язується в ньому вапном по реакції:



Чим більше оксидів заліза в шлаку і вище його основність, що виражається відношенням  $(CaO)/(SiO_2)$ , тим повніше фосфор переходить у шлак. Значно менший вплив має температура. При звичайних для шлаку кінця плавлення вмісті заліза у вигляді оксидів 10-16%, основності в межах 2,2-2,5 і 4-6% кількості шлаку у печі, у шлак переходить 70-80% усього фосфору шихти.

Для скорочення загальної тривалості плавки в ДСП доцільно операцію дефосфорації перенести з окислювального періоду в період плавлення.

Про завершеність дефосфорації можна судити за вмістом фосфору в попередній і першій пробах металу, взятих з печі. Якщо його вміст менше 0,010-0,015%, то дефосфорацію можна вважати завершеною.

Фосфор зі шлаку може відновитися при розкисленні сталі марганцем, кремнієм і, особливо, алюмінієм. Для запобігання відновлення фосфору зі шлаку, останній видаляють з печі перед остаточним розкисленням

З метою зменшення тривалості самого енергоємного періоду плавки сталі - періоду розплавлення використовуються наступні технологічні прийоми: попередній підігрів шихти з використанням тепла газів, що відходять, при проведенні попередньої плавки; активне використання газокисневих пальників для збільшення теплової потужності агрегату; активне використання кисневого дуття [10-11].

#### *Окислювання вуглецю в ДСП.*

Режим зневуглецювання ванни визначає й ряд якісних показників виробництва сталі: вихід придатної сталі, окисленість металу й вміст у ньому

неметалічних включень, що впливають на ступінь видалення шкідливих домішок з металу.

Процес окислювання вуглецю різко відрізняється від процесів окислювання інших елементів, тому що він йде з утворенням газоподібних продуктів реакції CO і CO<sub>2</sub>. Окислювання вуглецю, що міститься в металі, можливо лише на межі поділу фаз, тому що в результаті окислювання повинен утворитися газ і виділитися нова фаза у вигляді пухирця. Отже, окислювання вуглецю може відбуватися або на границі «шлак-метал», або на границі «метал-футеровка» [12,13].

Вуглець у рідкій сталі окисляється по двох реакціях:



Частка другої реакції (1.7) в окислюванні вуглецю значна лише при [%C]<0,05, а при [%C]>0,1 досить мала.

Окислення вуглецю газоподібним киснем дозволяє скоротити тривалість окислювального періоду, завдяки чому при витраті кисню 4-7 м<sup>3</sup>/т на 5-10 % збільшується потужність печей і на 5-12% знижується витрата електроенергії. Тепловий ефект реакції окислювання розчиненого у ванні вуглецю газоподібним киснем значний (139,7 кДж/моль) і приблизно в шість разів більше теплового ефекту реакції (1.6), що є основою інтенсифікації сталеплавильного процесу при заміні твердого окислювача (залізної руди, окалини) газоподібним киснем.

### 1.3.2 Відновний період плавки в ДСП

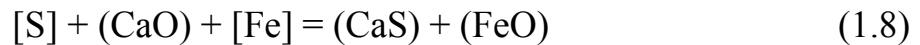
В цьому періоді плавки вирішуються наступні задачі: максимальне вилучення із металу кисню; десульфурація сталі; доведення металу до кінцевого складу готової сталі; нагрівання сталі до температури, необхідної для нормального розливання.

Методи боротьби з негативним впливом сірки можна розділити на два напрямки: зниження вмісту сірки в сталі при її виплавці - десульфурація;

введення до складу сталі таких елементів, які б утворювали сульфіді, що не викликають зниження механічних властивостей сталі (Mn, PЗМ, ЦЗМ).

*Десульфурация металу шлаком.* Основні шляхи зниження сірки в розплаві: використання чистих по сірці шихтових матеріалів, проведення десульфурации чавуну, якщо він використовується для виплавки сталі, проведення операції десульфурации сталі при її виплавці, проведення позапічної десульфурации сталі.

Процес десульфурации розплаву сталі можна описати рівнянням:

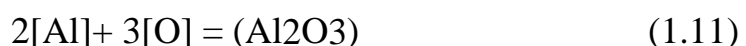


З вираження константи рівноваги реакції умови, що сприяють десульфурации сталі шлаком будуть наступні: знижена активність оксиду заліза в шлаку, підвищена активність вапна в шлаку, підвищена температура, знижена активність сульфідних сполук у шлаку.

Таким чином, на практиці найбільш активно процес десульфурации проходить у відновний період електроплавки, коли температура металу найбільш висока. Для інтенсификації цього процесу наводиться високоосновний розкислений білий або карбідний шлак, при цьому чим вище його маса, тим більше ступінь десульфурации металу.

На практиці використовують коефіцієнт розподілу сірки між шлаком й металом. Його величина досить сильно коливається й для різних шлаків відновлювального періоду може приймати значення від 15 до 300 [12-13].

*Розкислювання сталі.* З цією метою звичайно використовують феромарганець, феросиліцій, алюміній. При введенні розкислювачів відбуваються наступні реакції:



В результаті процесів розкислювання велика частина розчиненого кисню зв'язується в оксиди і віддаляється з ванни у вигляді нерозчинних в металі неметалічних включень. Процес цей протікає достатньо швидко і тривалість

відновного періоду в основному визначається часом, необхідним для утворення рідкоплинного шлаку.

В ході відновного періоду вводять легуючі - феротитан, ферохром тощо, а деякі, наприклад нікель, досаджують разом з шихтою. Добавки тугоплавких феровольфраму, фероніобію проводять на початку рафінування, оскільки потрібен значний час для їх розплавлення.

*Коригування хімічного складу сталі.* Одним з основних завдань відновлювального періоду є доведення плавки до заданого хімічного складу. На початку відновлювального періоду відразу після утворення шлакового покриву відбирають пробу металу для визначення вмісту вуглецю, марганцю, кремнію.

Витрата електроенергії у відновлювальний період складає 100-120 кВт\*год/т. Тривалість відновлювального періоду визначається тривалістю процесів утворення розкислювального шлаку, розкислення шлаку і металу, десульфурації й легування металу і у наш час становить 60-120 хв. Для збільшення продуктивності печей ці процеси доцільно інтенсифікувати або проводити процеси розкислення, десульфурації й легування в більш простих агрегатах (наприклад, у ковші).

Для скорочення тривалості відновлювального періоду рекомендується ряд заходів: підготовка шлакоутворюючих і феросплавів, механізація завантаження в піч, механізація перемішування металу, обробка металу в ковші рідкими синтетичними шлаками, газами, порошкоподібними матеріалами, вакуумування.

Утворення шлаку прискорюється, якщо шлакоутворюючі матеріали подавати в піч у дробленому й попередньо перемішаному вигляді.

Перемішування металу електромагнітним пристроєм збільшує швидкість видалення сірки й кисню, швидше розчиняються легуючі добавки, краще вирівнюються температура й склад ванни. Пристрій, що перемішує, полегшує роботу зі скачування шлаку. Тривалість плавки скорочується. При відсутності електромагнітного перемішування ванну можна перемішувати аргоном [11-13].

## 2 МАТЕРІАЛЬНИЙ БАЛАНС ПРОЦЕСУ ВИПЛАВКИ СТАЛІ МАРКИ 55С2 В ДУГОВІЙ ПЕЧІ

### 2.1 Шихтові матеріали для виплавки сталі в ДСП

#### 2.1.1 Металева частина шихти.

Основу шихти для ДСП складають *металевий брухт і скрап* (власні відходи металу, що утворюються при випуску та розливанні сталі). На 1 т сталі, що виплавляється в дугових печах, витрачається 950-1100 кг брухту.

Металевий брухт повинен мати певні габарити, насипну масу і бути досить чистим за вмістом шкідливих домішок і засміченням. Застосування легкового брухту небажано, оскільки це не дозволяє завантажити всю шихту в піч одним прийомом і змушує виробляти подвалку її після деякого розплавлення першої порції і звільнення достатнього обсягу в печі. Легковагий брухт може бути успішно використаний в дугових печах за умови його належної підготовки до плавки (різання ножицями, фрагментування). Особливо це відноситься до стружці, яку необхідно пакувати.

Застосування надмірно великих шматків брухту (бракованих злитків, недоливків) також небажано оскільки їх тривале розчинення в рідкому металі затягує процес плавлення. Згідно зі стандартами, прийнятими в європейських країнах, максимальний розмір шматка повинен бути не більше 1500×500×500 мм при масі  $\leq 0,9$  т.

Для плавки сталі в дугових печах застосовують і губчасті залізні матеріали у вигляді металізованих обкатків діаметром 3-20 мм. Ступінь металізації обкатків ( $Fe_{мет}/Fe_{заг}$ ) знаходиться зазвичай в межах 90-97%, при цьому вміст оксидів заліза в них 2,5-12%. Вміст вуглецю 0,2-2,0%. Перевага обкатків в порівнянні з брухтом: практично повна відсутність кольорових металів, однорідність складу [11].

*Чавун* вже давно використовується як шихтовий матеріал для виплавки електросталі. Рідкий чавун застосовують для прискорення розплавлення шихти і підвищення продуктивності ДСП, твердий - як карбюризатор для гарантованого науглецювання шихти. Переробні чавуни для електросталеплавильного виробництва за складом повинні відповідати наступним вимогам: вміст кремнію 0,6-1,25%, марганцю - до 1,75%, сірки 0,03-0,07%, фосфору 0,10-0,30%. Вміст вуглецю в середньому 4%.

Якщо кількість чавуну в шихті невелика, то він використовується у вигляді чушок, отриманих на розливних машинах доменного цеху або чавунного брухту [10].

### 2.1.2 Окислювачі.

Для інтенсифікації окислювальних процесів в метал необхідно вводити кисень. Джерелами кисню служать залізна руда, окалина і агломерат. Широке поширення отримало також продування металу газоподібним киснем. Залізну руду застосовують при виплавці сталі методом повного окислення. Присадка руди невеликими порціями забезпечує тривале рівномірне кипіння металу без підвищення температури металу, оскільки руда, що додається, постійно охолоджує метал. Це має особливе значення для ефективного видалення фосфору. Руду вводять під час завалювання і в окислювальний період. Необхідною вимогою є обмежений вміст  $\text{SiO}_2 \leq 8\%$ , мінімальний вміст сірки і фосфору. Бажано, щоб розмір шматків був в межах 20-70 мм.

Іноді замість руди використовують замітники - агломерат і окалину від прокату. Окалина від прокату вуглецевих сталей є найбільш чистим окислювачем, але внаслідок малої щільності вона затримується в шлаку і погано засвоюється металом. Для інтенсифікації окислення вуглецю під час окислювального періоду плавки на «свіжій» шихті, а також для швидкого підвищення температури металу, окислення надлишкового вуглецю і супутніх домішок при переплаві легованих відходів широко застосовують продування

металу киснем. Газоподібний кисень чистотою близько 99,5% потрапляє в ванну під тиском 1-1,2 МПа [1,14].

### 2.1.3 Шлакоутворюючі матеріали.

При виплавці сталі в основних ДСП для утворення основного шлаку використовують вапно, вапняк, плавиковий шпат, шамотний бій і пісок. Найбільш важливою складовою шлакових сумішей є вапно, яке отримують випалюванням вапняку в шахтних печах при 1100-1300 °С. Для виплавки високоякісної сталі використовують тільки свіжовипалене вапно. При зберіганні вапно інтенсивно поглинає вологу з повітря з утворенням гідроксиду кальцію  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , який розсипається в порошок. Волога, внесена вапном в піч, викликає збагачення сталі воднем. Тому застосування пилюватого вапна (так званої «пушонки») в електропечах абсолютно неприпустимо.

Для розрідження високоосновних шлаків застосовують плавиковий шпат, пісок і шамотний бій. Пісок ( $\text{SiO}_2$ ) знижує температуру плавлення основних шлаків, але при цьому знижується і основність шлаку. Тому в основних печах пісок застосовується обмежено. Основна вимога до піску - високий (до 95%) вміст  $\text{SiO}_2$  [1,17].

### 2.1.4 Розкислювачі і легуючі.

Для розкислення сталі і її легування розкислювальні і легуючі елементи застосовують у чистому вигляді або у вигляді сплавів з залізом або один з одним. Сплави, що застосовуються в якості розкислювачів і легуючих, повинні задовольняти ряду вимог:

1) вміст основного легуючого елемента в сплаві має бути максимальним. При низькому вмісті легуючих елементів збільшується маса присадки, що збільшує час її проплавлення і веде до підвищення витрат електроенергії і зниження продуктивності печі. Виняток становлять феросплави тугоплавких металів - феровольфраму і феромолібдену, для більш швидкого розчинення яких бажано мати більш низький їх вміст в сплаві;

2) сплави повинні бути чистими від шкідливих для сталі домішок, шлакових включень та газів. Це особливо важливо, тому що значну частину їх присаджують в піч лише наприкінці плавки або в ківш, коли рафінування металу вже закінчено;

3) шматки сплавів повинні бути певного розміру. Наявність великих шматків подовжує час їх розчинення.

#### 2.1.5 Карбюризатори.

До числа карбюризаторів відносять матеріали, що містять вуглець і використовуються для збільшення вмісту вуглецю в металі. Вони входять або до складу шихти, або їх вводять в рідкий метал. для науглецювання. У ЕСПЦ використовують головним чином чавун, кокс і електродний бій, в рідкісних випадках (внаслідок дефіциту) - деревне вугілля та сажу. Основною вимогою до карбюризаторів є низький вміст шкідливих домішок (головним чином сірки) і невелика зольність [11,17].

### **2.2 Розрахунок матеріального балансу плавки**

Розрахунок шихти до виплавки сталі марки 55С2 у дуговій електропечі з основною футеровкою проводиться з метою визначення кількості шлаку та його компонентів для окислювального й відновного періодів плавки, необхідної кількості легуючих добавок і розкислювачів й отримання металу заданого хімічного складу.

Хімічний склад сталі 55С2 по ДСТУ 8429-2015 та прийнятий для розрахунку приведені в табл. 2.1.



Таблиця 2.1 - Хімічний склад сталі марки 55С2 (ДСТУ 8429-2015), %

Елемент	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	S	P
По ГОСТу	0,52-0,60	1,50-2,0	0,6-0,9	до 0,30	до 0,25	до 0,20	≤0,035	≤0,035
Прийнятий для розрахунку	0,56	1,75	0,75	0,15	0,15	0,10	0,020	0,020

В якості шихтових матеріалів використовують сталевий брухт та чавун, хімічний склад яких наведено в табл. 2.2.

Розрахунок шихти проводимо за методикою [15].

Розрахунок проводиться на 100 кг завалки. Шихта складається з розрахунку отримання в кінці періоду окислення вуглецю на 0,03% нижче за нижню межу заданої марки сталі (для високо- і середньовуглецевих сталей). Кількість випалюваного вуглецю за окислювальний період не менше 0,2-0,3% для високо вуглецевих сталей.

Таблиця 2.2 - Хімічний склад металевої частини шихти

Шихтовий матеріал	Вміст елементів, %				
	C	Mn	Si	S	P
				не більше	
Сталевий брухт	0,30	0,35	0,30	0,03	0,035
Чавун	3,95	0,65	0,85	0,04	0,25

Визначення необхідної кількості вуглецю в шихті.

$$[C]_{зав.} = [C]_{н.межа} + [C]_{кип.} - [C]_{навуг.} - 0,05 = 0,52 + 0,2 - 0,03 - 0,05 = 0,64\%$$

де 0,05% вуглецю, що взаємодіє з окалиною шихти.

