

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»  
Гірничо-металургійний факультет  
Кафедра металургії та інноваційних технологій

«Допущено до захисту»  
Гарант ОПП

Христина МАЛІЙ

## КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА

на здобуття освітнього ступеня бакалавра

за підсумками виконання  
освітньо-професійної програми  
«Металургія чорних металів»  
за спеціальністю 136 Металургія

**на тему «Визначення доцільних технологічних параметрів  
виплавки металу з метою забезпечення якісних показників»**

Керівник роботи

Олександр СТОЯНОВ

Наставник від бази  
практики

ОЛЕГ ГРИГОР'ЄВ

*Кваліфікаційна робота містить результати власних досліджень.  
Використання ідей, результатів і текстів інших авторів мають  
посилання на відповідне джерело*

Здобувач

Олександр ПАРХОМЧУК

Підсумкова оцінка за атестацію			
--------------------------------	--	--	--

Голова ЕК

Євген БРАГІНЕЦЬ

Запоріжжя 2026

ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА»

Факультет	<u>гірничо-металургійний</u>
Кафедра	<u>металургії та інноваційних технологій</u>
Ступінь вищої освіти	<u>бакалавр</u>
Спеціальність	<u>136 Металургія</u>
ОПП	<u>Металургія чорних металів</u>

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

Гарант освітньої програми

Христина МАЛІЙ

«10» квітня 2026 р.

**ЗАВДАННЯ  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ БАКАЛАВРА**

Пархомчуку Олександр Олександровичу

(прізвище, ім'я, по батькові здобувача)

1. Тема роботи Визначення доцільних технологічних параметрів виплавки металу з метою забезпечення якісних показників

керівник роботи Стоянов Олександр Миколайович, к.т.н., доц.

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом Університету від № 41/23.02.2026 від 23.02.2026

2. Термін подання роботи 20.06.2026

3. Вихідні дані до роботи розробка заходів по підвищенню ступеню рафінування сталі в конвертері: ступінь дефосфорації на рівні не менш 85% і ступінь десульфурзації не менш 25%.

4. Зміст пояснювальної записки (перелік питань) Анотація. Зміст. Вступ. Розділ 1. Аналітичні дослідження сучасних технологій покращення якості сталі. Розділ 2. Основна частина. Аналіз технології десульфурзації і дефосфорації сталі в конвертері (визначення впливу витрат шлакоутворюючих і параметрів виплавки на процес рафінування сталі). Розробка рекомендації щодо покращення технології рафінування сталі Розділ 3. Охорона праці і екологія. Розділ 4. Розрахунок економічної ефективності запропонованих рекомендацій. Висновки. Перелік використаних джерел. Додатки.

5. Перелік графічного (демонстраційного) матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): \_\_\_\_\_

6. Консультанти по роботі, із зазначенням розділів роботи, що їх стосуються

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта
1,2,3,4	Стоянов О.М. доцент кафедри металургії та інноваційних технологій

7. Дата видачі завдання 10.04.2026

#### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів роботи	Термін виконання етапів роботи
1	Технологічна частина	11.05 – 13.06.2026
2	Спеціальна частина	11.05 – 13.06.2026
3	Охорона праці та екологія	06 – 13.06.2026
4	Економічно-організаційна частина	06 – 13.06.2026
5	Оформлення пояснювальної записки	13 – 20.06.2026
6	Захист	за графіком

Здобувач

Олександр ПАРХОМЧУК

Керівник роботи

Олександр СТОЯНОВ

## АНОТАЦІЯ

*Пархомчук Олександр Олександрович.* Визначення доцільних технологічних параметрів виплавки металу з метою забезпечення якісних показників.

Кваліфікаційна робота на здобуття освітнього ступеня бакалавра за спеціальністю 136 Металургія, ОПП «Металургія чорних металів» – ТОВ «ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ «МЕТІНВЕСТ ПОЛІТЕХНІКА», Запоріжжя, 2026.

*Об'єктом дослідження* є процес виплавки сталі в електродуговій печі (ЕДП) та електросталеплавильне виробництво.

*Предметом дослідження* є вплив технологічних параметрів плавки на процеси рафінування сталі (десульфурація, дефосфорація), якість металу та техніко-економічні показники виробництва.

У першому розділі виконано аналіз сучасного стану електросталеплавильного виробництва. Розглянуто основні напрями інтенсифікації роботи електродугових печей, зокрема підвищення потужності агрегатів, використання киснево-вуглецевих технологій, піношлакового режиму, режиму «гарячої п'яти» та інших технологічних рішень. Проаналізовано їх вплив на продуктивність, енергоефективність і якість сталі.

У другому розділі розглянуто технологію виробництва сталі в електродуговій печі, включаючи склад шихтових матеріалів, особливості проведення плавки, процеси рафінування, розкислення та позапічної обробки. Виконано математичне моделювання процесу десульфурації сталі з використанням розрахункових залежностей. Запропоновано рекомендації щодо оптимізації режимів плавки для підвищення ефективності десульфурації та забезпечення стабільної якості сталі.

У третьому розділі розглянуто питання охорони праці та захисту навколишнього середовища в електросталеплавильному цеху. Проаналізовано небезпечні та шкідливі виробничі фактори, наведено заходи щодо підвищення безпеки праці, зниження рівня шуму, пилу, теплового випромінювання та мінімізації негативного впливу на довкілля.

У четвертому розділі виконано оцінку економічної ефективності впровадження запропонованих технологічних рішень.

ЕЛЕКТРОДУГОВА ПІЧ, ВИПЛАВКА СТАЛІ, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ, РАФІНУВАННЯ, ТЕХНОЛОГІЧНІ ПАРАМЕТРИ, ЯКІСТЬ СТАЛІ

## ЗМІСТ

ВСТУП .....	6
1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА .....	7
1.1 Підвищення продуктивності ЕДП .....	7
1.2 Збільшення потужності трансформаторів ЕДП .....	8
1.4 Інтенсифікація за рахунок використання кисню, вуглецю та хімічного тепла .....	13
1.5 Метод спіненого шлаку .....	15
1.6 Робота електродугової печі з «гарячою п'ятою» .....	18
1.7 Використання рідкого чавуну та відновленого заліза .....	20
1.9 Допалювання СО до СО <sub>2</sub> над ванною .....	22
Висновки по розділу .....	25
2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА .....	26
2.1 Огляд технології виробництва сталі в основній дуговій електропечі .....	26
2.1.1 Матеріали для виробництва сталі в ДСП .....	26
2.1.2 Технологія виробництва сталі в ДСП .....	30
2.2 Методика проведення дослідження .....	34
2.3 Результати моделювання .....	38
Висновки по розділу .....	42
3 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЗАХИСТ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА .....	43
3.1 Загальні умови праці .....	43
3.2 Техніка безпеки та пожежна профілактика .....	45
3.3 Захист навколишнього середовища .....	47
4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА .....	49
4.1 Огляд непрямих технологічних витрат .....	49
4.2 Розрахунок економічної ефективності від впровадження запропонованих заходів .....	50
4.2.1 Зниження витрат на позапічну обробку .....	51

4.2.2 Зниження витрат феросплавів.....	51
4.2.3 Зменшення браку продукції.....	51
4.2.4 Зниження енерговитрат.....	51
4.2.5 Зниження витрат на ремонт і футеровку.....	52
4.2.6 Сумарний економічний ефект .....	52
4.2.7 Витрати на впровадження.....	52
4.2.8 Чистий економічний ефект .....	52
4.2.9 Термін окупності .....	53
Висновки до розділу .....	53
<b>ВИСНОВКИ .....</b>	<b>54</b>
<b>ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ .....</b>	<b>55</b>

## ВСТУП

Електродугові сталеплавильні печі (ЕДП) зазнають інтенсивного розвитку високими темпами. Ще 20–30 років тому досягнення сучасного рівня їх продуктивності вважалося практично неможливим. Завдяки впровадженню значної кількості інноваційних технічних рішень тривалість виробничого циклу (від випуску плавки до наступного випуску) для найбільш ефективних печей місткістю 100–130 т, що працюють на металобрухті, скоротилася до 30–40 хв.

Як наслідок, суттєво зросли погодинна та річна продуктивність агрегатів. Питомі витрати електроенергії зменшилися майже вдвічі — з 580–650 до 320–350 кВт·год/т. Частка електричної енергії в загальному енергоспоживанні на одну плавку знизилася до приблизно 50 %. Крім того, споживання графітових електродів скоротилося у 4–5 разів. Очікується, що наведені техніко-економічні показники найближчим часом стануть типовими для більшості сучасних сталеплавильних виробництв.

Наразі більшість інновацій для електродугової печі спрямовані на розробку засобів та методів, що забезпечують подальшу інтенсифікацію процесів плавлення твердої шихти та нагрівання рідкої ванни, не оминаючи увагою процеси рафінування сталі від шкідливих домішок. Розрахунки в цій галузі вимагають знання процесів теплопередачі, а також гідро- та аеродинаміки.

Виходячи з цього в поточній роботі розглянуто сучасні методи вдосконалення технології виплавки сталі в електродуговій печі та процеси рафінування в ній металевій ванни.

## 1 ТЕОРЕТИЧНА ЧАСТИНА

Структура сучасного сталеплавильного виробництва формувалася еволюційно протягом останнього століття. За цей період під впливом низки техніко-економічних та виробничих чинників вимоги до сталеплавильних агрегатів зазнали суттєвих змін. У результаті окремі технологічні процеси отримали подальший розвиток і широке впровадження, тоді як інші втратили конкурентоспроможність і були поступово витіснені з практики.