Приймаємо склад шихти: сталевий брухт – 90%, чавун – 10%

Визначення вмісту елементів в заваленні:

$$[C] = \frac{90 \cdot 0,30}{100} + \frac{10 \cdot 3,95}{100} = 0,67\%$$

де 0,30 і 3,95 – вміст вуглецю в сталевому брухті та чавуні, %

Оскільки в завалці вміст вуглецю більше 0,64%, то додаткового науглецювання не потрібно.

Аналогічно підраховується вміст інших елементів завалки:

$$[Mn] = \frac{90 \cdot 0,35}{100} + \frac{10 \cdot 0,65}{100} = 0,38\% \quad [S] = \frac{90 \cdot 0,03}{100} + \frac{10 \cdot 0,04}{100} = 0,031\%$$

$$[Si] = \frac{90 \cdot 0,3}{100} + \frac{10 \cdot 0,85}{100} = 0,265\% \quad [P] = \frac{90 \cdot 0,035}{100} + \frac{10 \cdot 0,25}{100} = 0,0565\%$$

Плавка проводиться за класичною технологією та умовно розбивається на два періоди: окислювальний та відновний.

### 2.2.1 Окислювальний період плавки

Зміна хімічного складу металу за окислювальний період приведена в табл.2.3.

Відомо, що вміст Mn знижується на 60–80%, прийнято 75%; вміст S знижується на 20–30%, прийнято 25%; вміст P знижується на 75%.

Таблиця 2.3 - Зміна хімічного складу металу за окислювальний період

Окислювальний період	Вміст елементів, %				
	C	Mn	Si	P	S
Завалка	0,67	0,38	0,265	0,0565	0,031
Видалено	0,20	0,285	0,265	0,0424	0,0078
Метал кінця окислювального періоду	0,47	0,095	сліди	0,014	0,0232

Необхідно визначити кількість шлаку  $U_1$ , руди  $Y_1$ , вапна  $Z_1$ .

У шлаках окислювального періоду міститься, %:

$$\begin{aligned} CaO &- 40-55\% && \text{Приймаємо} & 45\% \\ FeO &- 15-25\% && \text{Приймаємо} & 15\% \\ SiO_2 &- 10-12\% && \text{Приймаємо} & 10\%. \end{aligned}$$

При такому хімічному складі шлаку коефіцієнт розподілу фосфору може бути прийнятий:

$$\eta = \frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = 10000.$$

Кількість  $P_2O_5$ , яка переходить в шлак при окисленні фосфору в металі:

$$(P_2O_5)_{nep} = \frac{\Delta[P] \cdot 142}{62} = \frac{0,0424 \cdot 142}{62} = 0,097\%.$$

Допустимий вміст  $P_2O_5$  в шлаку:

$$(P_2O_5)_{дон} = \eta \cdot [P]^2 = 10000 \cdot [0,014]^2 = 1,96\%.$$

Кількість шлаку, необхідного для дефосфорації металу до заданих значень:

$$U_1 = \frac{(P_2O_5)_{nep}}{(P_2O_5)_{дон}} \cdot 100 = \frac{0,097}{1,96} \cdot 100 = 4,95 \text{ кг}.$$

Це значення потрапляє в допустимі межі 4,0–8,0 кг.

При розрахунку кількості кисню, необхідного для окислення домішок, приймаємо, що 75% вуглецю окислюється до CO і 25% до CO<sub>2</sub>. Результати розрахунку приведені в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 - Розрахунок кількості кисню, необхідного для окислення домішок

Елемент	Окислюється, %	За реакцією	Необхідна кількість кисню, кг	Кількість продуктів реакції, кг
C	0,20 CO-0,15 CO <sub>2</sub> -0,05	$C + 0,5O_2 = CO$ $C + O_2 = CO_2$	$\frac{0,15 \cdot 16}{12} = 0,2$ $\frac{0,05 \cdot 32}{12} = 0,133$	$\frac{0,15 \cdot 28}{12} = 0,35$ $\frac{0,05 \cdot 44}{12} = 0,183$ $\Sigma = 0,533$
Si	0,265	$Si + O_2 = SiO_2$	$\frac{0,265 \cdot 32}{28} = 0,303$	$\frac{0,265 \cdot 60}{28} = 0,567$
Mn	0,285	$Mn + 0,5O_2 = MnO$	$\frac{0,285 \cdot 16}{55} = 0,083$	$\frac{0,285 \cdot 71}{55} = 0,367$
P	0,0424	$2P + 5/2O_2 = P_2O_5$	$\frac{0,0424 \cdot 80}{62} = 0,055$	$\frac{0,0424 \cdot 142}{62} = 0,097$
	$\Sigma P = 0,7824$		$\Sigma O_2 = 0,774$	$\Sigma = 1,032$

Кількість закису заліза, необхідного для окислення домішок:

$$[FeO]_{ок.пр.} = \sum O_2 \cdot \frac{72}{16} = 0,774 \cdot \frac{72}{16} = 3,483 \text{ кг}.$$

Кількість закису заліза, необхідного для утворення шлаку заданого складу:

$$(FeO)_{утв.шл.} = \frac{U_1 \cdot (FeO)}{100} = \frac{4,95 \cdot 15}{100} = 0,792 \text{ кг}.$$

Вміст кисню в металі до кінця окислювального періоду визначається із співвідношення:

$$[C] \cdot [O] = 0,0027$$

$$[O] = \frac{0,0027}{[C]_{к.ок.}} = \frac{0,0027}{0,47} = 0,006 \text{ кг}.$$

Вміст закису заліза в металі:

$$[FeO]_{мет} = \frac{[O] \cdot 72}{16} = \frac{0,006 \cdot 72}{16} = 0,027 \text{ кг}.$$

У закисі заліза:  $[Fe] = \frac{0,027 \cdot 56}{72} = 0,021 \text{ кг}.$

Необхідна кількість FeO в шлаку:

$$(FeO)_{шл} = [FeO]_{ок.пр.} + (FeO)_{утв.шл.} + [FeO]_{мет} = 3,483 + 0,792 + 0,027 = 4,302 \text{ кг}.$$

Необхідна кількість  $Fe_2O_3$  у руді:

$$Fe_2O_3 = \frac{(FeO)_{шл} \cdot 160}{216} = \frac{4,302 \cdot 160}{216} = 3,187 \text{ кг}.$$

Вміст заліза в руді:  $\frac{3,187 \cdot 56}{160} = 1,115 \text{ кг}.$

Необхідна кількість залізної руди:

$$Y_1 = \frac{Fe_2O_3}{Fe_2O_{3руд}} = \frac{3,187}{90} \cdot 100 = 3,541 \text{ кг},$$

де 90 – вміст  $Fe_2O_3$  у залізній руді, %.

Необхідна кількість вапна:

$$Z_1 = \frac{U_1(CaO)}{92} = \frac{4,95 \cdot 45}{92} = 2,42 \text{ кг},$$

де 92 – вміст CaO у вапні, %.

За практичними даними перехід магнію в шлак з футеровочних та заправних матеріалів складає 6-12 кг/т. Приймаємо 9 кг/т або 0,9 кг на 100 кг завалки, з них 0,6 в окислювальний і 0,3 у відновний періоди плавки. 50%

магнезиту викачується зі шлаком після розплавлення шихти. Після цього проводиться уточнений розрахунок кількості й складу шлаку окислювального періоду плавки та визначається його основність (таблиця 2.5).

Основність шлаку окислювального періоду звичайно коливається від 2 до 3,5.

$$B = \frac{(CaO)}{(SiO_2)} = \frac{2,247}{0,832} = 2,70.$$

Вихід металу першого періоду:

$$X_1 = 100 + [FeO]_{ок.пер.} - \sum O_2 - \sum P + Fe_{FeO} - Fe_{вигар} - Fe_{руд}$$

$$X_1 = 100 + 3,483 - 0,774 - 0,7924 + 0,021 - 2 - 1,115 = 98,8226 \text{ кг}$$

де  $Fe_{вг}$  – вигар, прийнятий 20 кг/т.

Матеріальний баланс окислювального періоду плавки приведений у таблиці 2.6.

Втрати металу при викачуванні шлаку за практичними даними складають 0,2-0,3%, що при 0,2% складі:

$$\frac{98,8226 \cdot 0,2}{100} = 0,1977 \text{ кг}.$$

Таблиця 2.6 - Матеріальний баланс окислювального періоду плавки

Внесено, кг		Отримано, кг	
Сталевого брухту	90,000	Металу	98,8226
Чавуну	10,000	Шлаку	4,585
Залізної руди	3,541	Вигару	2,00000
Вапна	2,42	Газів	0,533
Магнезиту	0,300	Втрати при викачуванні	0,20281
<b>Усього</b>	<b>106,261</b>	<b>Усього</b>	<b>106,1383</b>

Нев'язка:  $\frac{106,261 - 106,1383}{106,1383} \cdot 100 = 0,12\%$ .

Таблиця 2.5 - Уточнений розрахунок кількості та складу шлаку окислювального періоду плавки

Джерело надходження	Витрати, кг	Компоненти														Усього, кг
		CaO		FeO		SiO <sub>2</sub>		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		MnO		MgO		P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
Метал							0,567				0,367				0,097	1,031
Залізна руда	3,541	0,2	0,0071		0,531	5,75	0,204	2,5	0,089			0,3	0,011	0,15	0,0053	0,847
Вапно	2,42	92	2,23	0,86	0,021	2,1	0,051	1,0	0,024			3,3	0,08	0,10	0,0024	2,409
Магнезит	0,3	3,6	0,0108	2,7	0,008	3,35	0,010	0,1	0,0003			90,25	0,270			0,3
Усього, кг			2,247		1,040		1,147		0,1133		0,367		0,361		0,1047	4,5852
<b>Усього, %</b>		<b>49,01</b>		<b>12,22</b>		<b>18,16</b>		<b>2,46</b>		<b>8,0</b>		<b>7,87</b>		<b>2,28</b>		<b>100</b>

## 2.2.2 Відновний період плавки

У відновний період плавки проводиться визначення необхідної кількості розкислювачів і легуючих добавок (табл. 2.10). Позначимо через  $X_2$  вихід металу відновного періоду плавки:

$$X_2 = X_1 + P_{FeMn} + P_{FeSi} + P_K,$$

де  $X_1$  – вихід металу першого періоду;  $P_{FeMn}$  – вага феромарганцю, вміст марганцю 85%;  $P_{FeSi}$  – вага феросиліцію, вміст кремнію 75%;  $P_K$  – вага коксу, вміст вуглецю 86,5%.

$$P_{FeMn} = \frac{X_2[Mn]_{розр.} - X_1[Mn]_{к.ок.}}{[Mn]_{FeMn}} = \frac{0,75X_2 - 98,8226 \cdot 0,095}{85} = 0,0088X_2 - 0,1105$$

$$P_{FeSi} = \frac{X_2[Si]_{розр.} - X_1[Si]_{к.ок.}}{[Si]_{FeSi}} = \frac{1,75X_2 - 98,8226 \cdot 0}{75} = 0,0233X_2$$

$$P_K = \frac{X_2[C]_{розр.} - X_1[C]_{к.ок.}}{[C]_K} = \frac{0,56X_2 - 98,8226 \cdot 0,47}{0,6 \cdot 86,5} = 0,0108X_2 - 0,895.$$

Тоді:  $X_2 = 98,8226 + 0,0088X_2 - 0,1105 + 0,0233X_2 + 0,0108X_2 - 0,895$ .

Після перетворення одержимо:  $X_2 = 102,202$

Визначення вагової кількості феросплавів:

$$P_{FeMn} = 0,0088 \cdot 102,202 - 0,1105 = 0,7889 \text{ кг}$$

$$P_{FeSi} = 0,0233 \cdot 102,202 = 2,381 \text{ кг}$$

$$P_K = 0,0108 \cdot 102,202 - 0,895 = 0,209 \text{ кг}.$$

Загальна витрата розкислювачів і легуючих складає 3,3789 кг.

Таблиця 2.7 - Приблизний хімічний склад шлаків відновного періоду, %

CaO	CaF <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	FeO
50-60	5-10	2-5	15-20	до 0,7

Коефіцієнт розподілу сірки у відновний період плавки коливається від 25 до 40. Приймаємо  $\eta_s = (S)/[S] = 30$

$$\text{Тоді } (S) = \eta_s [S] \quad (S) = 30 \cdot 0,020 = 0,60\% .$$

Кількість сірки, яку необхідна видалити:  $\Delta[S]_{\text{вуд}} = [S]_I + [S]_{\text{фер}} - [S]_{II}$ .

Вміст сірки в добавках:  $S_{\text{FeMn}} = \frac{0,7889 \cdot 0,03}{100} = 0,000237 \text{ кг}$ .

Аналогічно:

$S_{\text{FeSi}} = \frac{2,381 \cdot 0,02}{100} = 0,00048 \text{ кг}$        $S_{\text{К}} = \frac{0,209 \cdot 2,00}{100} = 0,00418 \text{ кг}$

Разом: 0,004897 кг.

Тоді

$\Delta[S]_{\text{вуд}} = [S]_I + [S]_{\text{фер}} - [S]_{II} = 0,0232 \frac{98,8226}{100} + 0,00418 - 0,02 \frac{102,202}{100} = 0,008$ .

Необхідна кількість шлаку при вмісті (CaO) 55%:

$$U_2 = \frac{\Delta[S]_{\text{вуд}} \cdot 100}{(S)} = \frac{0,008 \cdot 100}{0,60} = 1,34 \text{ кг}.$$

Необхідна кількість вапна в шлаку:  $55U_2 = 92Z_2$ ,

де 92 – вміст CaO у вапні.

$$Z_2 = \frac{55 \cdot 1,34}{92} = 0,80 \text{ кг}.$$

Задаємося складом шлакової суміші: вапно – 60%; плавиковий шпат – 15%; шамотний бій – 25%.

Вага плавикового шпату:  $P_{\text{ш.п.}} = \frac{Z_2 \cdot 15}{60} = \frac{0,80 \cdot 15}{60} = 0,20 \text{ кг}$ .

Вага шамотного бою:  $P_{\text{ш.б.}} = \frac{Z_2 \cdot 25}{60} = \frac{0,8 \cdot 25}{60} = 0,33 \text{ кг}$ .

Уточнена кількість і склад шлаку відновного періоду плавки приведені в таблиці 2.8.

Основність шлаку відновного періоду плавки коливається від 2,5 до 3,5.

Основність шлаку відновного періоду:  $B = \frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = \frac{0,9746}{0,3246} = 3,0$ .

### 2.2.3 Розрахунок розкислювачів

Вноситься закису заліза:

Металом першого періоду – 0,027 кг.

Шлаком першого періоду:  $0,1 \cdot \frac{4,585 \cdot 12,22}{100} = 0,056 \text{ кг}$ .



Вноситься  $Fe_2O_3$  :

$$\text{Вапном} \quad \frac{0,80 \cdot 0,6}{100} = 0,0048 \text{ кг} .$$

$$\text{Плавииковим шпатом} \quad \frac{0,20 \cdot 0,8}{100} = 0,0016 \text{ кг} .$$

$$\text{Магнезитом} \quad \frac{0,3 \cdot 2}{100} = 0,006 \text{ кг} .$$

$$\text{Шамотом} \quad \frac{0,33 \cdot 2}{100} = 0,0066 \text{ кг} .$$

$$\text{Перерахунок на } (FeO) = 0,019 \cdot 1,35 = 0,0257 \text{ кг}$$

$$\sum FeO = 0,027 + 0,056 + 0,0257 = 0,1087 \text{ кг} .$$

Кількість FeO, що залишається в металі і шлаку:

$$\text{Приймаємо} \quad [Si] \cdot [FeO]_{II}^2 = 6,02 \cdot 10^{-5} .$$

$$\text{Звідси } [FeO]_{II} = \sqrt{\frac{6,02 \cdot 10^{-5}}{1,75}} = 0,0059 .$$

$$\text{FeO шлаку II період} \quad (FeO)_{шлII} = \frac{1,9882 \cdot 0,5}{100} = 0,00994 \text{ кг}$$

Відновиться (FeO):

$$(FeO)_{від} = \sum (FeO) - [FeO]_{II} - (FeO)_{II} = 0,1087 - 0,0059 - 0,00994 = 0,0929 .$$

$$\text{Витрата вуглецю для відновлення:} \quad C_{від} = \frac{0,0929 \cdot 12}{72} = 0,016 \text{ кг} .$$

$$\text{Одержано газоподібних продуктів реакції:} \quad \frac{0,016 \cdot 28}{12} = 0,036 \text{ кг} .$$

Таблиця 2.8 - Уточнений розрахунок кількості та складу шлаку відновного періоду плавки

		Джерело надходження								
		Вапно	Плавикий	Магнезит	Шамотний	Метал-1	Шлак-1	Феросплави	Усього, кг	Усього, %
<b>Витрати,</b>		<b>0,80</b>	<b>0,20</b>	<b>0,30</b>	<b>0,33</b>	<b>98,82</b>	<b>0,459</b>	<b>3,3789</b>		
Компоне										
<i>CaO</i>	%	92	0,4	3,5	0,7		49,01			<b>49,25</b>
	кг	0,73	0,0008	0,0105	0,00231		0,225		0,974	
<i>SiO<sub>2</sub></i>	%	2,5	3,1	3,45	62		18,16			<b>16,33</b>
	кг	0,02	0,0062	0,0103	0,2046		0,083		0,324	
<i>S</i>	%	0,1	0,2			0,023				<b>1,47</b>
	кг	0,00	0,0004	0,0003		0,023		0,0049	0,029	
<i>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></i>	%	1	0,2	0,1	35		2,46			<b>6,82</b>
	кг	0,00	0,0004		0,1155		0,011		0,135	
<i>CaF<sub>2</sub></i>	%		95							<b>9,56</b>
	кг		0,19						0,19	
<i>MgO</i>	%	3,3		90,25	0,3		7,87			<b>16,81</b>
	кг	0,02		0,2707	0,00099		0,036		0,334	
Усього,		0,79	0,1978	0,2919	0,3234	0,023	0,355	0,0049	1,988	<b>100</b>

Таблиця 2.9 - Матеріальний баланс відновного періоду плавки

Внесено, кг		Отримано, кг	
Металу першого періоду	98,8226	Металу другого періоду	102,202
Шлаку першого періоду	0,459	Шлаку другого періоду	1,9882
Вапна	0,80	Газів	0,036
Плавикового	0,20		
Шамотного боя	0,33		
Коксу	0,209		
Магнезиту	0,30		
Феросиліцію	2,381		
Феромарганцю	0,7889		
<b>Усього</b>	<b>104,2905</b>	<b>Усього</b>	<b>104,2262</b>

Нев'язка: 
$$\frac{104,2905 - 104,2262}{104,2262} \cdot 100 = 0,06\%..$$

Остаточне розкислювання металу проводиться алюмінієм (0,8-1,0) кг/т. Алюміній присаджується або в піч перед випуском плавки, або під час випуску плавки в ківш. Допускається присадка алюмінію в ківш перед випуском плавки.

Перевірка хімічного складу металу представлена у таблиці 2.11.

Таблиця 2.10 - Хімічний склад розкислювачів та легуючих, %

Марка	C	Si	Mn	Cr	Ni	S	P
ФС75	–	75	0,4	0,4	–	0,02	0,05
ФМн0,5	0,5	2,0	85	–	–	0,03	0,3

Таблиця 2.11 - Перевірка хімічного складу металу

Джерело надходження	кг	Вміст елементів, %				
		C	Mn	Si	P	S
Метал 1-го періоду	98,8226	0,465	0,095	–	0,014	0,0232
<i>FeSi</i>	2,381	-	0,0095	1,786	0,0012	0,00048
<i>FeMn</i>	0,7889	0,00395	0,671	0,0158	0,00237	0,00024
Кокс	0,209	0,108	–	–	–	0,0041
Переходить до шлаку	–	–	–	–	–	0,008
Склад металу згідно ДСТу	–	0,52-0,60	0,60-0,90	1,50-2,0	<0,035	<0,035
Прийнято для розрахунку	–	0,56	0,75	1,75	0,020	0,020
Отримано	102,2015	0,57695	0,776	1,802	0,0176	0,0202

Таким чином, як видно з таблиці 2.11, отримана сталь марки 55С2 відповідає за хімічним складом вимогам стандарту.

## 3 ЕНЕРГЕТИЧНИЙ БАЛАНС ПЛАВКИ В ДСП

### 3.1 Опис конструкції сучасної електросталеплавильної дугової печі

Більшість ДСП працюють на трифазному змінному струмі з частотою 50 Гц. В Україні і СНГ знаходяться в експлуатації серійні ДСП номінальної ємності, т: 0,5; 1,5; 3; 6; 12 (малі); 25; 50 (середні); 100 і 200 т (великі) (рис. 3.1).

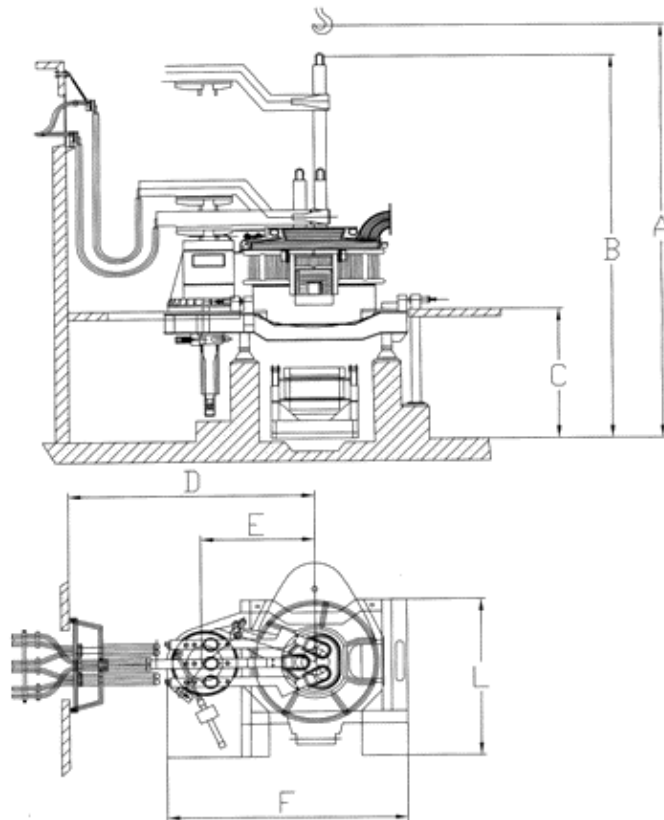


Рисунок 3.1 – Габаритні розміри сучасної дугової сталеплавильної печі (до табл. 3.1)

До основних експлуатаційних показників ДСП відносяться продуктивність і питома витрата електроенергії, які в значній мірі залежать від параметрів і форми робочого простору, габаритів і маси печі, надійності обслуговуючих її механізмів, стійкості футеровки, значень електричних параметрів (величина коефіцієнта потужності  $\cos \varphi$  і електричний ККД  $\eta_E$ ) [1,9].

Таблиця 3.1 – Габаритні розміри дугових сталеплавильних печей

Маса плавки, т	<b>50</b>	<b>80</b>	<b>100</b>	<b>120</b>	<b>150</b>	<b>180</b>
Діаметр днища, мм	490	5500	6100	6500	7000	7500
A, мм	1860	1965	2150	2150	2250	2370
B, мм	1830	1935	2110	2110	2210	2330
C, мм	6200	6800	7000	7000	7300	7300
D, мм	9300	10450	11300	11750	12200	12800
E, мм	4200	4700	5200	5200	5500	5800
F, мм	9500	10700	11700	11700	12700	13700
L, мм	5900	6500	7500	7500	7900	8400
Площа водяного охолодження, м <sup>2</sup>	28	35	45	49,5	57,5	61

Корпус дугової сталеплавильної печі оснащений робочим вікном, для огляду робочого простору печі, видалення шлаку і виконання різних технологічних операцій (вимірювання температури, відбіру проб тощо). Основними складовими частинами робочого вікна є арка і заслінка з механізмом підйому, які є зварними трубчастими водоохолоджуваними конструкціями. Під еркером печі закріплюється затвор (відкидного або ковзного типу), який закриває сталевипускний отвір. Затвор оснащений приводом, як правило, гідравлічним.

Корпус, як правило, складається з двох рознімних частин – днища і кожуха печі. Днище кожуха печі повторює конфігурацію ванни печі і виготовлено штампуванням з котельні листової сталі.

У сучасних печах по периметру кожуха виконують кілька технологічних вікон для установки стаціонарних стінових паливо-кисневих пальників, інжекторів для подачі порошкоподібних матеріалів, а також отвір в кришці

еркера – для обслуговування сталевипускного отвори. У подині є, зазвичай, три-чотири отвори з кріпленнями для розміщення продувних пробок.

Вогнетривка футеровка ванни печі, що складається з подини і бічних стін працює в умовах різких коливань температури, великих теплових навантажень, механічного та хімічного впливу шихтових матеріалів. Подина і вертикальні стіни ванни, що знаходяться під рівнем розплавленого металу можуть бути футеровані обпаленою магнезитовою цеглою в комбінації з вогнетривкою масою. Укоси формують із застосуванням різних видів набивної вогнетривкої маси, до складу якої входить хімічне в'язуче. Перед набиванням вогнетривку масу зволожують шляхом додавання 3-5% води. Для підвищення стійкості елементів вогнетривкої частини ванни печі в зоні шлакового поясу зазвичай застосовують магнезитову цегла на синтетичному смоляному в'язучому.

Для термічно навантаженої частини вогнетривкої футеровки стін над шлаковим поясом (до водоохолоджуваних панелей) зазвичай застосовують периклазовуглецеві вогнетриви із вмістом залишкового вуглецю не менше 7%. Простір між цегляними стінами і водоохолоджуваними панелями стін заповнюють набивної масою.

Кожух печі формує вільний простір і являє собою водоохолоджуваний трубчастий каркас-колектор, зварений з двох або трьох горизонтальних поясів і вертикальних стоек. З внутрішньої поверхні у вікнах кожуха розміщуються стінові водоохолоджені панелі (8-14 штук).

Водоохолоджені панелі при роботі печі конденсують на своїй поверхні рідкі частинки плавильного пилу, шлаку і покриваються шаром гарнісажу. Природно, що застосування водоохолоджуваних конструкцій призводить до зростання енергетичних витрат, величина яких залежить від місткості печі, питомої потужності пічного трансформатора, технології та організації виробництва. Якщо врахувати досить високу стійкість водоохолоджуваних панелей (близько 10 тис. годин), економію вогнетривів (з 26 до 1,5 кг/т), а також забезпечення високого ступеня готовності агрегату до роботи,

економічна ефективність експлуатації водоохолоджуваних елементів не викликає сумнівів.

В даний час площа охолоджуваної поверхні стін займає до 80-95%, а склепіння – до 100%. Матеріалом труб служить в більшості випадків котельна сталь (наприклад, марки 20к), а в разі високої величини щільності теплового потоку (більше 2000 кВт/м<sup>2</sup>) застосовують мідні труби. Для утримання набивання і гарнісажу поверхня панелі може бути ошипована.

Водоохолоджуване склепіння електропечі (рис. 3.2) встановлюється на кожух і ізолює зверху робочий простір печі. Склепіння ДСП складається з центральної та периферійної частин. Центральна вогнетривка частина виконується, як правило, з високоглиноземистої цегли або жароміцного бетону і може мати круглу або дельтоподібну форму.

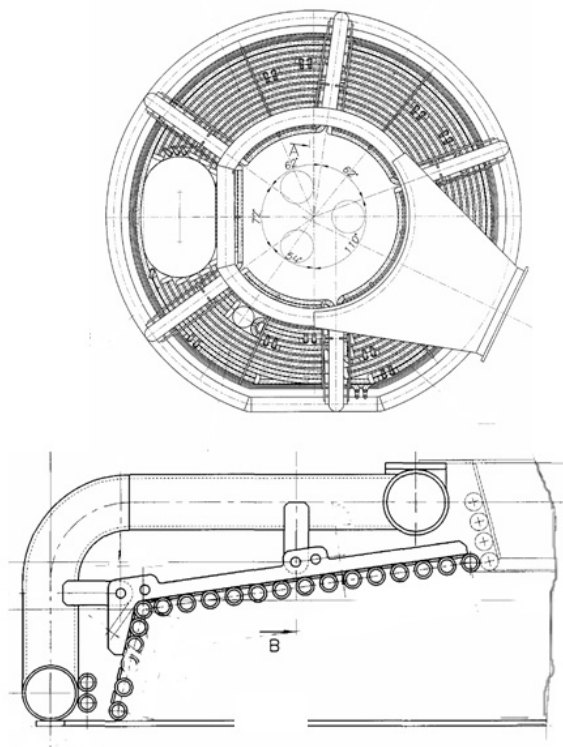


Рисунок 3.2– Загальний вигляд водоохолоджуваного склепіння ДСП

Опорна конструкція сучасної дугової сталеплавильної печі – це сталева зварна конструкція, на верхній горизонтальній рамі (платформі) якої



встановлений корпус печі і, як правило, роликовий вінець системи повороту склепіння і електродів.

Платформа спирається на два (іноді три) опорних сегмента. Для забезпечення скачування шлаку через поріг робочого вікна кут нахилу печі становить близько 10-12°. Нахил печі зі швидкістю 0,5-3,5 град./сек виконується за допомогою гідравлічного приводу.

Розкриття робочого простору ДСП для завантаження шихти баддями проводиться шляхом підйому (зі швидкістю 50 мм/сек) і повороту склепіння з електродами (на 105°).

Опора електродотримачів (рис. 3.3) сучасних печей має в поперечному перерізі циліндричну форму і розміщує механізм підйому і повороту склепіння, а також електродів, і може повертатися навколо вертикальної осі. Поворот здійснюється в роликовому вінці опорної конструкції ДСП.

Механізм підйому склепіння змонтований із зовнішнього боку опори електродотримачів у вигляді підйомного штоку, який приводиться в дію за допомогою гідравлічного циліндра і при русі вгору входить в гніздо консолі склепіння печі.