Зазначені трансформації мали комплексний і взаємопов'язаний характер, оскільки зміни в одному напрямі розвитку зумовлювали відповідні перетворення в інших. У зв'язку з цим повноцінне розуміння закономірностей розвитку електросталеплавильного виробництва та оцінювання перспектив його подальшого вдосконалення можливе лише з урахуванням загальних тенденцій еволюції сталеплавильного виробництва.

Отже, доцільним є, принаймні в узагальненому вигляді, розгляд історії розвитку не лише електродугових печей, а й інших типів сталеплавильних агрегатів, що перебували у стані технологічної конкуренції.

### 1.1 Підвищення продуктивності ЕДП

Протягом більш ніж півстоліття основним напрямом розвитку електродугових печей було підвищення їх продуктивності. Практично всі інноваційні технічні рішення, реалізовані в цей період, були спрямовані саме на досягнення цієї мети. Без її вирішення електродугова піч не могла б набути статусу одного з провідних сталеплавильних агрегатів, який поряд з кисневим конвертером визначає сучасну структуру світового сталеливарного виробництва.

За умови виключення вартості шихтових матеріалів, продуктивність є ключовим параметром, що визначає економічну ефективність сталеплавильного процесу. Як правило, зі зростанням продуктивності спостерігається зниження витрат на оплату праці та технічне обслуговування, а також питомих витрат електроенергії, електродів, палива, вогнетривких матеріалів та інших експлуатаційних витрат, включаючи загальноцехові витрати.

Електродугові печі переважно використовуються у складі міні-металургійних заводів, де саме вони визначають загальний рівень виробничої потужності підприємства. Збільшення потужності таких заводів до 1–2 млн т сталі на рік і більше суттєво вплинуло на вимоги до продуктивності ЕДП. У цих умовах найбільш доцільним є оснащення сталеплавильних цехів однією, рідше — двома печами, що сприяє мінімізації витрат на оплату праці та загальних експлуатаційних витрат.

У разі оснащення цехів кількома печами за умов інтенсивного виробничого режиму практично неможливо уникнути організаційних затримок. Будь-яке відхилення від заданого ритму роботи однієї печі оперативно негативно впливає на роботу інших агрегатів, що призводить до зниження продуктивності як окремого цеху, так і підприємства в цілому. У зв'язку з цим перевага надається схемам з однією піччю навіть за необхідності забезпечення річної продуктивності на рівні 2,5–3,0 млн т сталі [1].

## 1.2 Збільшення потужності трансформаторів ЕДП

Запровадження зазначеного технічного рішення відіграло визначальну роль у суттєвому скороченні тривалості міжплавкового інтервалу та підвищенні погодинної продуктивності електродугових печей. Перші печі надвисокої потужності (*Ultra High Power, UHP*) були введені в експлуатацію у США в 1963 році. Це були агрегати місткістю

135 т, оснащені трансформаторами потужністю 70–80 МВА, що забезпечувало питомий рівень потужності 520–600 кВА/т. Для порівняння, раніше питома потужність печей місткістю 50–100 т не перевищувала 200–250 кВА/т. Завдяки високій ефективності експлуатації печі типу УНР швидко набули широкого поширення, і вже на початку 1980-х років їх питома потужність досягла рівня близько 1000 кВА/т.

На початковому етапі впровадження печей УНР підвищення їх середньомісячної та річної продуктивності стримувалося інтенсивним зниженням довговічності вогнетривкої футерівки бічних стін і склепіння, що, у свою чергу, призводило до збільшення тривалості ремонтних простоїв. Зазначену проблему було вирішено шляхом часткової (до 85 % площі) заміни вогнетривкої футерівки водоохолоджуваними панелями.

Погодинна продуктивність печі за фіксованої встановленої потужності обернено пропорційна загальній тривалості міжплавкового циклу  $t$ , яка визначається сумою двох складових: часу роботи печі під напругою (період  $t_1$ , коли електричні дуги увімкнені) та часу вимкнення живлення (період  $t_2$ ), необхідного для виконання технологічних операцій без дуги. До періоду  $t_2$  належать випуск сталі, закриття випускного отвору, завантаження металобрухту одним або кількома кошиками тощо.

Зі збільшенням потужності дуги скорочується переважно тривалість періоду  $t_1$ , що відповідає плавленню шихти та нагріванню рідкої ванни. Водночас надмірна тривалість періоду  $t_2$  призводить до зниження загальної ефективності роботи агрегату. Зокрема, якщо відношення  $t_1/t$  зменшується до рівня нижче 0,7, застосування печей надвисокої потужності стає економічно недоцільним.

Із підвищенням встановленої потужності зростають вимоги до максимальної інтенсифікації роботи печі в період  $t_1$  та до наближення

середнього значення потужності в цьому інтервалі до її номінального рівня. Будь-яке зниження електричної потужності протягом зазначеного періоду безпосередньо зумовлює зменшення продуктивності електродугової печі.

Впровадження печей УНР супроводжувалося суттєвим скороченням тривалості операцій, що виконуються без подачі електроенергії, а також перенесенням частини технологічних процесів, які потребують знижених енергетичних режимів, на агрегати вторинної позапічної металургії. До таких процесів належать, зокрема, десульфуратія та доведення сталі до заданого хімічного складу. Слід зазначити, що досягнення сучасних техніко-економічних показників печей надвисокої потужності було б неможливим без їх переорієнтації на виробництво напівпродукту. У подальшому такі печі доцільно розглядати як високопотужні.

### 1.3 Оптимальні електричні режими нагріву

Електричний режим — це регламентована програма зміни електричних параметрів кола електродугової печі, зокрема сили струму, напруги та потужності електричної дуги, протягом плавки. Конструктивне виконання пічних трансформаторів забезпечує можливість ступінчастого регулювання цих параметрів у широкому діапазоні. Водночас варіації струму і напруги можуть здійснюватися за умов підтримання постійного рівня максимальної фактичної потужності. Перемикання ступенів напруги трансформатора під навантаженням реалізується як в автоматичному режимі, так і за керуючим впливом оператора.

З моменту впровадження електродугових печей підвищеної потужності формування їх електричних режимів здійснювалося відповідно до усталеного принципу. На стадії плавлення твердої шихти,

коли металобрухт екранує бічні стінки печі від прямого теплового випромінювання дуги, використовується максимальна потужність трансформатора у поєднанні з довгими дугами, що відповідає підвищеним значенням напруги та зниженим значенням струму.

У міру утворення та нарощування рідкої ванни довжина дуг поступово зменшується шляхом зниження напруги і відповідного підвищення сили струму. На завершальних стадіях плавки піч функціонує за зниженого рівня потужності при максимальних значеннях струму. Такий режим забезпечує максимальне занурення коротких дуг у металеву ванну, підвищення коефіцієнта засвоєння тепла металом та мінімізацію теплових втрат, зокрема через водоохолоджувані панелі бічних стінок.

Тривалий час вважалося, що зазначені базові принципи формування електричного режиму електродугових печей є оптимальними і не потребують перегляду [2].

Однак із широким впровадженням технології піношлакового покриття зазначені принципи зазнали суттєвого перегляду. Замість традиційного зменшення довжини дуги з метою її занурення в рідку ванну шляхом підвищення сили струму та відповідного збільшення тиску дуги на поверхню металу, реалізується інший підхід: рівень металошлакової ванни підвищується, а довгі дуги повністю занурюються у шар спіненого шлаку. Це створило передумови для формування нових принципів оптимізації електричного режиму нагрівання.

Збільшення електричної потужності можливе як за рахунок підвищення сили струму, так і напруги, оскільки потужність пропорційна добутку цих параметрів. Обидва підходи обмежуються експлуатаційними характеристиками графітованих електродів, які залишаються одним із ключових стримувальних факторів підвищення потужності дугових сталеплавильних печей (ДСП). Із зростанням сили

струму збільшується густина струму в електродах, значення якої обмежується умовами забезпечення їх довговічності. На сучасному етапі електроди потужних печей експлуатуються за густини струму в межах 25–35 А/см<sup>2</sup>. Подальше підвищення цього показника потребує істотного поліпшення фізико-механічних і електрофізичних властивостей матеріалу електродів (електропровідності, густини, міцності тощо), що суттєво ускладнює технологію їх виготовлення та призводить до значного зростання вартості.

Одним із шляхів підвищення струмопровідної здатності електродів є збільшення їх діаметра. Поряд із широко застосовуваними електродами діаметром 610 мм використовуються електроди діаметром 710 і 750 мм; за окремими даними, виготовлялися електроди діаметром до 800 мм. Водночас збільшення діаметра електродів пов'язане з вирішенням складних технологічних і конструкційних завдань, співставних за складністю з підвищенням допустимої густини струму, що також супроводжується істотним зростанням їх вартості. У зв'язку з цим можливості обох зазначених напрямів на сьогодні практично вичерпані.

Більш перспективним напрямом підвищення електричної потужності ДСП є збільшення максимальної вторинної напруги пічного трансформатора. Якщо раніше це значення не перевищувало 1000 В, то сучасні печі успішно експлуатуються при нарузі 1350–1600 В.

Підвищення напруги має суттєву перевагу порівняно зі збільшенням сили струму, оскільки не супроводжується відповідним зростанням витрат електродів. Відомо, що витрата електродів значною мірою визначається густиною струму і зростає пропорційно її підвищенню. Водночас подальше збільшення напруги також обмежується низкою чинників, зокрема ризиком електричних пробоїв (іскрового перекриття) у запиленому газовому середовищі між

струмовідводами над склепінням, а також у міжелектродному просторі та між електродами і склепінням печі.