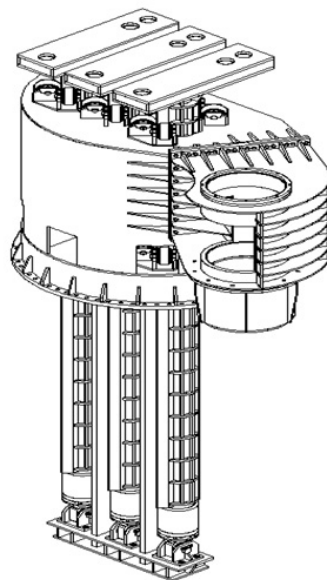


Рисунок 3.3 – Опора електродотримачів з корпусом механізму підйому склепіння

Колони електродотримачів мають круглий або коробчатий перетин і встановлені в направляючих роликах. Гідроциліндри підйому електродів знаходяться всередині колон. Технологічна швидкість переміщення електродів становить близько 120, форсажна – 300 мм/сек.

Струмопровідні електродотримачі сучасної ДСП виконують у вигляді коробчатого профілю з плакуванням міддю листової сталі або з алюмінію. Електрична ізоляція в цьому випадку розташовується тільки на подушці колони електродотримача. Така конструкція має підвищену надійність і виключає необхідність постійного контролю стану ізоляції між трубошиною і рукавом електродотримача.

В ході плавки електроди нагріваються вище температури початку інтенсивного окислення графіту повітрям. Для охолодження графітованих електродів найбільшого поширення набули пристрої спреєрного охолодження, вбудовані в рукава електродотримачів. коли з головки електродотримача подається вода, яка по поверхні електрода стікає до рівня склепіння печі. В результаті охолодження вигар бічній поверхні електрода зменшується, що дозволяє досягти 30% економії.

Традиційна схема евакуації і очищення пічного газу передбачає відсмоктування газів з печі через отвір в склепінні. У цьому випадку найбільше розрядження створюється в зоні патрубків склепіння, в той час коли в інших зонах має місце невеликий надлишковий тиск. Прагнення усунути неорганізовані викиди призводить до збільшення локальних швидкостей газового потоку по найкоротшому шляху від робочого вікна і нещільності до отвору в склепінні, при цьому зростають втрати матеріалів в систему газоочистки і вигар електродів в результаті підсосу повітря.

Зниження виносу пилу в систему газоочистки може бути забезпечене шляхом зміни конструкції дугового печі і зокрема склепіння. Зміна системи газовідбору дозволяє знизити швидкість пічних газів, що має сприяти зменшенню виносу великих часток в систему газоочистки і підсосу повітря через нещільності печі. Наприклад, в печі фірми «Danieli» була випробувана

конфігурація склепіння «циклонного» типу з тангенціальною системою відсмоктування пічних газів, а на 100-т ДСП ВАТ «Донецький металургійний завод» перевірена ідея розподілу газовідбору по всій поверхні склепіння [18]. Варто відзначити, що склепіння такої конструкції мають велику водоохолоджувану поверхню і в процесі експлуатації через утворення гарнісажу їх маса істотно зростає, що в свою чергу може викликати додатковий знос і поломки механізмів печі [1,11,16].

### **3.2 Енергетичний баланс плавки в ДСП**

Раціональний енергетичний режим протягом плавки є необхідною умовою правильної експлуатації ДСП. Складання енергетичного балансу дає повну енергетичну картину і дозволяє визначити заходи по підвищенню ефективності роботи ДСП.

Енергетичний баланс складається з прибуткових і видаткових частин, взятих за час однієї плавки.

#### Прихід енергії:

- 1)  $Q_1$  – тепло, що вноситься в піч електроенергією;
- 2)  $Q_2$  – тепло матеріалів, що вводяться в піч за плавку: скрапу, коксу, руди, легуючих добавок та інших матеріалів. Ця складова для печей, що працюють на твердій завалці, мала, і нею можна знехтувати;
- 3)  $Q_3$  – тепло екзотермічних реакцій, яке визначається тільки металургійним розрахунком. Ця теплота, при використанні під час плавки кисню для продування ванни, може становити до 30÷40% від загального приходу тепла і від 8 до 12% без використання кисню;
- 4)  $Q_4$  – теплота від окислення електродів, яку можна визначити, зважуючи або обміряючи електроди на початку і в кінці плавки. Значення  $Q_4$  становить від 2 до 4% від загального приходу тепла.

#### Витрати енергії:

1)  $Q'_1$  – тепло продуктів плавки. Тепло продуктів плавки становить 50÷65% від загальної витрати тепла, з них 7÷10% припадає на частку шлаку;

2)  $Q'_2$  – тепло ендотермічних реакцій, яке визначають розрахунковим шляхом. Це тепло становить 4÷8% від загальної витрати тепла;

3)  $Q'_3$  – всі види теплових втрат печі, які становлять 25÷35% від загальної витрати тепла. У них входять втрати через футеровку склепіння, стін і подини. З них 12% припадає на частку втрат через футеровку; теплові втрати випромінюванням через відкриті дверці становлять 2,5÷3,0%; втрати тепла при завантаженні 1,5÷3,0%; втрати тепла з вихідними з печі газами зазвичай складають 2÷4%, але при використанні кисню вони можуть досягати 15÷20% від загальних; втрати тепла з охолоджувальною водою можуть досягати 3÷7%, а електричні втрати зазвичай складають 8÷10% від загальної витрати тепла.

Основний прихід енергії в піч припадає на тепло, що виділяється при горіння дуги (60%), і тепло екзотермічних реакцій (37%).

Основна частка витрат тепла припадає на тепло сталі (46,2%) і тепло, що йде з пічними газами (17%) [1,16-17].

### 3.3 Розрахунок енергетичного балансу плавки

Енергетичний баланс плавки складається для визначення потужності пічного трансформатору. Тому він складається для періоду розплавлення, тому ще в цей період енергоспоживання печі максимальне. Час розплавлення звичайно складає 0,5-0,8 від загального часу плавки.

Загальний вигляд енергетичного балансу представлено формулою (1):

$$Q_e + Q_{екз} + Q_{ел} = Q_{кор} + Q_{енд} + Q_{т.втр.} + Q_{г} + Q_{в} + Q_{випр} + Q_{ел} + Q_{еп}$$

де  $Q_e$  – теплота джерела живлення;  $Q_{екз}$  – теплота екзотермічних реакцій;  $Q_{ел}$  – теплота згоряння електродів;  $Q_{кор}$  – корисна теплота (продуктів плавки);  $Q_{енд}$  – теплота ендотермічних реакцій;  $Q_{т.втр.}$  – теплові втрати через кладку;  $Q_{випр}$  – теплові втрати випромінюванням через робоче вікно;  $Q_{г}$  – втрати тепла з

вихідними з печі газами;  $Q_b$  – втрати тепла з охолоджувальною водою;  $Q_r$  – втрати теплопровідністю через електроди;  $Q_{еп}$  – електричні втрати.

При розрахунку всі довідкові величини прийняті за даними [1,19-20].  
Приймаємо масу корисної металозавалки  $M=50$  т, час розплавлення – 1 год;  
перегрів  $\Delta t_{пер}=150$  °С.

1) Теплота екзотермічних реакцій визначається за рівнянням:

$$Q_{екз} = \sum A_i * M_1 * q_i, \text{ кДж}$$

де  $A_i$  – тепловий ефект реакції окислення (кВт\*год/кг);  $q_i$  – вигар елемента в частці від  $M_m$ ;  $M_1$  – маса металозавалки, кг.

$$M_1 = M / (1 - q_0) = 50 / (1 - 0,06) = 53,19 \text{ т}$$

де  $q_0$  – загальний вигар елементів за плавку, приймаємо 6% (0,06).

Приймаємо, що 75% вуглецю окислюється до CO, а 25% - до CO<sub>2</sub>.  
Результати розрахунку теплового ефекту від окислення домішок приведено в табл. 3.2.

Таблиця 3.2- Результати розрахунку складових  $Q_{екз}$

Елемент	C	C – CO <sub>2</sub>	C - CO	Si	Mn	Fe
Тепловий ефект $A_i$ , кВт*год/кг, середній		9,7	2,7	8,2	2	1,28
Вигар елемента, %	0,20	0,15	0,05	0,265	0,285	0,017
Маса, кг	106,38	79,79	26,59	140,95	151,59	1063,8
Тепловий ефект, кВт*год	-	773,96	71,786	1155,82	303,18	1361,67

Сумуючи теплові ефекти, отримаємо  $Q_{екз} = 3666,41$  кВт \* год .

2) Теплота згоряння електродів:

$$Q_{ел} = 0,6 * 33500 * q_{ел}, \text{ кДж},$$

де 33500 – тепловий ефект згоряння, кДж/кг;  $q_{ел}$  – витрата електродів, що складає 7-10 кг на 1000 кВт\*год.

Середня розрахункова витрата енергії на розплавлення складає 440 кВт\*год/т. Приймавши витрату електродів 8 кг/1000 кВт, отримуємо на плавку  $q_{\text{ел}} = 400$  кг.

$$Q_{\text{ел}} = 0,6 * 33500 * 400 = 8,04 \text{ МДж или } 2,234 \text{ кВт} * \text{год.}$$

3) Корисна теплота:

$$Q_{\text{кор}} = M_1 * (c_{\text{ст}} t_{\text{пл}} + L + c_{\text{р}} \Delta t_{\text{пер}}),$$

де  $c_{\text{ст}}$  і  $c_{\text{р}}$  – теплоємність сталі в твердому (0,7 кДж/кг\*К) і рідкому вигляді (0,74 кДж/кг\*К);

$L$  – теплота фазового переходу (280-300 кДж/кг);

$T_{\text{пл}}$  – температура плавлення, °С.

Якщо прийняти температуру плавлення за температуру ліквідусу, то

$$t_{\text{пл}} = 1535 - \Sigma \Delta t_i * X_i,$$

де 1535 – температура плавлення чистого заліза;  $\Delta t_i$  – зниження температури при вмісті 1% і-того компонента, °С;  $X_i$  – вміст і-того компонента.

Розрахуємо корисну теплоту для сталі марки 55С2:

$$\begin{aligned} t_{\text{пл}} &= 1535 - \Sigma \Delta t_i * X_i = 1535 - (71 * 0,2 + 9,1 * 1,7 + 4,9 * 0,75) = \\ &= 1502 \text{ } ^\circ\text{C} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} Q_{\text{кор}} &= 53190 * (0,7 * 1502 + 290 + 0,74 * 150) = 77254 \text{ МДж} \\ &\quad (21459 \text{ кВт} * \text{год}). \end{aligned}$$

4) Теплота шлакоутворення:

$$Q_{\text{енд}} = (0,03-0,06) M_1 * i_{\text{шл}}, \text{ кДж,}$$

де  $(0,03-0,06) M_1$  – кількість шлаку при температурах 1500-1600 °С;

$i_{\text{шл}}$  – ентальпія шлаку, відповідно 1670 і 1900 кДж/кг.

$$Q_{\text{енд}} = 0,055 * 53190 * 1900 = 5053 \text{ МДж (1404,8 кВт} * \text{год)}$$

5) Втрати тепла теплопровідністю через футеровку печі розрахуємо за методикою [21].

Стіни мають різну товщину: в верхній частині 450 мм в нижній – 300 мм і до кінця кампанії печі зношуються на 25%. Тому приймаємо розрахункову товщину стін відповідно 335 і 225 мм. Коефіцієнт теплопровідності магнезиту

дорівнює  $\lambda_M = 6,28 - 0,027t$  (Вт/(м \* К)). Температура зовнішньої поверхні дорівнює зверху стін 350 °С, знизу 300 °С, внутрішньої поверхні футеровки 1600 °С.

$$\text{Тоді верх стін} - \lambda_M = 6,28 - 0,027 * \frac{1600+350}{2} = 3,65 \text{ (Вт/(м * К))}$$

$$\text{низ стін} - \lambda_M = 6,28 - 0,027 * \frac{1600+300}{2} = 3,715 \text{ (Вт/(м * К))}.$$

Коефіцієнт конвективної тепловіддачі для магнезиту:

$$\alpha_{\text{верх}} = 10 + 0,06 * 350 = 31 \text{ Вт/(м * К)}$$

$$\alpha_{\text{низ}} = 10 + 0,06 * 300 = 28 \text{ Вт/(м * К)}.$$

Площа зовнішньої поверхні нижньої і верхньої частини стін:

$$F_{\text{зовн}}^{\text{ст}} = \pi D_k * \frac{H_{\text{пл}}}{2} = \frac{3,14 * 5,543 * 2,089}{2} = 18,2 \text{ м}^2$$

Приймаючи температуру цеху 30 °С, знайдемо:

$$Q_{\text{т.втр.}}^{\text{ст.верх}} = \frac{1600-30}{\frac{0,225}{3,65} + \frac{1}{31}} * 18,2 * 3600 = 1309,8 \text{ МДж},$$

де 3600 – час періоду плавлення;

$$Q_{\text{т.втр.}}^{\text{ст.низ}} = \frac{1600-30}{\frac{0,335}{3,715} + \frac{1}{28}} * 18,2 * 3600 = 976,1 \text{ МДж}.$$

Втрати тепла через склепіння визначаємо, приймаючи температуру внутрішньої поверхні склепіння 1600 °С, зовнішньої 320 °С, коефіцієнт теплопровідності магнезитохроміту:

$$\lambda_{\text{МХ}} = 4,1 - \frac{0,0016(1600+320)}{2} = 2,564 \text{ (Вт/(м * К))}.$$

Коефіцієнт тепловіддачі конвекцією:

$$\alpha_{\text{конв}} = 1,3(10 + 0,06 * 320) = 37,96 \text{ Вт/(м}^2 \text{ * К)}.$$

Товщина футеровки склепіння дорівнює  $0,75 * 300 = 225$  мм, а площа зовнішньої поверхні:

$$F_{\text{зовн}}^{\text{скл}} = \frac{\pi [0,15^2 (D_k - \delta_{\text{ст}})^2 + (D_k - \delta_{\text{ст}})^2]}{2} \\ = \frac{3,14 [0,15^2 (5,543 - 0,3)^2 + (5,543 - 0,3)^2]}{2} = 44,13 \text{ м}^2$$

Отже втрати через склепіння складають:

$$Q_{\text{т.втр.}}^{\text{скл}} = \frac{1600-30}{\frac{0,225}{2,564} + \frac{1}{37,96}} * 44,13 * 3600 = 2187,9 \text{ МДж}.$$

Визначаємо втрати тепла через подину, враховуючи що подина складається з магнезитового набивного шару і шару магнезитової цегли (540 мм) і шамотної теплоізоляції (220 мм). Температура внутрішньої футеровки подини 1600 °С, зовнішньої – 200 °С.