Метод піношлакового покриву дозволяє визначити оптимальний електричний режим сучасної електродугової печі як роботу з практично сталими електричними параметрами протягом усього циклу плавки. Такий режим передбачає використання максимальної активної потужності дуги, підвищеної напруги та мінімально можливого значення сили струму за заданого рівня потужності.

Застосування зазначеного підходу забезпечує досягнення максимальної продуктивності печі при одночасній мінімізації питомих витрат на виробництво сталі. Найбільш повно реалізація такого режиму досягається в агрегатах безперервної подачі металошихти, однак він може ефективно застосовуватися і в печах періодичної дії, що працюють із завантаженням брухту окремими порціями.

Виняток становить початкова стадія плавки, коли електрична дуга горить над масивом твердого металобрухту. У цих умовах, з метою запобігання термічному пошкодженню склепіння печі, доцільним є незначне скорочення довжини дуги, що досягається шляхом зниження напруги та відповідного підвищення сили струму.

#### 1.4 Інтенсифікація за рахунок використання кисню, вуглецю та хімічного тепла

Поряд зі збільшенням електричної потужності, ця інновація зіграла винятково велику роль у підвищенні продуктивності ДСП та зниженні споживання електроенергії. Промислове використання кисню в сталеплавильному виробництві почалося лише після розробки та впровадження нових і відносно дешевих методів його виробництва відразу після закінчення Другої світової війни. Методи нагнітання кисню в надводний борт і рідинну ванну постійно вдосконалювалися.

Спочатку кисень використовувався в ДСП у досить обмежених кількостях, головним чином для різання брухту та зневуглецювання ванн. Кисень вводили в піч вручну через шлакові дверцята за допомогою сталевих труб. Пізніше цю операцію повністю механізували. Для введення кисню почали застосовувати різні маніпулятори, причому використовувалися не тільки витратні труби, а й водоохолоджувані фурми, які вставлялися через отвори в даху і боковинах печі. Широке застосування в електродугових печах отримали також бокові киснево-газові пальники потужністю 3–3,5 МВт. Все це сприяло збільшенню споживання кисню. Проте лише 15–20 років тому витрати кисню у ванні не перевищували 10–15 м<sup>3</sup>/т сталі.

Подальше різке збільшення споживання кисню нерозривно пов'язане з використанням вугільного порошку, який вводять у ванну разом з киснем. Вражаючі результати, досягнуті завдяки розширеному використанню кисню, ніколи б не були отримані без впорскування вуглецю. Зі збільшенням інтенсивності обдування ванни киснем кількість окисленого заліза неминуче зростає. Вуглець зменшує оксиди заліза, таким чином запобігаючи неприпустимому падінню виходу. Крім того, введений вуглець викликає спінювання шлаку. Занурення дуги в пінистий шлак забезпечує різке підвищення ефективності використання електроенергії.

У сучасних потужних електродугових печах, що працюють на металобрухті, середні питомі витрати кисню становлять приблизно 40 м<sup>3</sup>/т і нерідко досягають 50 м<sup>3</sup>/т. В окремих випадках цей показник зростає до 70 м<sup>3</sup>/т, зокрема в агрегатах, де кисень додатково використовується для допалювання оксиду вуглецю (CO) у надванному просторі. Питомі витрати вуглецевого порошку, що інжектуються в рідку ванну, складають до 15–17 кг/т.

З огляду на незначну тривалість періоду нагрівання такі рівні витрат кисню та вуглецю потребують забезпечення високої

інтенсивності їх введення. У сучасних печах питома інтенсивність вдування кисню, як правило, становить  $0,9\text{--}1,0 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв.})$  і може досягати  $2,5 \text{ м}^3/(\text{т}\cdot\text{хв.})$  у разі використання значних кількостей рідкого чавуну та відновленого заліза. Останнє значення наближається до характерних показників для кисневих конвертерів. Зростання споживання кисню та вуглецю зумовило розвиток і впровадження сучасних високоефективних способів їх інжекції в металеву ванну.

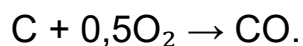
Широке застосування киснево-паливних пальників і технологій кисневого дуття в сучасних електродугових печах спричинило істотне зростання частки хімічної енергії в загальному енергобалансі плавки. Частка електричної енергії при цьому зменшилася приблизно до 50 % від сумарного енергоспоживання, тоді як у випадку використання чавуну та відновленого заліза цей показник є ще нижчим.

З енергетичної точки зору сучасні електродугові печі істотно відрізняються від агрегатів попередніх поколінь, у яких внесок хімічних джерел тепла був незначним порівняно з енергією електричної дуги. На сьогодні енергетична структура електродугових печей значною мірою наближається до киснево-конвертерних процесів, де основна частка тепла генерується за рахунок внутрішніх хімічних реакцій.

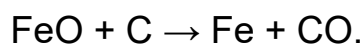
### 1.5 Метод спіненого шлаку

Одним із ключових результатів упровадження сучасних технічних засобів для сумісної інжекції кисню та вуглецевого порошку в металеву ванну стала можливість стабільного формування спіненого шлаку та підтримання його товщини на рівні, достатньому для повного занурення електричних дуг у шлаковий шар. Реалізація цієї технології забезпечує максимізацію теплопередачі від електричних дуг до розплаву та супроводжується низкою додаткових технологічних переваг.

Механізм спінювання шлаку за умов одночасного введення кисню та вуглецю в металеву ванну базується на перебігу взаємопов'язаних хімічних реакцій. Кисень окиснює розчинений у металі вуглець за реакцією:



Частина кисню витрачається також на окиснення заліза з утворенням оксиду заліза (FeO). Вуглець, що інжектуюється у ванну, розчиняється в рідкому металі та взаємодіє з оксидами заліза відповідно до реакції:



Унаслідок одночасного перебігу зазначених реакцій утворюються дрібнодисперсні бульбашки оксиду вуглецю, які, підіймаючись крізь шлак, забезпечують його інтенсивне спінювання. За умови раціонального співвідношення витрат кисню та вуглецю процес відновлення FeO дозволяє значно інтенсифікувати подачу кисню без суттєвих втрат металу.

Питомі витрати вуглецю, необхідні для формування шару спіненого шлаку оптимальної товщини, залежать від режиму роботи печі, зокрема довжини електричної дуги, і в сучасних умовах становлять приблизно 6–10 кг/т. Водночас з метою підвищення продуктивності агрегатів на практиці ці витрати часто збільшуються приблизно вдвічі, що одночасно створює можливість для подальшого зростання інтенсивності кисневого дуття.

Слід зазначити, що надмірне збільшення товщини шару спіненого шлаку (понад 300–350 мм) має негативний вплив на продуктивність та інші ключові техніко-економічні показники роботи печі. У зв'язку з цим

важливим завданням є забезпечення ефективного контролю та стабілізації рівня шлакової піни в процесі плавки.

Питомі витрати вуглецевого порошку визначаються його якісними характеристиками, способом інжекції, а також складом шлаку. Якість цього відносно дорогого матеріалу передусім обумовлюється вмістом вуглецю та швидкістю його розчинення в металевому розплаві. Так, коксовий порошок зазвичай містить до 80 % вуглецю, тоді як графітовий порошок характеризується значно вищим вмістом вуглецю і більшою швидкістю розчинення.

Для забезпечення максимально повного засвоєння введеного вуглецю важливим є раціональне розміщення точок інжекції по периметру ванни, а також оптимальна відстань від сопел інжекторів до рівня рідкого металу. Серед існуючих способів введення найвищий коефіцієнт засвоєння вуглецю (близький до 100 %) досягається за умов його подачі безпосередньо в шлак поблизу межі «шлак–метал». Найменш ефективним є введення порошку на поверхню шлаку, оскільки в цьому випадку значна частина матеріалу виноситься з печі потоком відхідних газів.

Розташування інжекторів істотно впливає на ефективність процесу. Не рекомендується суміщення зон введення кисню і вуглецю, оскільки безпосередній контакт їх струменів призводить до передчасного окиснення вуглецю до його розчинення у ванні. У результаті частина вуглецю втрачається без участі як у процесах спінювання шлаку, так і у відновленні оксидів заліза. У зв'язку з цим інжектори кисню та вуглецю слід розташовувати на визначеній відстані один від одного.

Недоцільним є введення вуглецю у прифронтону зону біля шлакового вікна, оскільки спінений шлак у цій області схильний до витікання за межі печі, що зумовлює втрати матеріалу. Найбільш ефективним є введення вуглецю в еркерну частину ванни та прилеглі

зони, звідки спінений шлак переміщується в напрямі електричних дуг і забезпечує їх повне покриття.

Інтенсивність піноутворення та стабільність шлакової піни значною мірою залежать від фізичних властивостей шлаку, зокрема його в'язкості, густини, поверхневого натягу та вмісту нерозчинених твердих частинок. Зазначені властивості визначаються як хімічним складом шлаку, так і його температурним режимом. Для основних шлаків характерне зростання здатності до піноутворення зі збільшенням вмісту діоксиду кремнію ( $\text{SiO}_2$ ). Водночас у сучасних електродугових печах тривалість існування рідкої ванни є обмеженою, що унеможлиблює повне формування однорідного шлаку.

Унаслідок цього шлак має неоднорідну структуру і містить значну кількість нерозчинених частинок вапна та інших твердих фаз, що, своєю чергою, сприяє інтенсифікації процесу спінювання. Це дозволяє уникнути необхідності істотного підвищення вмісту  $\text{SiO}_2$ , яке призводить до зниження основності шлаку. Додатковому покращенню умов піноутворення сприяє введення в шлак порошкоподібних флюсів (вапна, доломіту), а також внесення вуглецевмісних матеріалів на початкових стадіях плавлення.

### 1.6 Робота електродугової печі з «гарячою п'ятою»

У сучасній практиці сталеплавильного виробництва широко застосовується технологічний режим, за якого після кожного випуску в печі залишається 15–20 % рідкого металу та певна кількість шлаку (так звана «гаряча п'ята»). Основну масу шлаку видаляють через шлаковий поріг. За умови відповідності конструкції випускного отвору сучасним вимогам забезпечується отримання металу з мінімальним вмістом шлакових включень під час розливання в ківш. Це, своєю чергою, сприяє зниженню витрат феросплавів і полегшує проведення операцій

позапічної обробки сталі. Водночас ключовою перевагою використання «гарячої п'яти» є підвищення енергоефективності процесу.

У потужних електродугових печах завантаження металобрухту відбувається інтенсивно, що зумовлює недостатню глибину рідкої ванни на початкових етапах плавки, коли електроди наближаються до поду печі. Це створює ризик термічного та ерозійного пошкодження донної футерівки під дією електричних дуг і обмежує можливість підвищення електричної потужності агрегату. Наявність «гарячої п'яти» усуває зазначене обмеження та створює умови для інтенсифікації електричного режиму з метою підвищення продуктивності печі.

Застосування цього режиму також розширює можливості ефективного використання кисню для продування ванни. Завдяки наявності залишкового розплаву подачу кисню можна розпочинати практично відразу після завантаження шихти. У процесі продування за наявності розчиненого вуглецю інтенсифікується утворення спіненого шлаку, що забезпечує занурення електричних дуг у шлаковий шар і, відповідно, підвищує ефективність тепловикористання.

Оксид вуглецю (CO), який виділяється з гарячої ванни, згорає у надванному просторі та, проходячи крізь шар шихти, сприяє її попередньому нагріванню, прискорюючи процеси осідання та плавлення. На відміну від цього, раннє продування відносно холодної шихти за відсутності «гарячої п'яти» є малоефективним: інтенсифікація нагрівання у цьому випадку супроводжується підвищеним окисненням заліза, що призводить до зниження виходу металу та збільшення витрати електродів.

Ефективність використання режиму «гарячої п'яти» значною мірою залежить від стабільності маси залишкового металу. Підтримання її на відносно постійному рівні, близькому до оптимального, є необхідною умовою реалізації переваг даної технології. Значні коливання маси «гарячої п'яти» від плавки до плавки істотно

знижують ефективність процесу, що зумовлює актуальність розроблення технічних і технологічних рішень для оперативного контролю та регулювання цього параметра.

### 1.7 Використання рідкого чавуну та відновленого заліза

Завантаження певної частки рідкого чавуну в електродугову піч з метою заміщення частини металобрухту забезпечує суттєве підвищення продуктивності та значне зниження питомих витрат електроенергії. На інтегрованих металургійних підприємствах, де спостерігається надлишок рідкого чавуну, такий підхід до інтенсифікації електросталеплавильного виробництва останнім часом набув певного поширення.

Водночас навіть у цих умовах використання рідкого чавуну слід розглядати радше як ситуативне технологічне рішення, ніж як довгостроковий напрям розвитку. Це обумовлено тим, що електродугові печі за своєю технологічною природою є менш придатними для переробки рідкого чавуну порівняно з кисневими конвертерами. Крім того, застосування гарячого металу в електродугових печах призводить до зниження їхніх екологічних переваг, притаманних процесам, що базуються переважно на використанні металобрухту.

Металобрухт залишається основною сировиною для електродугових печей як на сучасному етапі, так і в довгостроковій перспективі, причому його світові ресурси мають стійку тенденцію до зростання. За таких умов застосування відновленого заліза та гарячого металу, ймовірно, буде обмеженим і визначатиметься переважно регіональними особливостями сировинної бази та структурою металургійного виробництва.

## 1.8 Одноразове завантаження брухту

Наразі поширення набувають електродугові печі місткістю 120 т і більше зі збільшеним розміром вільного борту, здатними приймати весь брухт насипною щільністю 0,7–0,8 т/м<sup>3</sup>, що завантажується одним кошиком. Завантаження кожного кошика вимагає підняття даху та вимикання струму щонайменше на 3 хвилини. При часі між відводами 45 хвилин використання одного кошика для брухту замість двох призводить до збільшення виробництва електродугової печі за годину на 6,7%. Однак переваги печей з одноразовим завантаженням брухту цим не обмежуються. Об'єм вільного борту в таких печах збільшується до необхідних розмірів головним чином за рахунок збільшення її висоти. Більша висота штабеля брухту в печі забезпечує краще поглинання брухтом тепла гарячих газів, що утворюються при допалюванні CO<sub>2</sub>, що проходить вгору через шар брухту знизу. Те саме можна сказати і про поглинання тепла від полум'я газокисневих пальників, встановлених у нижніх частинах бічних стінок печі. Збільшення глибини ям, що свердляться дугами в брухті, також збільшує ступінь засвоєння тепла дугою. Все це підвищує температуру нагрівання брухту перед його зануренням у розплав і прискорює плавлення. Одночасно зменшується споживання електроенергії. Цьому зменшенню сприяє зменшення втрат тепла вдвічі в момент, коли склеп печі відкидається вбік, а піч відкрита. Викиди пилогазів в атмосферу цеху також зменшуються вдвічі під час завантаження брухту. У печах ємністю до 300 тонн висота вільного борту також збільшується, щоб зменшити кількість завантажень до двох на плавку. Однак, враховуючи вплив збільшення висоти вільного борту печі на використання тепла в ній, слід враховувати, що площа бічних стінок збільшується, а отже, збільшуються і втрати тепла з охолоджувальною водою. Для зменшення цих втрат вживаються заходи щодо збільшення товщини гарнітурного шару на панелях бічних стінок.

Наприклад, компанія Danieli використовує панелі, що складаються з двох шарів труб. Труби внутрішнього (відносно надводного борту) шару розташовані на значно ширшій відстані одна від одної, ніж у зовнішньому. Це сприяє формуванню товстішого черепа та його кращому утриманню на трубах [3]. Зі значним збільшенням висоти надводного борту збільшується хід електродів та їх довжина відповідно, що збільшує ймовірність їхнього поломки. Для запобігання поломці слід збільшити жорсткість важелів та всієї системи руху електродів.

### 1.9 Допалювання CO до CO<sub>2</sub> над ванною

Проблема допалювання CO має два аспекти. По-перше, допалювання CO, як і H<sub>2</sub>, необхідне з міркувань вибухобезпечної роботи системи відведення відпрацьованих газів печі. Вибухонебезпечні суміші газів, що містять CO, H<sub>2</sub> та O<sub>2</sub>, необхідно горіти у вільному просторі та в межах системи відведення відпрацьованих газів при достатньо високих температурах. Щоб запобігти вибухам, за жодних обставин такі суміші не повинні проникати в низькотемпературні зони систем відведення газів, де їх горіння може припинитися. Крім того, викиди CO в атмосферу є неприйнятними з екологічних міркувань та обмежені відповідними стандартами.

Другим важливим аспектом є енергетична доцільність допалювання. Теоретично окиснення оксиду вуглецю до діоксиду вуглецю (CO<sub>2</sub>) супроводжується значним виділенням теплової енергії, що може бути використана в тепловому балансі печі. Відомо, що під час окиснення вуглецю до CO реалізується лише близько 28 % теплоти його повного згоряння до CO<sub>2</sub>, тоді як решта — приблизно 72 % — може бути отримана на стадії допалювання CO.

Водночас ефективно використання цієї додаткової хімічної енергії в умовах сталеплавильного процесу пов'язане з низкою суттєвих технологічних обмежень.

Перший із зазначених факторів полягає в тому, що оксид вуглецю (CO) виділяється відносно рівномірно по всій поверхні металеві ванни. Для ефективного повернення хімічної енергії у ванну процес допалювання має відбуватися безпосередньо в приповерхневій зоні. У разі згоряння CO у надсклепінному просторі виділена теплота переважно поглинається водоохолоджуваними панелями стін і склепіння, що призводить до зростання тепловтрат із охолоджувальною водою замість її корисного використання для нагрівання металу.

Разом з тим забезпечення допалювання CO поблизу поверхні ванни потребує створення розгалуженої системи подачі кисню, здатної рівномірно охопити значну площу реакційної зони. Це зумовлює підвищені витрати кисню, які не завжди є економічно виправданими або технічно доступними в умовах промислового виробництва. У практиці експлуатації печей, де робилися спроби інтенсифікувати допалювання CO у робочому просторі печі, питомі витрати кисню досягали 60–70 м<sup>3</sup>/т, при цьому частина CO все ж потрапляла до системи газовідведення.

Зазвичай подача кисню для допалювання здійснювалася за фіксованою витратою або відповідно до заздалегідь заданої програми. Однак інтенсивність виділення CO має виражений нестационарний характер і змінюється як упродовж плавки, так і від плавки до плавки. Унаслідок цього значна частина кисню, що подається з постійною інтенсивністю, використовується неефективно.

Істотне зниження витрат кисню може бути досягнуте за рахунок його регулювання відповідно до поточного рівня виділення CO. Це потребує автоматичного керування подачею кисню на основі безперервного контролю складу відхідних газів, зокрема вмісту CO, CO<sub>2</sub> та O<sub>2</sub>. Сучасні системи онлайн-аналізу газів забезпечують можливість

реалізації такого підходу і вже застосовуються на ряді електродугових печей, що дозволяє підвищити енергоефективність процесу та знизити витрати реагентів.