Знайдемо температуру на границі розділу шарів футеровки:

$$t_{\text{м-ш}} = t_2 + (t_1 - t_2) * \frac{\delta_{\text{ш}}}{\delta_{\text{ш}} + \delta_{\text{м}}} =$$

$$= 200 + (1600 - 200) * \frac{0,22}{0,22 + 0,54} = 605,3 \text{ } ^\circ\text{С}.$$

Коефіцієнти теплопровідності матеріалів дорівнюють:

$$\lambda_{\text{м}} = 6,28 - 0,0027 * \frac{1600+605,3}{2} = 3,28 \text{ (Вт/(м * К))},$$

$$\lambda_{\text{ш}} = 0,465 + 0,0038 * \frac{605,3+200}{2} = 0,621 \text{ (Вт/(м * К))}.$$

Коефіцієнт тепловіддачі:

$$\alpha_{\text{конв}} = 0,7(10 + 0,06 * 200) = 15,4 \text{ Вт/(м}^2 \text{ * К)}.$$

Знаходимо

$$q_{\text{под}} = \frac{1600 - 30}{\frac{0,54}{3,28} + \frac{0,22}{0,621} + \frac{1}{15,4}} = 2688,4 \text{ Вт/м}^2$$

При визначенні зовнішньої площі подини приймаємо, що вона складається з поверхні сегменту, який дорівнює площі зовнішньої поверхні склепіння і циліндричної поверхні  $F_{\text{зовн2}}^{\text{скл}} = \pi D_k * (H_{\text{под}} - \delta_{\text{п}})$ .

$$H_{\text{под}} = \delta_{\text{п}} + H + H_{\text{шл}} + 0,04 + 0,065 =$$

$$= 0,76 + 2,089 + 0,058 + 0,105 = 3,012 \text{ м}$$

$$\text{Тоді } F_{\text{зовн2}}^{\text{скл}} = 3,14 * 5,543 * (3,012 - 0,76) = 39,2 \text{ м}^2.$$

$$Q_{\text{т.втр.}}^{\text{под}} = 2688,4 * (44,13 + 39,2) * 3600 = 806,5 \text{ МДж}.$$

В цілому теплові втрати через футеровку складають:

$$Q_{\text{т.втр.}} = Q_{\text{т.втр.}}^{\text{ст.низ}} + Q_{\text{т.втр.}}^{\text{ст.верх}} + Q_{\text{т.втр.}}^{\text{скл}} + Q_{\text{т.втр.}}^{\text{под}} =$$

$$= 1309,8 + 976,1 + 806,5 + 2187,9 = 5280,3 \text{ МДж} = 1468 \text{ кВт*год}.$$



6) Втрати тепла з газами, що відходять:

$$Q_{\Gamma} = G_{\Gamma} * C_{\Gamma} * t_{\Gamma} = 80 * 50 * 1,14 * 800 = 3648 \text{ МДж (1014 кВт * год)}$$

де  $G_{\Gamma}$  – кількість газів, кг;  $C_{\Gamma}$  – середня теплоємність газів, яка дорівнює для температур 600-1000 °С (1,13-1,15 кДж/кг\*К).

7) Втрати тепла з охолоджуючою водою:

$$Q_{\text{В}} = C_{\text{В}} * \Delta t_{\text{В}} * V_{\text{В}} * \tau_{\text{р}} = 4,18 * 15 * 25000 * 1 = 1,57 \text{ МДж (435,8 кВт * год)}$$

де  $C_{\text{В}}$  – теплоємність води (4,18 кДж/кг\*К);  $\Delta t_{\text{В}}$  – перепад температур (2-18 °С);  $V_{\text{В}}$  – витрата охолоджуючої води (400-600)М, кг/год.

8) Втрати тепла випромінюванням через робоче вікно:

$$Q_{\text{випр}} = \psi * C_0 * \left(\frac{T_{\text{В}}}{100}\right)^4 * F_0 * \tau_0 * 10^{-3}, \text{ кВт * год}$$

де  $\psi$  – коефіцієнт діафрагмування, для водоохолоджуваного вікна дорівнює 1;  $C_0$  – коефіцієнт випромінювання абсолютно чорного тіла (5,67 Вт/(м<sup>2</sup>\*К<sup>4</sup>);  $T_{\text{В}}$ =1773-1823 К;  $F_0$  – площа робочого вікна (із п.3.2 складає 1,01 м<sup>2</sup>);  $\tau_0$  – час відкриття робочого вікна (0,1-0,2) $\tau_{\text{р}}$ .

$$Q_{\text{випр}} = 1 * 5,67 * \left(\frac{1800}{100}\right)^4 * 1,01 * 0,2 * 10^{-3} = 120,23 \text{ кВт * год}$$

9) Втрати теплоти через електроди:

$$Q_{\text{ел}} = \lambda_{\text{ел}} * \Delta t_{\text{ел}} * \left(\frac{1}{l}\right) * F_{\text{ел}} * \tau_{\text{р}} * 10^{-3}, \text{ кВт * год}$$

$$l = L + (0,3-0,6)d_{\text{ел}}, \text{ м}$$

де  $\lambda_{\text{ел}}$  – теплопровідність графітованого електроду (приймаємо 100 Вт/м\*К);  $\Delta t_{\text{ел}}$  – перепад температур (1000-1200 °С);  $L$  – товщина склепіння, м;  $d_{\text{ел}}$  – діаметр електроду;  $F_{\text{ел}}$  – площа перетину електродів, м<sup>2</sup>.

$$l = 0,3 + 0,55 * 0,5 = 0,55 \text{ м}$$

$$Q_{\text{ел}} = 100 * 1100 * \left(\frac{1}{0,55}\right) * 0,25 * 1 * 10^{-3} = 50 \text{ кВт * год}$$

10) Втрати тепла у період між плавками:

$$Q_{\text{м.п.}} = (Q_{\text{т.втр.}} + Q_{\text{в}} + 0,5Q_{\text{г}}) * \frac{k_{\text{н}} \tau_{\text{п}}}{\tau_{\text{р}}} = (1467,9 + 435,8 + 0,5 * 1014) * 1,1 * \frac{900}{3600} = 662,94 \text{ кВт} * \text{годде } k_{\text{н}} - \text{коефіцієнт неврахованих втрат (1,1-1,2)}.$$

Дані розрахунку енергетичного балансу для ДСП-50 приведено в табл. 3.3.

З рівняння (1) знайдемо енергію джерела живлення  $Q_e = 22946,02 \text{ кВт} * \text{год}$ .

Тепловий коефіцієнт корисної дії:

$$\tau_{\text{тепл}} = \frac{Q_{\text{кор}} + Q_{\text{енд}}}{Q_{\text{заг}}} = \frac{21459 + 1404,8}{26614,67} = 0,86.$$

Розрахуємо номінальну потужність трансформатору, кВА:

$$W = \frac{Q_e}{\tau_{\text{р}} * \cos \varphi} = \frac{22946,01}{1 * 0,90} = 24496.$$

Найближча потужність серійного пічного трансформатору складає 25000 кВА.

Питома витрата електроенергії:

$$W_{\text{пит}} = \frac{Q_e}{M_1} = \frac{24496}{53,19} = 460,5 \text{ кВт} * \frac{\text{год}}{\text{т}}.$$

Таблиця 3.3 – Енергетичний баланс ДСП-50

Стаття балансу	Прихід		Стаття балансу	Витрата	
	кВт*год	%		кВт*год	%
1	2	3	4	5	6
Енергія джерела живлення	22946,02	86,21	Корисна теплота	21459,0	80,63
Теплота екзотермічних реакцій	3666,41	13,78	Теплота шлакоутворення	1404,80	5,28

1	2	3	4	5	6
Теплота згоряння електродів	2,24	0,01	Втрати теплоти через кладку	1467,90	5,52
			Втрати теплоти з газами	1014,0	3,81
			Втрати теплота з охолоджуючою водою	435,80	1,64
			Втрати теплоти випромінюванням через робоче вікно	120,23	0,45
			Втрати теплоти через електроди	50,0	0,19
			Втрати у між-плавочний період	662,94	2,49
Усього:	26614,67	100	Усього:	26614,67	100

За практичними даними витрата енергії в період розплавлення шихти складає 340-500 кВт·год/т, в окислювальний період 50-100 кВт·год/т, а в відновлювальний період 20-50 кВт·год/т [17]. Отож, результати розрахунку добре співпадають з практичними даними.

Із аналізу результатів розрахунку теплового балансу можна відмітити:

- в загальному приході теплоти досить важливу роль грають екзотермічні реакції окислення елементів шихти і заліза;
- досить вагома частка енергії втрачається з газами, що відходять і через кладку печі з охолоджуючою водою;
- втрати теплоти через робоче вікно печі і через електроди незначні і їх можна вважати незмінними.

## 4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

Кінцева мета плавки в будь-якому сталеплавильному агрегаті зводиться до отримання рідкої сталі заданих хімічного складу (марки) і температури при мінімальних витратах трудових, матеріально-сировинних і паливно-енергетичних ресурсів. За характером сучасну плавку на металургійних заводах прийнято поділяти на дві основні частини, що проводяться послідовно і часто в різних робочих обсягах:

- рафінування металу (основне завдання зводиться до видалення надлишкових вуглецю і фосфору), яке проводиться в сталеплавильній печі;
- розкислення-легування металу (видалення надлишкових кисню, сірки і розчинених газів (водню і азоту) зі сталі, легування і модифікування, доведення хімічного складу сталі до заданих маркою значень. Цей етап найчастіше проводиться поза піччю в агрегаті комплексної обробки сталі (АКОС) і вакууматорі.

Такий поділ пов'язано з тим, що процеси рафінування та розкислення несумісні. Рафінування в основному проводять шляхом окислення домішок (в метал вводиться кисень). Розкислення – це видалення з металу надлишкового розчиненого кисню.

У загальній технології виплавки сталі в дугових електропечах, незалежно від виду футеровки, типу джерела живлення, а також марки сталі, присутні наступні періоди плавки, що характеризуються роботою печі під струмом і безструмовими періодами – заправка, завалка, плавлення шихти, окислювальний період, рафінування, випуск сталі, технологічні простої. При плавці сталі монопроцесом всі операції з виплавки і доведення сталі здійснюються в одному агрегаті, а при випуску з ДСП напівпродукту його доведення і рафінування здійснюються в агрегатах позапічної обробки сталі [18].

#### 4.1 Апаратурно-технологічна схема отримання сталі в ДСП-50

Виплавка сталі здійснюється з урахуванням вимог стандарту (ДСТУ) і додаткових вимог, оговорених в технічних умовах (ТУ), протоколах на постачання і іншої нормативної документації (НД) на постачання металопродукції.

Особливості технології виплавки різних груп марок сталі регламентуються окремими технологічними інструкціями, а також спеціальними технологічними інструкціями по обробці металу на установках піч-ківш (УПК) і вакууматорі [22-24].

Загальна схема процесу показана на апаратурно-технологічній схемі (рис. 4.1).

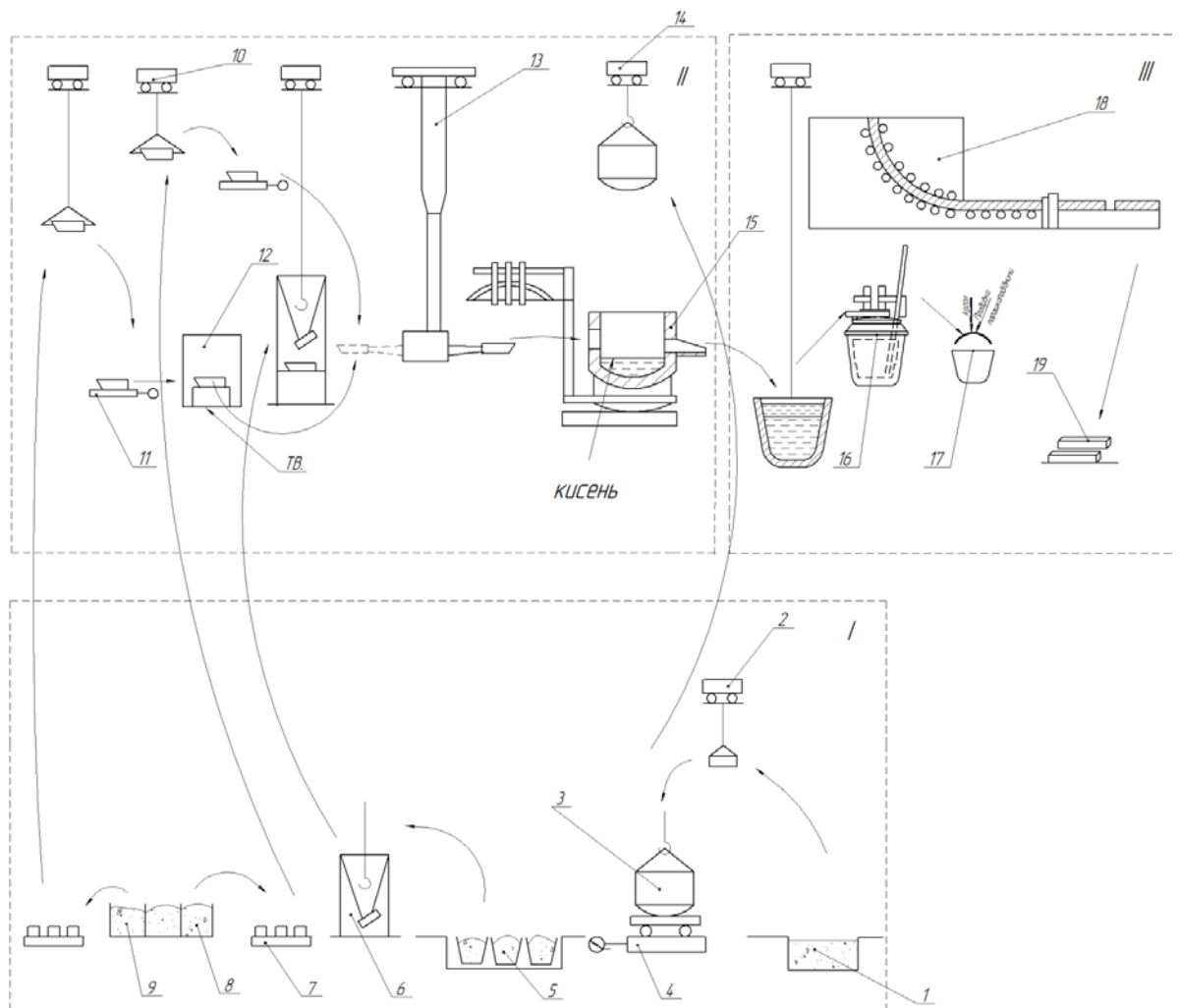


Рисунок 4.1 – Апаратурно-технологічна схема виплавки сталі

## 4.2 Технологія виплавки сталі марки 55С2

Якість пружинних сталей та їх службові властивості залежать в першу чергу від технологічних процесів плавки, позапічної обробки металу, його розливання та термообробки [4,14].

Технологія виплавки сталі марки 55С2 в основних дугових печах для наступного позапічного рафінування на установці піч-ківш (УПК) і вакуумування розроблена на основі виконаного розрахунку шихти і технологічних інструкцій з виробництва сталі ВАТ «Дніпроспецсталь».

### 4.2.1 Стан печі та підготовка її до плавки

Виплавка сталі повинна здійснюватися на печі із задовільним станом подини, відкосів, стін, охолоджувальних пристроїв, механічного та електричного обладнання. Перед включенням печі сталевар спільно з черговим ремонтним персоналом повинен оглянути системи водяного охолодження, відведення газів з печі, механічного, електричного обладнання та провести огляд водоохолоджуючої системи. Заправка відкосів і футеровки шлакового поясу здійснюється на 6-10 плавок. Заправка повністю проводиться тільки при переході на іншу плавку або через 7-8 днів з використанням магнезитового порошку ППЭ-88, ППЭК-87, дріб'язку відпрацьованих вогнетривів, хромітового порошку марки ПХ-50, доломітового порошку ДМП-5,6,7,8, роздрібною відпрацьованою магнезитовою цегли  $\phi \leq 20$  мм. Стан заднього відкосу має забезпечувати випуск металу і шлаку з печі без залишку. При значних ушкодженнях відкосів заправка робиться сумішшю магнезитового порошку з рідким склом за  $10 \pm 5$  хв. до завалки шихти в піч.