Друга і основна складність полягає в тому, що повернення енергії допалювання оксиду вуглецю (CO) у процес виробництва сталі обмежується несприятливими умовами теплообміну. Високотемпературний газовий шар над металевою ванною, що утворюється внаслідок допалювання CO до CO<sub>2</sub> за участю кисню, відокремлений від рідкого металу шаром спіненого шлаку значної товщини (150–300 мм), який характеризується низькою теплопровідністю. У результаті цього теплота передається переважно поверхневим шарам шлаку, тоді як метал нагрівається незначною мірою, а значна частка тепла втрачається через випромінювання на водоохолоджувані панелі.

За наявними експлуатаційними даними, ефективність використання теплоти, отриманої від допалювання CO, зазвичай не перевищує 20–25 %. У поєднанні з підвищеними витратами кисню це обмежує доцільність широкого впровадження систем допалювання у робочому просторі електродугових печей.

Певний інтерес становить досвід реалізації процесів допалювання оксиду вуглецю в кисневих конвертерах з метою підвищення частки металобрухту в шихті. У різних країнах проводилися дослідження за двома основними напрямками. Перший передбачав організацію допалювання CO безпосередньо в рідкій ванні з використанням двоярусних кисневих фурм, у яких додаткові сопла, призначені для допалювання, розташовувалися вище основних кисневих отворів, що забезпечують інтенсифікацію продування.

Другий напрям полягав у реалізації допалювання CO у надванному просторі, для чого у футерівці горловини конвертера встановлювали додаткові водоохолоджувані кисневі фурми. Проте

обидва підходи не забезпечили очікуваного ефекту. Перебіг реакції окиснення CO у рідкій металевій ванні обмежується термодинамічними чинниками, тоді як ефективному засвоєнню тепла при допалюванні в надванному просторі перешкоджають несприятливі умови теплообміну.

Крім того, застосування допалювання в зоні горловини супроводжується інтенсивним тепловим навантаженням футерівки, що призводить до суттєвого зниження її довговічності.

### Висновки по розділу

Інтенсивний розвиток електродугового сталеплавильного виробництва супроводжується суттєвим зростанням потужності агрегатів, широким використанням киснево-вуглецевих технологій, піношлакового режиму та інтенсифікацією тепломасообмінних процесів, що забезпечує підвищення продуктивності та енергоефективності плавки. Водночас ускладнення фізико-хімічних умов у ванні, зумовлене високою інтенсивністю окиснювально-відновних процесів і скороченням тривалості плавки, обмежує можливості досягнення необхідних показників якості сталі без удосконалення технологічних режимів. У цих умовах особливої актуальності набувають дослідження процесів десульфурзації та дефосфорації в електродугових печах, а також оптимізація режимів ведення плавки, спрямованих на підвищення ефективності рафінування металу, зниження втрат та забезпечення стабільності техніко-економічних показників виробництва.

## 2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 2.1 Огляд технології виробництва сталі в основній дуговій електропечі

#### 2.1.1 Матеріали для виробництва сталі в ДСП

У процесі виробництва сталі використовують комплекс матеріалів, до яких належать металева частина шихти, шлакоутворювальні компоненти, окислювачі, вуглецеві матеріали, розкислювачі, легувальні добавки та модифікатори [13].

Основу шихти становить металева складова, представлена переважно сталевим вуглецевим брухтом, який відповідає вимогам ДСТУ 4121:2002 (вид № 2), а також технологічними сталевими відходами ковальського і ливарного виробництв (власні оборотні матеріали). Хімічний склад металобрухту наведений в таблиці 2.1. Зазначені відходи повинні бути очищені від пригару та залишків формувальних сумішей, що ускладнюють формування основного шлаку, і відповідати встановленим габаритним обмеженням (не більше 600×450×450 мм) при мінімальній товщині не менше 8 мм.

Рівень засміченості брухту нешкідливими домішками не повинен перевищувати 1 % за масою. Особлива увага приділяється відсутності в металі домішок кольорових металів і сторонніх включень. Також не допускається наявність у шихті брухту або відходів кольорових металів.

Сталева стружка, що використовується як складова шихти, повинна бути сухою, не містити мастильних матеріалів, а також домішок кольорових металів чи сторонніх включень. Привізний сталевий брухт класифікується як вид № 2, тоді як ковальська обрізь відноситься до виду № 7 відповідно до нормативної класифікації.

Таблиця 2.1 – Металобрухт, що використовується для переплаву

Вид	Підвид	Найменування відходів	Марки сталі, які входять до групи	Вміст легуючих елементів, %
2,7		Вуглецеві	Ст.3 — ст.55, 20ГФЛ, 40Г, 35ГСЛ, 50Г2,60ГЛ, 65Г, ст. 5Л - ст. 45Л	Cr<0.3, Ni<0.3, Cu <0.3
2,7	301	Низьколеговані конструкційні, інструментальні хромовані леговані	11Х-50Х, 45Х2ФЛ, 15ХГС-38ХГС, 45Х2ТЛ, 30ХГ2СТЛ	Cr 0.4-1.8, Ni<0.4, Si < 1-6, Mn 0.2 - 1.9, V< 0.3, Ti <0.12
2,7	308	Конструкційні сталі леговані хромом, нікелем, вольфрамом, молібденом	40Х2Н2М, 34.ХН1М, 34ХН3М, 35ХН2МЛ, 40ХН	Cr 0.6-1.7, Ni 1.2-3.3, Si < 1.6, Mo < 0.6, V<0.2
2,7	311	Низьколеговані сталі хромомолібденові	35ХМ, 15ХМЛ, 35ХМЛ, 35ХМФЛ, 35ХМФА, 45Х2МЛ, 25CrMo4	Cr 0.4-2.6, Ni <0.3, Mo 0.15-0.7, V <0.2
2,7	326	Жаростійкі хромонікелеві сталі	0Х20Н13, 08Х20Н14СЛ, 20Х33Н13, 40Х24Н12С	Cr 19.0-7.0, Ni 11.0-15.0, Ti 1.0 Si < 3.0
2	322	Високомарганцеві сталі	85ГІЗ, 110Г13Л, 110ГІОЛ	Cr <0.5, Ni <0.6, Mn 11.0-15.0
2	368	Високомарганцеві сталі з хромом і нікелем і молібденом	125Г18Х2МНЛ, 120Г18Х2МНЛ	Cr 1.0-2.5, Ni <0.6, Mn 15.5-20.0, Mo 0.2-0.6
	369	Високомарганцеві сталі з хромом	130Г13Х2Л, 75Г13Х2ФЛ, 110Г13Х2БРЛ	Cr 1.0-2.5, Ni <0.5, Mn 11.5-14.5

Як оборотні матеріали застосовують литники, прибутки, браковані відливки, зливки та інший скрап власного виробництва, попередньо очищені від залишків формувальних матеріалів і приведені до встановлених габаритних розмірів.

Для регулювання вмісту вуглецю в металі використовується передільний чавун, хімічний склад якого має відповідати вимогам ДСТУ 3133:95. Хімічний склад передільного чавуну наведено в таблиці 2.2.

Для формування шлакової фази в електродугових печах використовують шлакоутворювальні матеріали, до яких належать вапняк, обпалене вапно, плавиковий шпат і шамотний бій. Застосування цих компонентів забезпечує формування шлаку необхідного складу та

фізичних властивостей для ефективного перебігу металургійних процесів.

Таблиця 2.2 – Характеристики чавуну

Марка чавуну	Масова частка, %												
	Кремній	Марганець				Фосфор, не більше			Сірки, не більше				
		група				клас			категорія				
		1	2	3	4	А	Б	В	1	2	3	4	5
П1	0,5-0,9	до 0,5	0,5-1,0	1,0-1,5	-	0,1	0,2	0,3	0,01	0,02	0,03	0,04	0,05
П2	До 0,5	до 0,5	0,5-1,0	1,0-1,5		0,1	0,2	0,3	0,01	0,02	0,03	0,04	0,05
ПЛ1	0,9-1,2	до 0,3	0,3-0,5	0,5-0,9	0,5-0,9	0,08	0,12	0,3	0,01	0,02	0,03	0,04	0,05
ПЛ2	0,5-0,9	до 0,3	0,3-0,5	0,5-0,9	0,9-1,5	0,08	0,12	0,3	0,01	0,02	0,03	0,04	0,05

Флюсовий вапняк марки С1 з фракцією 20–50 мм має відповідати вимогам ТУ У 14.1-00191856-005-2003 і містити не більше 0,5 % вологи, рівень якої підлягає періодичному контролю (таблиця 2.3). Обпалене вапно, що використовується у сталеплавильному виробництві, повинно бути свіжообпаленим і кусковим; застосування пилоподібного вапна не допускається. Ознакою якісного випалу є наявність у зламі шматка темної зони діаметром не більше 30 мм. Хімічний склад вапна має відповідати встановленим нормативним вимогам і представлений в таблиці 2.4.

Плави́ковий шпат застосовується для розрідження густих основних шлаків без істотного зниження їх основності. Він повинен відповідати маркам ФК-92, ФК-85 або ФК-75 згідно з чинними стандартами. Вміст вологи у шпатових концентратах не повинен перевищувати 1,0 %. Гранулометричний склад матеріалу регламентується: максимальний розмір частинок — не більше 100 мм, а масова частка частинок розміром понад 50 мм — не більше 10 %.

Таблиця 2.3 – Характеристики вапняку

Найменування показника	Норма для марки, %	
	C-1	C-2
Масова частка суми оксидів кальцію та магнію (CaO+MgO)	53,5	52,5
MgO, не більше	5	5
Масова частка оксиду кремнію SiO <sub>2</sub> , не більше	1,5	2,0
Масова частка фосфору, не більше	0,06	0,06
Масова частка сірки, не більше	0,06	0,09
Крупність вапняку, мм	20-50, 20-30	40-80

Таблиця 2.4 – Характеристики вапна

Найменування показника	Одиниця вимірювання	Фракція	
		20 - 90 мм	5-20 мм
Вміст окису кальцію, щонайменше	%	70	80
Вміст кремнезему, не більше	%	2	4
Втрати при прожарюванні	%	20	15
Волога	%	Не допускається	
Вміст окису магнію	%	Не допускається	

Шамотний бій використовується як допоміжний шлакоутворювальний матеріал. Його хімічний склад характеризується вмістом оксиду кремнію на рівні 58,0–70,0 %, оксиду алюмінію — 27,0–35,0 % та оксиду заліза — 1,3–2,2 %. Матеріал повинен бути сухим (вологість не більше 1,0 %) і мати розмір шматків не більше 100 мм.

У якості окислювачів застосовуються окалина та залізородні котуни, які повинні відповідати встановленим нормативним вимогам щодо хімічного складу та фізичних характеристик. Вміст вологи в цих матеріалах не повинен перевищувати 1,0 %, що є необхідною умовою забезпечення стабільності технологічного процесу.

Для регулювання вмісту вуглецю в металі в процесі виплавки сталі застосовують вуглецеві матеріали (карбюризатори), до яких належать передільний чавун, електродний бій графітованих електродів, коксова дрібниця, а також універсальні модифікатори типу МУ або їх аналоги.

Використання зазначених матеріалів дозволяє забезпечити необхідний рівень науглецювання металеві ванни залежно від заданих технологічних параметрів.

Електродний бій, отриманий від графітованих електродів відповідно до ДСТУ 4494:2005, застосовується після попередньої підготовки, яка включає реставрацію електродів, розділення недогарків і подальше подрібнення до фракції 150–300 мм. Така підготовка забезпечує ефективне використання матеріалу як джерела вуглецю.

Для проведення процесів розкислення сталі застосовують феросплави та металеві добавки, зокрема феромарганець, феросиліцій, феросилікомарганець, алюміній і силікокальцій. Ці матеріали забезпечують зниження вмісту розчиненого кисню в металі та формування необхідної структури продукту.

Легування сталі здійснюється шляхом введення відповідних легувальних елементів у вигляді феросплавів та чистих металів, серед яких використовуються феромарганець, металевий марганець, феросиліцій, ферохром, феромолібден, феррованадій, нікель, алюміній і феротитан. Застосування цих добавок дозволяє формувати заданий хімічний склад і забезпечувати необхідні експлуатаційні властивості сталі.

### 2.1.2 Технологія виробництва сталі в ДСП

Виплавлення конструкційних легованих сталей, зокрема марок 35ХМЛ, 15ХМЛ, 35ХНЛ, 35ХН2ВЛ та 45Х2МЛ, здійснюється методом окислення на шихті, сформованій із вуглецевого брухту та відходів легованих сталей. Застосування цього методу забезпечує необхідний рівень рафінування металу та контроль хімічного складу у процесі плавки.

Металева шихта формується з покупного сталевого брухту (вид № 2), технологічних відходів і оборотних матеріалів, підібраних за відповідністю хімічному складу. При розрахунку шихти необхідно забезпечити, щоб вміст хрому в металі після розплавлення не перевищував приблизно 0,50 %. Підвищений вміст хрому сприяє утворенню в'язкого хромистого шлаку, який ускладнює процеси кипіння металу, дефосфорації та загалом погіршує умови перебігу окисного періоду плавки. Склад шихти визначається з урахуванням установлених норм витрат, зокрема при використанні легованого брухту та відходів ливарного виробництва.

Виплавлення конструкційних вуглецевих і легованих сталей для виготовлення зливок здійснюється із забезпеченням необхідного хімічного складу та технологічних параметрів процесу. Виплавка вуглецевих сталей проводиться на шихті, сформованій переважно з вуглецевого брухту, тоді як для легованих сталей використовується метод окислення із застосуванням вуглецевої шихти з додаванням відповідних легованих відходів.

Металева шихта для вуглецевих сталей включає покупний брухт встановленого виду, технологічні відходи ковальсько-пресового та інших виробництв, а також бій графітових електродів як додаткове джерело вуглецю. Для легованих сталей до складу шихти, крім зазначених компонентів, додатково вводяться передільний чавун і леговані відходи, що забезпечують формування необхідного вмісту легувальних елементів.

Важливою технологічною вимогою є дотримання раціональної послідовності плавок: виплавлення сталі на зливки після марганцевих марок допускається не раніше ніж після проведення щонайменше трьох проміжних плавок, що забезпечує стабілізацію складу металу та мінімізацію впливу залишкових елементів.

### 2.1.2.1 Рафінування сталі

Рафінування вуглецевих і легованих сталей здійснюється відповідно до встановлених технологічних регламентів і спрямоване на досягнення необхідного хімічного складу та високих показників якості металу. Тривалість рафінувального періоду визначається маркою сталі та ступенем її легування. Для вуглецевих сталей вона становить близько 50 хв, для низьколегованих сталей типу 20Х, 40Х, 40ХН — приблизно 60 хв, а для складнолегованих сталей (34ХН1МА, 34ХН3МА, 5ХНМ, 30ХМ, 35ХМ, 18ХН3МА, 38ХГН, 17CrMo4-4 тощо) — до 70 хв. Важливою складовою цього періоду є витримка металу під «білим шлаком», тривалість якої, як правило, становить 40–50 хв і забезпечує ефективне видалення шкідливих домішок та включень.

Час формування білого шлаку і тривалість витримки під ним підлягають обов'язковій фіксації у технологічній документації плавки. При виробництві сталі для злиwkів використовують виключно свіжообпалене вапно та попередньо прожарені феросплави, що забезпечує стабільність шлакового режиму. За 10 хв до випуску здійснюється відбір проби шлаку для визначення його хімічного складу, зокрема вмісту  $\text{CaO}$ ,  $\text{SiO}_2$  та  $\text{FeO}$ . При цьому відношення  $\text{CaO/SiO}_2$  повинно бути не менше 2,5, а вміст  $\text{FeO}$  не повинен перевищувати 1,5 %, що гарантує оптимальні умови перебігу рафінувальних процесів.

Особливе значення має правильна організація розкислення сталі. У разі розкислення тільки кремнієм або за низького співвідношення марганцю до кремнію (менше 2) у металі формуються тугоплавкі кремнеземисті включення, які повільно видаляються з розплаву і негативно впливають на якість сталі. З метою запобігання їх утворенню розкислення слід проводити у поєднанні з попереднім частковим дифузійним розкисленням. При цьому спочатку вводять феромарганець, а після цього — феросиліцій або

феросилікомарганець. Обов'язковою умовою є забезпечення співвідношення вмісту марганцю до кремнію в металі після розкислення не менше 2, що контролюється за результатами оперативного аналізу проб під час плавки.

#### 2.1.2.2 Випуск плавки та позапічна обробка сталі

Випуск металу з електродугової печі здійснюється у попередньо підготовлений ківш, який має бути очищений від залишків шлаку та скрапу, а також підігрітий до температури не нижче 500–700 °С. Такий температурний рівень відповідає темно-вишневому кольору футерівки ковша і забезпечує мінімізацію тепловтрат і стабільність процесу розливання. Використання ковша з недостатньо підігрітою футерівкою не допускається, оскільки це може призвести до додаткового перегріву металу в печі (вище 1660 °С), підвищення його газонасиченості та погіршення засвоєння активних елементів, зокрема алюмінію і титану. Перед випуском металу жолоб необхідно очистити від пилу та сторонніх включень продуванням повітрям.

Остаточне розкислення сталі всіх марок проводять у ковші із застосуванням алюмінію марки АВ-87. Додатково для модифікації сталі використовується феротитан (ФТі35С8), який вводиться у струмінь металу під час наповнення ковша після внесення алюмінію. Така послідовність забезпечує ефективне зв'язування кисню і стабілізацію структури металу.

Після випуску здійснюється позапічна обробка сталі відповідно до встановлених технологічних регламентів. Важливою складовою цього етапу є витримка металу в ковші, тривалість якої повинна становити не менше 5 хв., що забезпечує вирівнювання температури і хімічного складу, а також завершення фізико-хімічних процесів у розплаві.

Тривалість окремих періодів плавки визначається маркою сталі та місткістю печі. За сучасних умов допускається скорочення загальної тривалості плавки за рахунок оптимізації операцій завантаження шихти та періоду плавлення, що сприяє підвищенню продуктивності агрегатів без погіршення якості готової продукції.

## 2.2 Методика проведення дослідження

Моделювання десульфурзації сталі в ДСП здійснено за методикою [14,15]. Описана методика була реалізована у програмі Microsoft Excel. Для моделювання була обрана вуглецева сталь марки 40Г.

Для того, щоб скласти завалку необхідно зробити розрахунок на вміст у ній вуглецю та легуючих елементів. При плавці сталі методом переплаву вміст вуглецю у завалці розраховується з врахуванням вуглецю, що вноситься феросплавами та вуглецю, що вноситься на вуглецюванням від електродів та порошку коксу, який йде на розкислення шлаку, за формулою:

$$\%[C]_{зав} = \%[C]_{зм} - \%[C]_{ф} - \%[C]_{н} \quad (2.1)$$

де  $\%[C]_{гм}$  – середній вміст вуглецю у готовім металі, %;  $[C]_{ф}$  – вуглець, що вноситься феросплавами, %;  $[C]_{н}$  – вуглець, що вноситься у метал від на вуглецювання.