При «зарослій» подині і укосах застосовується залізна руда і кварцовий пісок, які вводяться в піч лопатами перед завалкою шихти.

Після виправлення пошкоджених ділянок рекомендується проводити плавку сталі менш відповідального призначення або шихтової заготовки в кількості, необхідній для закріплення подини і відкосів. Випускний отвір після

кожної плавки слід ретельно прочищати, не допускаючи наявності порога і наростів.

Випускний отвір на початку плавлення закривається із застосуванням доломітового або магнезитового порошку в суміші з графітовою крупкою розміром до 5 мм в співвідношенні 3:1. Випускний отвір і жолоб після зливу плавки очищаються від залишків металу і шлаку, при необхідності проводиться їх ремонт. Поріг робочого вікна заправляється доломітовим або магнезитовим порошком на початку періоду плавлення шихти.

Стан склепіння, заслінки робочого вікна і економайзерів повинні забезпечувати герметизацію печі.

При експлуатації електропечі, обладнаної водоохолоджуваним склепінням і стіновими панелями, а також іншими водоохолоджуваними елементами необхідно:

- в процесі плавки стежити за безперебійним надходженням води в охолоджувані елементи; вода на зливі з цих елементів повинна витікати повним струменем по усьому перерізу зливної трубки;

- регулярно контролювати температуру води ( $\leq 45$  °C), що відходить, на зливному колекторі і щиті теплоконтролю.

Особливості стану агрегатів, призначених для позапічного рафінування:

- температура ківшу перед прийомом плавки має бути не менше 700°С;
- висота вільного борту ківшу для вакуумування металу має бути не менше 1000 мм;

- тиск аргону в магістралі перед обробкою металу на УПК і вакууматорі має бути не менше 10 атм.

#### 4.2.2 Підготовка шихтових матеріалів і завалка шихти

Основними видами металеві шихти є сталевий брухт, відходи передільних і сталеплавильних цехів, дозволяється використовувати передільний чавун, а також скрап (не більше 50%) зі сталеплавильних цехів або із шлакового відвала.

За габаритністю розмір шматків шихти (скрапу) має бути не більше 2 м – для печей масою плавки 30-60т. Кількість крупногабаритного брухту має бути не більше 50% від маси завалки. При завалці великогабаритної шихти в піч необхідно укласти її на подину кліщами або тросами.

При завалці шихти в піч на дно бадді послідовно завантажуються дрібний і легковаговий брухт, потім – великий і середній, згори завантажуються дрібний і легковагий брухт, скрап, стружка. У баддю в якості великого брухту дозволяється завантажувати не більше ніж по два зливки масою 4-5 т кожен. У підвалювання даються дрібно- і середньогабаритний брухт, відходи. Перед підвалюванням шихта проплавляється не повністю.

В якості карбюризатору в шихту вводиться: бій електродів в шматках не більше за 500x300 мм, відходи виробництва електродів, графітова крупка, кокс кусковий і коксовий дріб`язок.

При виплавці усіх марок сталі на шихту в баддю у складі завалки або підвалки, або в період плавлення шихти в піч вводиться вапно ( $20\pm 5$ ) кг/т шихти, в шматках свіжого випалу, без ознак гасіння, недопал  $\leq 12\%$ .

При необхідності в завалку або підвалку вводиться залізна руда 21-го і 22-го класу. Фракція залізної руди має бути не більше 100 мм, волога – не більше 1,5%.

Під час плавлення шихти і в окислювальний період плавки застосовується кисень.

Для наведення шлаку використовується вапно, бій шамоту, шлак виробництва силікомарганцю, кварцит (пісок). Для розрідження шлаку застосовується плавиковий шпат, флюоритовий концентрат (флюорит), відпрацьований флюс АНФ-6, АК-45 (флюс-розкислювач алюмокремнієвий по ТУ 111-0103-021-97) і бій шамоту. Волога в шлакоутворюючих матеріалах має бути не більше 1,5%, розмір шматків  $\leq 150$  мм.

Для розкислювання шлаку застосовуються порошки феросиліцію ФС65, коксу, алюмінію (окрім алюмінієвої пудри), АПС фракцією не більше 1,5 мм, а також силікокальцієва крупка фракції до 25 мм. Вміст вологи в розкислювачах



не більше 1,5%. Порошок коксу для науглецювання металу в ківші дають в ківші перед випуском плавки в паперових пакетах вагою по 9 кг.

Феросплави (окрім Mg, Ca, Zr, Al, Ni), що вводяться в розплав, повинні заздалегідь прожарюватися до почервоніння.

#### 4.2.3 Методи виплавки сталі марки 55С2

Виплавка сталі проводиться з повним окисленням.

Призначення на позапічну обробку на УПК і вакууматорі проводиться на основі вимог нормативної документації. Для забезпечення жорстких норм по звуженим межах вмісту хімічних елементів, а також для зниження газонасиченості металу і відповідно витрат на протифлокенну обробку для профілів крупного перетину (від 190 мм).

З печі плавка випускається у вигляді напівпродукту двох видів:

- напівпродукту, що не розкислюється, містить вуглець нижче нижньої межі з урахуванням подальших добавок на випуску плавки;
- напівпродукту з частковим доведенням в печі з розрахунковим мінімальним марочним вмістом елементів в металі, які додають в піч і при випуску плавки.

Рекомендується виплавку низьколегованих сталей проводити з випуском з печі напівпродукту.

#### 4.2.4 Плавлення шихти

При виплавці з повним окисленням в якості шихти застосовується сталевий вуглецевий брукт, чавун, кокс, електродний бій, допускається застосування легованих відходів. Плавка шихтується на отримання в металі після розплавлення вуглецю – з розрахунку окислення його під час кисневого кіпа не менше 0,20-0,30%.

При підвищеному вмісті у вуглецевих відходах сірки і фосфору витрату вапна у складі завалки (підвалки) збільшують до  $(30 \pm 5)$  кг/т шихти.

Температура металу перед скачуванням шлаку окислювального періоду має бути на  $(40\pm 10)^\circ\text{C}$  вище за температуру металу в ківші –  $1610\pm 10^\circ\text{C}$ .

Розплавлення шихти проводять відповідно до затвердженого графіку електричного режиму, в якому відображено параметри (напруга, сила струму, потужність) по періодах.

Основна кількість фосфору повинна окислюватися під час плавлення шихти, для цього в піч вводиться залізна руда  $(10\pm 5)$  кг/т шихти.

Після розплавлення шихти відбирається проба металу для хімічного аналізу, після чого шлак викачується, потім в піч вводиться вапно  $(15\pm 5)$  кг/т шихти, дозволяється застосовувати шамот. При необхідності науглецювання металу після скачування шлаку в піч вводять карбюризатори, потім – шлакоутворюючі матеріали.

#### 4.2.5 Окислювальний період

Початком окислювального періоду вважається момент введення руди або кисню після оновлення шлаку після розплавлення шихти. У період кіпа шлак має бути пінистим, рідкоплинним і самостійно сходити через поріг робочого вікна печі. Середня швидкість окислення вуглецю має бути  $\geq 0,5\%$ /год.

Після введення останньої порції руди, ванна витримується  $10\pm 2$  хв., після продування киснем  $3\pm 1$  хв., потім вимірюють температуру сталі перед випуском плавки з печі. При необхідній температурі відбирається проба на хімічний аналіз, після чого шлак викачується на  $(80\pm 10)\%$  до появи «дзеркала» металу за гребком при тонкому шарі шлаку.

Після закінчення окислювального періоду плавки вміст елементів в розплаві має бути:

- вуглецю нижче нижньої межі в марці з урахуванням подальшого його внесення феросплавами;
- фосфору не менше ніж на  $0,005\%$  нижче марочного вмісту з урахуванням того, що вноситься феросплавами в період рафінування, а також можливого відновлення його зі шлаку;

– легуючих елементів, що вносяться шихтою, або в розплав перед окислювальним періодом – не вище за нижню межу марочного вмісту.

Тривалість окислювального періоду плавки складає  $50 \pm 20$  хв. Після продування киснем для зниження температури розплаву при його перегріванні дозволяється вводити не більше 50 кг/т розплаву відходів виробництва сталі близького хімічного складу у вигляді шматків ( $m \leq 100$ кг).

#### 4.2.6 Рафінування сталі в печі

Після скачування окислювального шлаку розплав при необхідності науглецьовується електродною крупкою або порошком коксу. Перед початком попереднього розкислювання в піч дають плавиковий шпат у кількості  $(4 \pm 1)$  кг/т. В розплав вводиться кусковий алюміній на штирях  $(0,3 \pm 0,1)$  кг/т і кусковий феросиліцій за розрахунком. При виплавці конструкційних сталей дозволяється після скачування окислювального шлаку робити попереднє розкислювання металу розкислювачем АК-45 у кількості 5-7 кг/т спільно з кусковим феросиліцієм на 0,2% кремнію за розрахунком. Кусковий алюміній при цьому не застосовується. Потім вводиться феромарганець і інші феросплави за розрахунком

Проведення операцій науглецювання, розкислювання і легування металу вважається початком рафінування. Після цього наводиться рафінувальний шлак з шамоту  $(4 \pm 1)$  кг/т і вапна  $(15 \pm 5)$  кг/т. Під час плавлення шлакоутворюючої суміші дозволяється вводити порошок коксу  $(1,5 \pm 0,5)$  кг/т.

Після розплавлення шлакоутворюючої суміші розплав перемішується і відбирається проба на хімічний аналіз. Потім починається дифузійне розкислення шлаку і металу порошками коксу, феросиліцію ФС65, алюмінію в суміші з вапном.

Перша розкислююча суміш складається з порошоків феросиліцію ФС65  $(15 \pm 0,5)$  кг/т, порошку коксу  $(15 \pm 0,5)$  кг/т і вапна  $(1,5 \pm 0,5)$  кг/т. Після введення першої розкислюючої суміші заслінка робочого вікна закривається, шлак не перемішується на протязі  $(10 \pm 2)$  хв. Подальші суміші, що складаються з

порошку феросиліцію ФС65 ( $1,0\pm 0,2$ ) кг/т і вапна ( $1,5-2$ ) кг/т, вводяться через ( $10\pm 2$ ) хв.

Перед введенням в піч кожної розкислюючої суміші шлак перемішується дерев'яним гребком.

Для підтримки відновної атмосфери в печі рекомендується вводити до складу розкислюючих сумішей порошок коксу ( $0,5\pm 0,1$ ) кг/т сталі і зменшувати інтенсивність видалення газу.

Перед випуском плавки відбирається проба шлаку на хімічний аналіз. При охолодженні шлак повинен розсипатися у світлий порошок (білий шлак). Вміст оксидів має бути:  $FeO \leq 1,5\%$ ,  $CaO \leq 45,0\%$ ,  $MgO \leq 15,0\%$ . За 2-4 хв. до випуску плавки на шлак вводиться остання розкислююча суміш, що складається з порошку алюмінію ( $0,5\pm 0,1$ ) кг/т сталі або АПС 1,0-1,5 кг/т і шпату ( $1,0\pm 0,2$ ) кг/т сталі.

В процесі проведення рафінувального періоду має бути забезпечене інтенсивне видалення сірки, що досягається повним дотриманням технології і контролюється за результатами хімічного аналізу відібраних проб металу.

Кінцеве розкислювання, легування і модифікування металу проводиться введенням відповідних матеріалів в піч і (чи) в ківш.

Тривалість рафінування в печі має бути ( $60\pm 30$ ) хв.

#### 4.2.7 Випуск металу

При випуску з печі нерозкисленого напівпродукту, під час окислювального періоду плавки метал нагрівається до температури випуску, відбирається проба для визначення хімічного складу, викачується шлак і плавка випускається в ківш. З урахуванням результатів хімічного аналізу присадка карбюризатору, розкислювачів і легуючих проводиться під час випуску або на УПК.

Для фіксації вмісту вуглецю в металі дозволяється присадка кускового феросиліцію на 0,10% Si в металі в піч після скачування окисного шлаку.

При проведенні плавки з частковим доведенням в печі, після скачування шлаку окислювального періоду плавки, робиться осадове розкислювання металу феросиліцієм на 0,20% Si в металі, вводяться феросплави на нижню межу марочного складу з урахуванням залишкового вмісту. Для наведення шлаку періоду доведення дають шамот 2-3 кг/т металу, вапно 5-6 кг/т металу.

Після перевірки хімічного складу проводять коригування плавки (при необхідності); при температурі випуску, шлак періоду доведення, викачується і плавка випускається в ківш.

Перед випуском плавки з печі (при необхідності) викачуються залишки шлаку.

Рафінування металу під час випуску плавки і на УПК здійснюється за рахунок синтетичного шлаку, що утворюється з твердих шлакоутворюючих матеріалів (ТШМ) у кількості 7-8 кг/т і присадок Al.

Склад ТШМ: а) вапно 75-80%, шпат 20-25%;

б) вапно 70-75%, корунд або глинозем 25-30%.

Випуск плавки з печі робиться як з присадкою ТШМ під час випуску, так і без присадки.

При випуску плавки без присадки ТШМ, перед передачею ковша з плавкою на УПК робиться скачування залишків пічного і ковшового шлаку з ковша. Вміст сірки в металі перед випуском плавки без присадки ТШМ має бути  $\leq 0,040\%$ .

Для швидшого формування шлаку з ТШМ і поліпшення умов десульфурації металу рекомендується випуск плавки в ківш робити з одночасним продуванням металу аргоном з регулюванням його подання за візуальними ознаками в режимі активного перемішування розплаву і шлаку, що виключає переливання металу і шлаку через борт ківшу.

Плавка зливається в ківш компактним струменем. Тривалість випуску плавки з печі в ківш має бути  $5 \pm 1$  хв. Після випуску з печі метал як правило продувається в ківші аргоном для гомогенізації розплаву.

Температура металу в ковші повинна складати  $1570 \pm 10$  °С, а з позапічною обробкою –  $1560 \pm 10$  °С. Витримка сталі в ківші до початку розливання складає не менше  $8 \pm 2$  хв [23].

### **4.3 Технологія позапічної обробки сталі марки 55С2**

#### **4.3.1 Обробка плавки на УПК**

Ківш з плавкою встановлюється на сталевоз, підключається аргонопровід, встановлюється витрата аргону 200-600 л/хв і починається продування плавки.

Якщо плавка випускалася з печі без присадки ТШМ або шлак після випуску повністю викачаний з ківшу, то новий шлак наводиться на УПК присадкою шлакоутворюючих. При підвищеному вмісті сірки в металі робиться додаткова присадка шлакоутворюючих.

Якщо в ківш або під час випуску плавки не присаджували легуючі добавки і порошкоподібний кокс, дозволяється через 3-5 хв. перемішування металу проводити вимір температури і відібрати пробу на хімічний аналіз.