Кількість вуглецю, що вноситься феросплавами розраховується за формулою:

$$\% [C]_{ф} = (E_{зм} - E_{кр}) \cdot C_{ф} / E_{ф} \cdot п \quad (2.2)$$

де  $E_{гм}$  – вміст легуючого елемента у готовім металі, %;  $E_{кр}$  – вміст вуглецю у кінці розплавлення, %;  $C_{ф}$  – вміст вуглецю у феросплаві, %;

$E_{\phi}$  – вміст легуючого елемента у феросплаві, %;  $p$  – засвоєння легуючого елемента.

Вміст легуючого елемента у кінці розплавлення визначається за формулою:

$$E_{кр} = E_{\phi} \cdot (100 - Y) / 100, \% \quad (2.3)$$

де  $E_{\phi}$  – вміст легуючого елемента у відходах металу, %;  $Y$  – вигар елемента.

Якщо вміст вуглецю у відходах більше за необхідний у завалці, необхідно до складу завалки внести низьковуглецеву сталь з невеликим вмістом  $P$ . Розрахунок необхідної кількості цієї сталі ( $x$ ) при 100 кг завалки робимо за рівнянням:

$$[C]_{зав} = [C]_{нв} \cdot x / 100 + [C]_{\phi} \cdot (100 - x) / 100, \% \text{ (кг/100кг)} \quad (2.4)$$

де  $[C]_{нв}$  – середній вміст вуглецю у низьковуглецевій сталі, %.

Якщо сталь, яка виплавляється легована  $Cr$  або  $W$  то у завалку вводяться ферохром або феровольфрам, розрахунок необхідної кількості цих феросплавів робиться за формулою:

$$G_{\phi} = (E_{зм} - E_{кр}) \cdot 100 / E_{\phi} \cdot p, \text{ кг}, \quad (2.5)$$

Якщо у склад завалки входить низьковуглецева сталь, необхідно врахувати хром або вольфрам, що вона вносить. Тоді кількість цих елементів у кінці розплавлення буде дорівнювати:

$$E_{кр} = E_{ш} \cdot (100 - Y) / 100 \quad (2.6)$$

$$E_{ш} = E_{\phi} \cdot G_{\phi} / 100 + E_{нв} \cdot G_{нв} / 100, \% \quad (2.7)$$

де  $E_B$  – вміст Сг або W у відходах, %;  $E_{HB}$  – вміст Сг або W у низьковуглецевій сталі, %;  $G_B$  – вага відходів у завалці, кг;  $G_{HB}$  – вага низьковуглецевої сталі у завалці, кг.

Розрахунок необхідної для наведення шлаку кількості вапна. Від окислення кремнію шихти та з вапна у шлак надійде  $SiO_2$  у кількості:

$$SiO_2 = (SiO)_{ш} \cdot 60 / 28 + 1,5 \cdot (SiO_2)_в / 100, \text{ кг} \quad (2.8)$$

де  $(SiO)_{ш}$  – кремній окислений з шихти, кг;  $(SiO_2)_в$  – кількість  $SiO_2$  у вапні, %; при 20%  $SiO_2$  у шлаку кількість шлаку дорівнює:

$$U_1 = SiO_2 \cdot 100 / 20, \text{ кг} \quad (2.9)$$

Оскільки у період плавлення окисляються домішки шихти, виконується розрахунок кількості окислених домішок та знаходиться вага металу у кінці періоду плавлення. Кількість окислених домішок дорівнює:

$$E_o = E_{ш} \cdot Y / 100, \text{ кг}, \quad (2.10)$$

де  $E_{ш}$  – кількість домішок у шихті, кг.

Вага металу у кінці періоду плавлення:

$$G_{мкр} = G_{пл} - E_o, \text{ кг}, \quad (2.11)$$

де  $G_{пл}$  – вага завалки, кг.

Наступним кроком розраховуються показники у відновлювальному періоді. Необхідну для легування кількість феросплавів за формулою:

$$G_{ф} = (E_{ем} \cdot x - G_{мкр} \cdot E_{кр}) / E_{ф} \cdot n, \text{ кг}, \quad (2.11)$$

де  $x$  – вага готового металу кг, знаходиться з рівняння:

$$x = G_{\text{мкр}} + G_{\text{ф}}, \text{ кг}, \quad (2.12)$$

Для кремнію вміст якого у спокійних сталях становить 0,17-0,27% або 0,2-0,4%, приймаючи 0,27% кількість необхідного феросиліцію дорівнює, (кремній вноситься у метал за рахунок феросиліцію, який йде на розкислення шлаку):

$$G_{\text{ф}} = (0,27 \cdot x - Si_{\text{кр}} \cdot G_{\text{мкр}}) / Si_{\text{ф}}, \text{ кг}, \quad (2.13)$$

де  $Si_{\text{кр}}$  – кількість кремнію у металі у кінці розплавлення, %  $Si_{\text{ф}}$  – вміст кремнію у феросиліції, %.

Якщо сталь легована кремнієм, то необхідна кількість феросиліцію дорівнює:

$$G_{\text{фс}} = 0,27 \cdot x / Si_{\text{ф}} \cdot n + [(Si_{\text{гм}} - 0,27) \cdot x - G_{\text{мкр}} \cdot Si_{\text{кр}}] / Si_{\text{ф}} \cdot n, \text{ кг}, \quad (2.14)$$

де перша складова частина формули – кількість феросиліцію, який йде на розкислення шлаку; друга складова частина – кількість феросиліцію, який йде на легування:  $Si_{\text{гм}}$  – вміст кремнію у готовому металі.

Для розрахунку процесу десульфурації спершу визначається необхідна для десульфурації металу кількість шлаку:

$$U_2 = 100 \cdot \Delta[S] / ([S]_{\text{к}} \cdot L_s - (S)_{\text{п}}), \%, \quad (2.15)$$

де  $\Delta[S]$  – необхідний ступінь десульфурації, %  $[S]_{\text{к}}$  – вміст сірки у готовій сталі, %.

$$L_s = (20 \div 30) / (\% \text{FeO}), \quad (2.16)$$

де  $(\% \text{FeO})$  – кількість FeO у шлаку відновлювального періоду у числівнику менше значення відповідає виплавці низьковуглецевих сталей, більше – середньовуглецевих;  $(S)_{\text{п}}$  – початкова кількість сірки у шлаку, %.  $\Delta[S]$  визначається за формулою:

$$\Delta[S] = [S]_n + [S]_{\phi} - [S]_k, \% \quad (2.17)$$

де  $[S]_{\phi}$  – кількість сірки, що надходить з феросплавів, %;

$$[S]_{\phi} = G_{\phi} \cdot S_{\phi} / 100, \% \quad (2.18)$$

де  $S_{\phi}$  – вміст сірки у феросплаві.

### 2.3 Результати моделювання

В ході моделювання змінювали ті параметри плавки, які виходячи з теоретичних відомостей мають вплив на ступінь десульфурації, і водночас враховані в моделі математичного балансу плавки. Ці параметри та область їх варіювання в умовах діючого виробництва наведена в таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 – Область варіювання параметрів плавки

Параметр	Інтервал варіювання
Витрата вапна	15–35 кг/т
(FeO) в шлаку	1–15 %
Основність шлаку CaO/SiO <sub>2</sub>	2,5–4,0
Температура випуску	1600–1670 °C

Отримані за результатами моделювання графіки представлені на рисунках 2.1-2.4. На рисунку 2.1 представлена залежність ступеня десульфурації від питомої витрати вапна. Підвищення ступеня десульфурації при збільшенні питомої витрати вапна до ~30 кг/т зумовлене зростанням основності та сульфідної ємності шлаку. Подальше зниження ефективності пояснюється підвищенням в'язкості

шлаку, зменшенням питомої активності CaO та погіршенням масообмінних процесів у системі «метал–шлак».

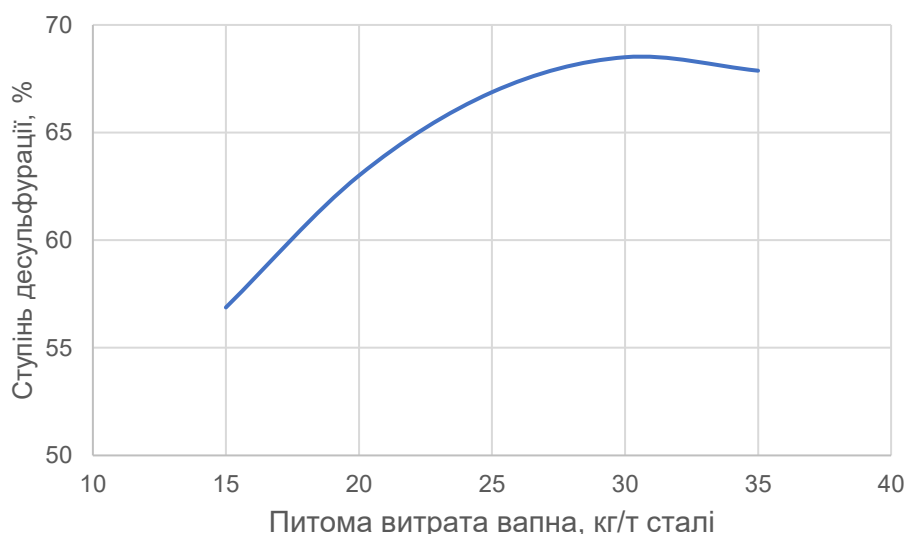


Рисунок 2.1 – Вплив питомої витрати вапна на ступінь десульфурації металу в ДСП

Графік на рисунку 2.2 ілюструє залежність ступеня десульфурації від вмісту (FeO) в шлаку. Зі збільшенням вмісту FeO у шлаку ступінь десульфурації сталі знижується, що пов'язано з підвищенням його окислювальної здатності та зростанням активності кисню в системі «метал–шлак». За таких умов термодинамічна рівновага десульфурації зміщується у бік утримання сірки в металі, а ефективна активність CaO, який є основним десульфуруючим компонентом, зменшується внаслідок утворення складних сполук. Крім того, підвищений вміст FeO знижує коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом і погіршує кінетику масообмінних процесів. Саме тому ефективна десульфурація досягається лише при низькому вмісті FeO у шлаку (порядку  $\leq 1,5$  % у рафінувальний період), що забезпечує відновний характер шлаку та високий ступінь очищення сталі від сірки.