Після проплавлення шлаку, відбору проб і виміру температури витрата аргону знижується до  $50 \div 100$  л/хв, обробка плавки аргонем здійснюється під шлаковим покривом поверхні металу, в т.ч. і в зоні продування (режим “м'якого” продування). Цей режим зберігається до кінця обробки на УПК.

Обробка плавки на УПК може виконуватися для вирішення наступних технологічних завдань :

- рафінування металу і підготовка плавки до розливання;
- рафінування металу і підготовка плавки для подальшого вакуумування.

При вирішенні першої задачі максимальну кількість шлакоутворюючих, що присаджують в ківш під час випуску плавки або під час обробки плавки на УПК, не рекомендується мати більше 1000 кг.

Вміст оксидів в шлаку у кінці обробки плавки на УПК має бути:

$\text{CaO} \geq 50,0\%$ ;  $\text{MgO} \leq 15,0\%$ ;  $\text{FeO} \leq 1,5\%$ .

Для сталі марки 55С2 присадка на УПК легуючих і модифікаторів робиться з урахуванням наступних особливостей:

– матеріали, що містять Mn, Cr, Si дозволяється досаджувати під час випуску або на УПК (не більше ніж на 1,5% в сумі) не пізніше, ніж за 15 хв. до кінця обробки;

– модифікування сталі Ca, Ti, B, V і PЗМ проводиться в метал, що заздалегідь розкислений алюмінієм. Після присадки модифікаторів метал перемішується аргоном в режимі “м'якої” обробки впродовж 3-5 хвилин і передається на розливання;

– кількість легуючих, що досаджуються на УПК, не повинна перевищувати 2 т.

Рекомендується розкислювання шлаку гранульованим алюмінієм в 1-2 прийоми по 0,15÷0,2 кг/т.

Після отримання результатів хімічного аналізу робиться (при необхідності) коригування плавки за хімічним складом.

В цьому випадку дозволяється короткочасне збільшення (до 3 хв.) витрати аргону до 200 л/хв. не пізніше, ніж за 20 хв. до кінця обробки на УПК (науглецювання, десульфурція металу з додатковою присадкою шлакоутворюючих).

Оптимальна кількість шлаку для обробки плавки на вакууматорі 7-9 кг/т металу. Перед віддачою плавки на вакууматор температура металу в ківші має бути на 60-100°С вище за температуру розливання.

Рекомендується на плавках під вакуумування робити розкислювання шлаку дрібно фракційним алюмінієм у кількості 0,5 кг/т металу.

Розкислювання робиться в два прийоми; остання присадка алюмінію робиться за 10 хв. до кінця обробки на УПК.

У кінці обробки плавки на УПК відбираються проби на хім. аналіз металу і шлаку.

#### 4.3.2 Вакуумування металу

Ківш з металом подається на вакууматор, до нього підключається аргонопровід і ківш опускається в камеру. До початку вакуумування за результатами аналізу проб, відібраних у кінці обробки на УПК, робиться коригування плавки по хімічному складу (при необхідності).

Після установки ківшу в камеру при витраті аргону до 70 л/хв. закривається кришка і починається вакуумування. Швидкість набору вакууму і витрата аргону регулюються так, щоб не допустити надмірно інтенсивного спінювання розплаву в ківші з вибризуванням металу і шлаку через борт ківшу.

Робочий режим вакуумування плавки: залишковий тиск в камері 1,0-1,5 мбар; витрата аргону  $\geq 150$  л/хв.

При цих параметрах плавка повинна вакуумуватися не менше 12-15 хв.

Після закінчення процесу вакуумування витрата аргону встановлюється 10-30 л/хв. з тим щоб продування розплаву здійснювалося без оголення металу ("м'яке" продування). Після закінчення вакуумування відбирається проба на хімічний аналіз сталі.

При необхідності коригування хімічного складу сталі, робиться введення в метал легуючих добавок, як під час вакуумування через шлюзовий пристрій, так і після його закінчення.

Після закінчення вакуумування плавки або повного циклу обробки плавки на вакууматорі відбирається проба шлаку для аналізу.

Вміст оксидів в шлаку має бути:  $\text{CaO} \geq 55,0\%$ ;  $\text{MgO} \leq 15,0\%$ ;  $\text{FeO} \leq 0,8\%$ .

У разі зниження температури металу нижче температури розливання плавка передається на УПК для відповідного підігрівання металу з одночасним продуванням розплаву аргонном в режимі "м'якої" обробки, після чого плавка повторно вакуумується впродовж 5-7 хв.

Температура металу в ківші перед розливанням сталі марки 55С2 після позапічної обробки  $1570 \pm 10^\circ\text{C}$  [23].

Після позапічної обробки сталі, ківш із плавкою подають на розливання.



#### **4.4 Вибір методу розливання сталі**

Розливання сталі – завершальний етап сталеплавильних процесів, який має великий і часто вирішальний вплив на якість заготовок.

Сутність безперервного способу розливання полягає в тому, що рідку сталь заливають в водоохолоджувальні виливниці без днища – кристалізатор, з нижньої частини якої витягується затверділий по периферії злиток з рідкою серцевиною. Після виходу з кристалізатора злиток потрапляє в зону вторинного охолодження, де повністю твердне, після чого його ріжуть на шматки мірної довжини.

Застосування радіальних машин дало змогу значно зменшити висоту будівлі цехів. Крім того, радіальні МБЛЗ дешевші, доступніші для ремонту і мають більшу продуктивність. Більшість МБЛЗ радіального типу рівчаківі, на яких відливають круглі, квадратні і прямокутні заготовки.

Продуктивність МБЛЗ визначається маркою сталі, перерізом заготовки, швидкістю розливання, кількістю рівчаків та іншими факторами [17].

В умовах електросталеплавильного цеху розливання сталі марки 52С2 проводимо із застосуванням машин безперервного розливання сталі (МБЛЗ) радіального типу в зливки розміром 170x170 мм із швидкістю витягування 2,2 мм/хв, із захистом металу від окислення шляхом застосування покривних шлакових сумішей в проміжному ківші і кристалізаторі, захисних труб, заглиблених стаканів і подачею аргону. Це також забезпечує отримання низького вмісту кисню і чистоті металу за неметалевими включеннями.

#### **4.5 Обробка металу тиском**

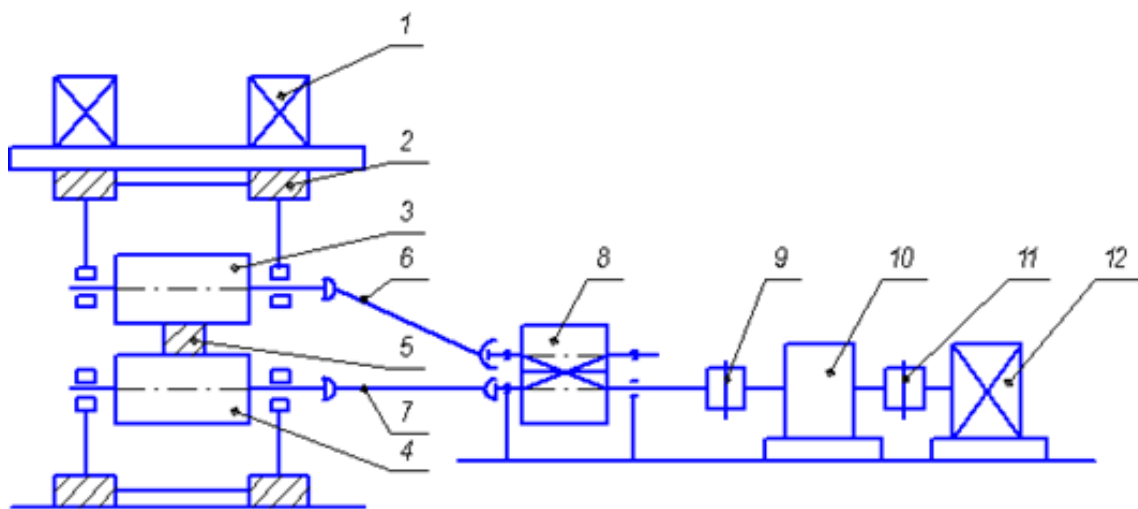
Розглянемо виготовлення прутків зі сталі 55С2 круглого перетину з діаметром 6-12 мм методом гарячої прокатки. Гаряча прокатка металу складається з наступних основних операцій:

1) підготовка металу для прокатки – видалення різних поверхневих дефектів (тріщин, подряпин, закатів), виявлених візуальним оглядом заготовок і злитків.

2) нагрівання заготовок в методичній печі для забезпечення високої пластичності металу перед прокаткою. Основна вимога при нагріванні – це рівномірний прогрів заготовки по перетину і по довжині до відповідної температури за мінімальний час з найменшою втратою металу в окалину і економною витратою палива;

3) гаряча деформація. Температура початку і кінця деформації для сталі марки 55С2 складає  $950^{\circ}\text{C}$  і не нижче  $700^{\circ}\text{C}$ . Суттєве значення має режим охолодження після прокатки. Швидке і нерівномірне охолодження призводить до утворення тріщин і викривлення. При прокатці контролюється також режим обтиску, настройка валків.

Гарячу прокатку проводять на прокатному стані (рис. 4.2).



1 - привод переміщення по вертикалі верхнього робочого валка; 2 - станина; 3,4 - верхній і нижній робочий валок; 5 - метал, що піддається прокатці; 6 - верхній шпиндель; 7 - нижній шпиндель; 8 - шестеренна кліть (синхронізатор руху валків); 9 - муфта; 10 - шестеренна кліть; 11 - моторна муфта; 12 - двигун

Рисунок 4.2 – Схема головної лінії двох валкової реверсивної кліти прокатного стану

4) попередня термообробка прокату. Прутки піддаються попередній термообробці – відпалу (при  $840-860^{\circ}\text{C}$ ), для усунення грубої структури,

полосчатості металу, для зниження залишкових напружень після прокатки, для зниження твердості і підвищення оброблюваності і здатності до навивці пружин. Для проведення термообробки зі зміною структурних складових необхідно провести нагрів сталі в аустенітну зону.

Легуючі елементи, в тому числі кремній підвищують стійкість переохолодженого аустеніту і уповільнюють його розпад в області першого ступеня при проведенні повного відпалу, вимагаючи застосування невисоких швидкостей охолодження.

При відпалі легованих сталей швидкість охолодження призначають 50...100 °С/год. Повільне охолодження при відпалі слід вести тільки в області першого ступеня розпаду переохолодженого аустеніту. Температура, до якої треба вести повільне охолодження може бути прийнята 550...500°С. Повільне охолодження забезпечується охолодженням в печі до температури 500 °С зі швидкістю, що не перевищує 80 °С/год.

Після проведення відпалу проводиться контроль ОТК на якість проведення термообробки: вибірковий контроль твердості.



Рисунок 4.3 – Структура сталі після відпалу

## 4.6 Технологія виготовлення пружин

Не менш 3% прутків перед навивкою пружин повинні проходити візуальний контроль на якість поверхні металу, а також виміри перерізу не менше, ніж в 5 місцях кожного прутка (для контролю рівномірності перетину по всій довжині прутка). Стан поверхні прутків дуже сильно впливає на якість виготовлених з цього металу пружин. Наявність зовнішніх дефектів (тріщин, закатів, полон, волосовин, раковин, задирок, втиснутої окалини), а також глибокий зневуглецьований шар знижують пружні властивості пружин.

Нарізка прутків на окремі заготовки певної довжини проводиться в холодному або нагрітому стані залежно від діаметра. Нагрівання відбувається до 750-800<sup>0</sup>С в нагрівальних печах. Витримка розраховується як 1 хв/мм. Нарізають прутки на прес-ножицях.

Навивка проводиться на спеціальні оправки. Пруток діаметром від 6 до 8 мм навивають в холодному, а пруток від 8 до 12 мм навивають в гарячому стані. Нагрівання прутків проводиться до 900-950<sup>0</sup>С в нагрівальних печах. Витримка розраховується як 1 хв/мм. Навивка проводиться на спеціальних токарно-гвинторізних верстатах.

По закінченню процесів виготовлення пружини піддаються технологічному обтисненню з метою стабілізації форм, а також термообробці.

Підвищення захисних властивостей поверхонь пружин від корозії здійснюється нанесенням покриття методом гальванічного цинкування.

В кінці виробничого циклу пружини піддаються таким видам контролю і випробувань:

- візуальний огляд поверхні пружин: пружини не повинні мати подряпин, слідів корозії, відшаровування захисного шару, наявності бруду;
- магнітна дефектоскопія;
- контроль розмірів виробу - висота, кількість витків, внутрішній і зовнішній діаметр, перпендикулярність. Для цього використовують спеціальні калібри;

– контроль величин стиснення і розтягування. Випробування проводять шляхом поступового навантаження пружини. Для проведення цих випробувань застосовують універсальні випробувальні машини ИР 5040-10П або ИР 5047-10П, що дозволяють визначати докладені зусилля і відповідні деформації. Межі вимірювання – 0,1-1000 кг.

#### 4.7 Термічна обробка

Для забезпечення необхідних механічних властивостей пружини піддаються об'ємному гартуванню та високому відпуску [6,25].

Температура гартування –  $(850 \pm 10)^\circ \text{C}$ , охолодження в маслі.

Після проведення гартування необхідно проведення відпуску протягом наступних 4-х годин. Температура відпуску –  $460-480^\circ \text{C}$ .

Режим термообробки забезпечує отримання структури сталі – троостит відпуску, показаний на рис. 4.4. Це суміш фериту і цементиту, структура має пластинчасту будову, але більш дисперсна, ніж перліт.

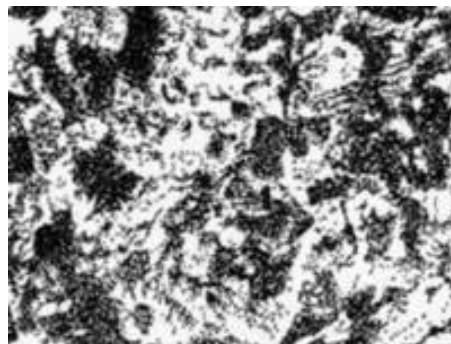


Рисунок 4.4 – Структура сталі після загартування з наступним відпуском

Вибір режимів термообробки проводиться на підставі діаграми ізотермічного перетворення переохолодженого аустеніту [5,25], і даних про хімічний склад і температурах критичних точок сталі марки 55С2.

Нагрівання для проведення гартування проводиться в аустенітну область вище температури  $A_{c3}$ . Витримка при температурі гартування – 1,5 хв/мм.

Швидкість охолодження після нагрівання повинна бути більше критичної швидкості гартування:  $V_3 \geq V_{кр}$ .

$$V_{кр} = (A_1 - t_m) / (\tau_m \cdot 1,5), \text{ } ^\circ\text{C}/\text{с},$$

де  $A_1$  – критична температура нагріву ( $= 775 \text{ } ^\circ\text{C}$ );  $t_m$  – температура мінімальної стійкості аустеніту (нижче температури  $M_n=305 \text{ } ^\circ\text{C}$ ), приймаємо  $300 \text{ } ^\circ\text{C}$ ;  $\tau_m$  – час мінімальної стійкості аустеніту.

$$V_{кр} = (775 - 300) / (1,5 \cdot 1,5) = 211 \text{ } ^\circ\text{C}/\text{с}.$$

Швидкість охолодження повинна бути не менше  $211 \text{ } ^\circ\text{C}/\text{с}$ . Дана швидкість забезпечується охолодженням в маслі. Режим термообробки графічно представлений на рис. 4.5.

Основні види контролю після термообробки пружин:

- візуальний огляд деталей на відсутність видимих зовнішніх дефектів – тріщин, вм'ятин тощо –100%;
- контроль твердості по методу Роквелла – 100%;
- контроль мікроструктури на одному зразку-свідкові, який пройшов термообробку разом із заготовками;
- випробування механічних властивостей на розтягнення.

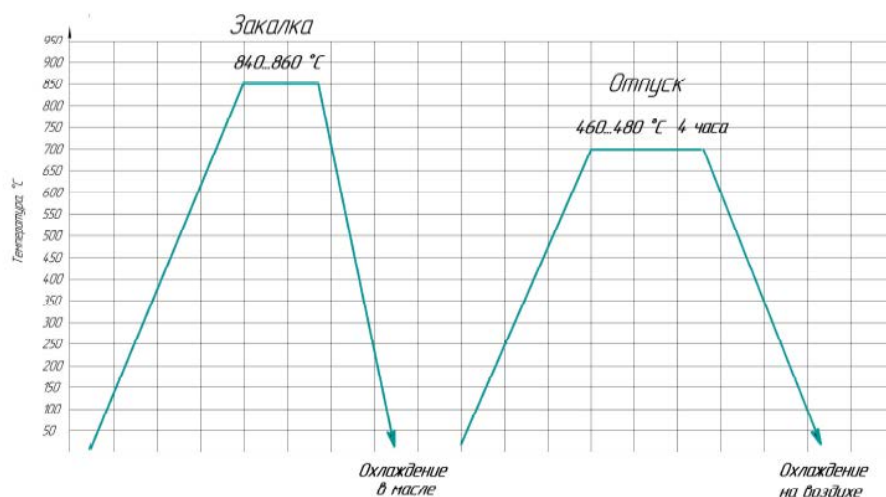


Рисунок 4.5 – Режим термообробки сталі марки 55С2

Твердість готових пружин повинна бути в межах 33-48 HRC.

Контроль мікроструктури металу полягає у визначенні величини зерна. Також після термообробки визначається глибина знеуглецьованого шару, яка на сторону прутка діаметром до 8 мм не повинна перевищувати 2,5%, понад 8 мм - 2% від діаметра прутка.

При випробуваннях механічних властивостей на розтягнення вимірюється межа плинності, межа міцності, відносне звуження і відносне подовження.

Можливі види браку при проведенні термообробки і заходи щодо його запобігання наведено в табл. 4.1.

Проведення нагрівання під гартування пружин проводиться в електричній камерній печі опору періодичної дії СНЗ-4.8.0,25/10 з нерухомим подом (з максимальною температурою нагріву до 1000°C). Для попередження окислення поверхні пружин передбачена можливість проведення термообробки в середовищі захисних газів.

Таблиця 4.1 – Види браку після покращення

Вид браку	Причина	Способи попередження
1	2	3
Наявність тріщин на поверхні заготовки	Розкриття внутрішніх тріщин металу, різке охолодження заготовок при загартуванні	Підвищення якості вихідного металу. Контроль за температурою масла
Підвищена або знижена твердість металу	Низька або висока температура загартування або відпуску	Дотримання режиму термообробки
	Недостатня або велика витримка при загартуванні або відпуску	
Наявність вм'ятин на поверхні заготовок	Неакуратне вивантаження заготовок в гарячому стані	Акуратне вивантаження заготовок в гарячому стані

1	2	3
П'ятниста твердість металу	Низька тривалість витримки при загартуванні або відпуску	Дотримання режиму термообробки
Невідповідна структура металу	Низька або висока температура загартування або відпуску	Дотримання режиму термообробки
	Недостатня або велика витримка при загартуванні або відпуску	

Піч СНЗ-4.8.0,25/10 – це середньотемпературна садочна піч періодичної дії, непрямого нагріву. Як провідник використовуються нагрівальні елементи, теплопередача від цих елементів до виробу здійснюється випромінюванням і в малому ступені конвекцією. Розміри робочого простору (ШхДхВ) – 400х800х250 мм.

Для проведення відпуску пружин після гартування вибираємо електричну камерну піч періодичної дії СНО-4.8.0,25/6 з нерухомим подом. Розміри робочого простору (ШхДхВ) – 400х600х250 мм. Температура, при якій необхідно проводити відпуск – 460-480 °С. Для забезпечення нагріву до цієї температури вибираємо піч з максимальною температурою нагріву – 600°С. Атмосфера в робочій камері – окислювальна, тобто заповнена повітрям [25].



## ВИСНОВКИ

1. В роботі розглянуто властивості і склад сталі марки 55С2, яка відноситься до ресорно-пружинних конструкційних сталей і призначена для виготовлення ходових гвинтів, осей, валів, черв'яків та інших деталей, що працюють в умовах зносу і при знакоперемінних навантаженнях при температурах до 200 °С, діаметром або товщиною до 18 мм. Сталь марки 55С2 нефлокеночуттєва, не схильна до відпускної крихкості, має глибоку прокалюваність і добру загартовуваність.

2. Сталь марки 55С2 володіє високим опором малим пластичним деформаціям, високою межею витривалості. Умовна межа плинності ( $\sigma_{0,2}$ ) цих сталей становить 1100-1200 МПа, межа міцності – 1200-1300 МПа, відносне подовження 6%, відносне звуження 30-25% і межа витривалості, розрахована по умовній межі текучості, становить 42-44 МПа. Кремній в таких сталях затримує розпад мартенситу при відпуску, що призводить до підвищення межі текучості і, отже, до підвищення пружних характеристик.

Сталь марки 55С2 відноситься до класу перлітних сталей, а у рівноважному стані – до групи доєвтектоїдних сталей.

3. На підставі аналізу результатів роботи сучасних електросталеплавильних цехів обрано оптимальну технологічну схему виробництва сталі марки 55С2 – «виплавка напівпродукту в ДСП-50 – обробка на УПК – вакуумування – розливання на МБЛЗ». Це дасть змогу отримати високі техніко-економічні показники виробництва і якість сталі.

4. В роботі проведено розрахунок матеріального балансу виплавки сталі в ДСП-50. Результати розрахунку показали, що для виплавки 1 т сталі марки 55С2 необхідно завантажити в піч 910,7 кг сталевого брухту; 101,2 кг чавуну; 32,58 кг вапна; 35,82 кг залізної руди; 2,12 кг коксиду; 3,34 кг шамотного бою; 2,02 кг плавикового шпату; феросплавів – феросиліцію ФС75 – 24,08 кг; феромарганцю ФМн0,5 – 7,98 кг.

5. Проведено розрахунок теплового балансу плавки, який показав, що основними статтями приходу тепла є енергія джерела живлення (86,21%) і енергія екзотермічних реакцій (13,78%), а витрат – корисна енергія сталі (80,63%) і шлаку (5,28%), теплові втрати через футеровку (5,52%). Розрахунок дозволив обрати потужність трансформатору – 25 МВА і визначити питому витрату електроенергії – 460,5 кВт\*год.

6. Застосування агрегатів позапічної обробки – УПК і вакууматора, дозволяє одержувати сталь з необхідними властивостями і економити феросплави. Обробку на УПК здійснюють за такою схемою: присадка легуючих, включення струму, наведення і розкислення шлаку, розкислення металу, доводка металу за складом і температурою, перемішування металу для прискорення всіх операцій і з метою видалення неметалевих включень на протязі всієї обробки металу.

7. Розливання здійснюється на шестиструмковій МБЛЗ радіального типу в злиток розмірами 170x170 мм зі швидкістю витягування 2,2 м/хв., із захистом металу від окислення шляхом використання покривних шлакових сумішей в проміжному ківші і кристалізаторі, захисних труб, занурювальних стаканів і подачею аргону. Це також забезпечує отримання низького вмісту кисню і чистоту металу по неметалічних включень.

8. Отримання високої міцності і пластичності пружин досягається також за рахунок правильного вибору режиму термообробки.

Перед гарячою прокаткою проводиться нагрівання заготовок в методичній печі. Потім прутки піддаються відпалу для підвищення оброблюваності і здатності до навивці пружин при температурі 840-860 °С і швидкістю охолодження 50-100 °С/год.

Нарізка прутків на окремі заготовки певної довжини проводиться в холодному або нагрітому стані (до 750-800 °С) залежно від діаметра. Для навивки прутків діаметром 8-12 мм їх нагрівають до 900-950 °С з витримкою 1 хв/мм.

9. Для забезпечення необхідних механічних властивостей пружини піддаються об'ємному гартуванню та високому відпуску. Гартування проводиться при  $850 \pm 10$  °С в електричній камерній печі опору періодичної дії СНЗ-4.8.0,25/10, охолодження в маслі. Відпуск проводять в електричній камерній печі періодичної дії СНО-4.8.0,25/6 протягом наступних 4-х годин при температурі 460-480 °С. Можливо проведення термообробки в середовищі захисних газів.

10. Режим термообробки забезпечує отримання структури сталі – троостит відпуску (суміш фериту і цементиту з пластинчастою будовою, але більш дисперсна, ніж перліт). Готові пружини піддаються контролю на твердість (HRC в межах 33-48), мікроструктури (визначенні величини зерна), випробуванням механічних властивостей.

## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Worldsteel Association Steel Statistical Yearbook 2021. *Worldsteel Committee on Economic Studies*, 2022: веб-сайт. URL: <https://www.worldsteel.org/steel-by-topic/statistics/steel-statistical-yearbook.html>. (дата звернення 30.04.2022).
2. Гудим Ю. А., Зинуров И. Ю., Киселев А. Д. Производство стали в дуговых печах. Конструкции, технология, материалы : монография. Новосибирск, 2010. 547 с.
3. Белковский А. Г., Кац Я. Л., Краснянский М. В. Современное состояние и тенденции развития технологии производства стали в ДСП и их конструкций. *Бюллетень «Черная металлургия»*. № 3. 2013. С. 72-88
4. Гольдштейн М. И., Грачев С. В., Векслер Ю. Г. Специальные стали : учебник для вузов. Москва, 1999. 408 с.
5. Александров В. М. Материаловедение и технология конструкционных материалов : учебное пособие. Архангельск : Северный (Арктический) федеральный университет, 2015. 327 с. URL: <https://narfu.ru/upload/iblock/c8e/materialovedenie-i-tekhnologiya-konstruktsionnykh-materialov-chast-1.pdf>. (дата звернення 04.05.2022).
6. Толковый словарь терминов. *Машиностроение* : веб-сайт. URL: <http://sl3d.ru/slovar/r/4490-ressorno-pruzhinnaya-stal.html/>. (дата звернення 05.05.2022).
7. Сталь 55С2. *Центральный металлический портал* : веб-сайт. URL: [http://metallicheskiy-portal.ru/marki\\_metallov](http://metallicheskiy-portal.ru/marki_metallov). (дата звернення 01.05.2022).
8. Сорокин В. Г., Гервасьев М. А. Стали и сплавы : справочное издание. Москва, 2001. 608 с.
9. Воскобойников В. Г., Кудрин В. А., Якушев А. М. Общая металлургия : учебник для вузов. Москва, 2002. 766 с.

10. Поволоцкий Д. Я. Физико-химические основы процессов производства стали : учебное пособие для вузов. Челябинск : Изд-во ЮУрГУ, 2006. 183 с.
11. Бигеев А. М., Бигеев В. А. Metallургия стали : учебник. Магнитогорск, 2000. 544 с.
12. Меджибожський М. Я. Харлашин П. С. Основи термодинаміки і кінетики сталеплавильних процесів : підручник. Київ : Вища школа, 1993. 327 с.
13. Григорян В. А., Белянчиков Л. Н., Стомахин А. Я. Теоретические основы электросталеплавильных процессов : учебник. Москва, 1979. 256 с.
14. Чуйко Н. М., Чуйко А. Н. Теория и технология электроплавки стали : учебник. Киев-Донецк. 1983. 248 с.
15. Воденніков С. А., Галицький Ю. П., Воденнікова О. С. Теорія та технологія электросталеплавильних процесів : методичні вказівки для виконання курсової роботи на тему «Розробка технології виплавки электросталі» для студентів ЗДІА спеціальності 7.090401 «Металургія чорних металів» усіх форм навчання. Запоріжжя, 2007. 30 с.
16. Самохвалов Г. В. Черныш Г. И. Электрические печи черной металлургии : учебник. Москва, 1984. 232 с.
17. Поволоцкий Д. Я. Основы технологии производства стали : учебное пособие для вузов. Челябинск : Изд-во ЮУрГУ, 2004. 202 с.
18. Электросталеплавильное производство. Конструкция современной ДСП. *В мире металлургии* : веб-сайт. URL: [https://steeltimes.ru/allmet/elmet/osnovnyye\\_mehanizmy\\_dsp/konstrukcija\\_sovremennoj\\_dsp.php](https://steeltimes.ru/allmet/elmet/osnovnyye_mehanizmy_dsp/konstrukcija_sovremennoj_dsp.php). (дата звернення 25.04.2022).
19. Журавлев А. А., Мысик В. Ф., Жданов А. В. Расчеты материальных и энергетических балансов при выплавке стали в дуговых сталеплавильных печах : учебно-методическое пособие. Екатеринбург, 2016. 128 с.
20. Тимошпольский В. И., Корнеев С. В., Мандель Н. Л., Грибок Д. К. Анализ энерготехнологических режимов работы дуговых сталеплавильных

печей при использовании различных видов шихты. *Литье и металлургия*. № 4. 2006. С.19-23

21. Мастрюков Б. С. Теория, конструкция и расчеты металлургических печей : учебник для техникумов. В 2-х томах. Т.2 Расчеты металлургических печей. Москва, 1986. 376 с.

22. Технологическая инструкция по выплавке стали в основных дуговых печах. ТИ 143-С-0. *Сборник технологических инструкций*. Запорожье : ОАО «Днепроспецсталь», 2004. С. 53-86.

23. Технологическая инструкция по выплавке конструкционных сталей с повышенными требованиями к качеству. ТИ 143-С-9-04. *Сборник технологических инструкций*. Запорожье : ОАО «Днепроспецсталь», 2004. С.143-151

24. Технологическая инструкция по производству стали с применением внепечного рафинирования металла на установках печь-ковш (УПК) и вакууматоре в СПЦ-3. ТИ 143 –С-1-04. *Сборник технологических инструкций*. ОАО «Днепроспецсталь». 2004.

25. Смирнов М. А., Счастливец В. М., Журавлев Л. Г. Основы термической обработки стали : учебное пособие. Екатеринбург, 1999. 494 с.

26. Юзов О. В. Сталеплавильное производство и окружающая среда. *Новости черной металлургии за рубежом*. 1997. №1. С. 3-7.

27. Воденніков С.А., Нестеренко Т. М., Воденнікова О.С. Бакалаврська робота : методичні вказівки до написання та оформлення випускної кваліфікаційної роботи бакалавра для студентів ЗДІА спеціальності 136 «Металургія» галузі знань 13 «Механічна інженерія» денної та заочної форм навчання. Запоріжжя, 2017. 68 с.

28. Ніколаєв В. О., Добровольська Н. О. Російсько-український словник для студентів спеціальності «Обробка металів тиском», «Металургія чорних металів», «Металургійне обладнання». Запоріжжя, 2009. 210 с.