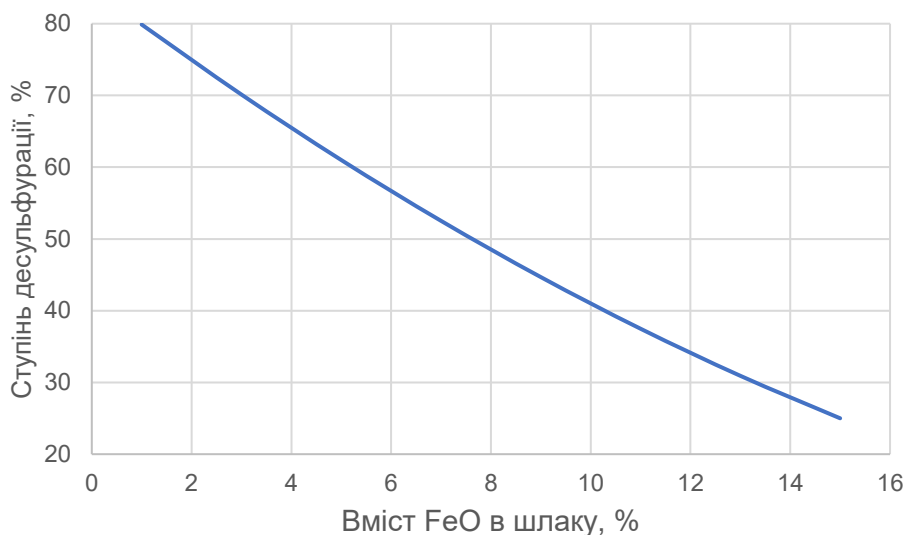


Рисунок 2.2 – Вплив вмісту (FeO) в шлаку на ступінь десульфурації металу в ДСП

Підвищення основності шлаку, вплив якої на ступінь десульфурації представлено на рисунку 2.3, сприяє зростанню ефективності видалення сірки за рахунок збільшення концентрації вільного CaO, який є основним реагентом для зв'язування сірки у вигляді CaS. Зі збільшенням основності підвищується коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом та створюються більш відновні умови, що термодинамічно зміщують рівновагу реакції у бік видалення сірки з металу. Однак при надмірно високій основності шлак стає більш в'язким і частково переходить у гетерогенний стан, що знижує ефективність масообмінних процесів і обмежує доступність CaO для реакції. Тому максимальна ефективність десульфурації досягається за оптимальної основності (близько 3), за якої забезпечується баланс між високою хімічною активністю шлаку та його задовільними реологічними властивостями.

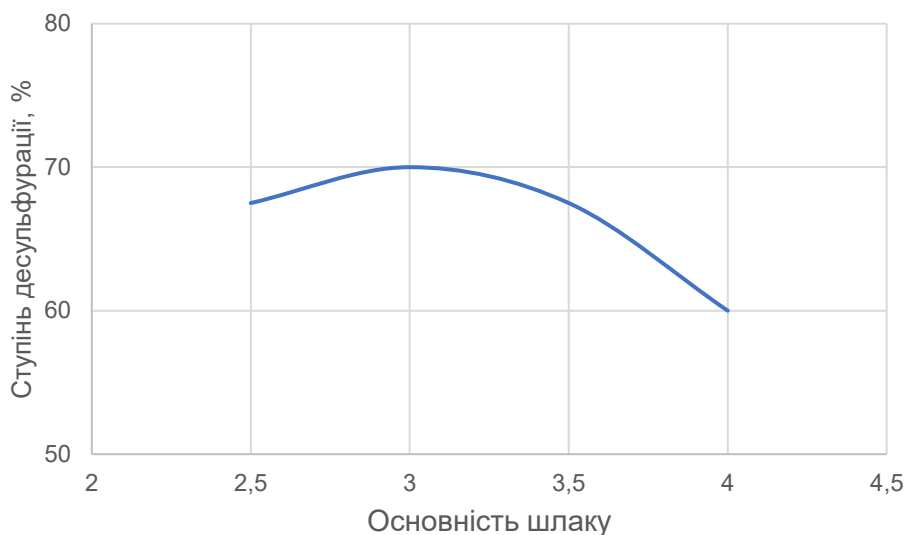


Рисунок 2.3 – Вплив основності шлаку на ступінь десульфурації металу в ДСП

На рисунку 2.4 представлено вплив температури сталі на випуску на ступінь десульфурації металу. Збільшення ступеня десульфурації з підвищенням температури сталі пояснюється інтенсифікацією кінетичних процесів у системі «метал–шлак», зокрема зростанням швидкості дифузії сірки та покращенням перемішування фаз. За цих умов зменшується в'язкість шлаку, підвищується його рухливість і забезпечується ефективний масообмін, що сприяє більш повному переходу сірки в шлак. Водночас при подальшому підвищенні температури послаблюється термодинамічна рушійна сила десульфурації, оскільки знижується коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом через зростання активності сірки в металі. Крім того, надмірний перегрів може супроводжуватися підвищенням окислювальності шлаку та зменшенням ефективності CaO, що в кінцевому підсумку призводить до поступового послаблення впливу температури на величину ступеня десульфурації. Це чітко видно на графіку за температури 1660-1670 °С.

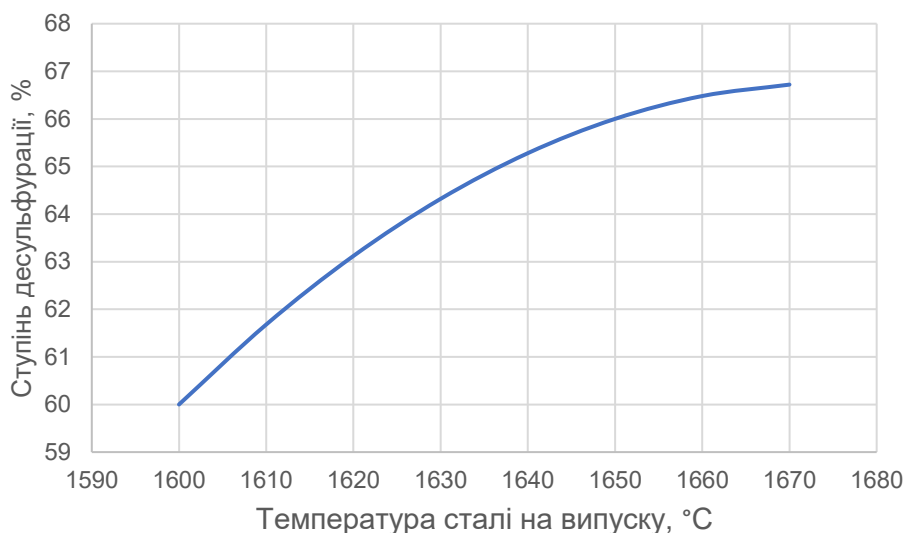


Рисунок 2.4 – Вплив температури сталі на випуску на ступінь десульфурації металу в ДСП

Отримані результати моделювання свідчать, що ступінь десульфурації сталі може бути суттєво підвищений за рахунок оптимізації ключових параметрів плавки, насамперед витрати вапна, основності шлаку, вмісту FeO та температури металу.

#### Висновки по розділу

Найбільший потенціал зростання досягається при забезпеченні оптимальних значень основності шлаку та зменшенні його окисленості, що відповідають максимумам на відповідних залежностях, тобто в області формування активного, високоосновного та малоокисневого шлаку. Водночас перевищення оптимальних значень призводить до прояву негативних факторів, таких як зростання в'язкості шлаку або підвищення його окислювальності, що обмежує ефективність процесу. Це вказує на наявність чітко виражених екстремумів, які необхідно враховувати при управлінні процесом плавки. Узагальнено, подальше збільшення ступеня десульфурації можливе не шляхом максимізації окремих параметрів, а за рахунок їх комплексного узгодження у вузькому оптимальному діапазоні.

## 3 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ЗАХИСТ НАВКОЛИШНЬОГО СЕРЕДОВИЩА

Тема роботи «Визначення доцільних технологічних параметрів виплавки металу з метою забезпечення якісних показників», тому в розділі охорони праці розглянуті загальні умови праці загальні умови праці в електросталеплавильному цеху, а також проаналізована техніка безпека, пожежна профілактика та захисту навколишнього середовища.

### 3.1 Загальні умови праці

Згідно законодавства електросталеплавильний цех повинен відповідати ДСП 173-96 [16] з розрахунку на одного працюючого не менше  $4,5\text{м}^2$  площі та  $15\text{м}^3$  об'єму та мати санітарно-захисну смугу у відповідності від кількості виготовленого литва і шкідливих викидів. Небезпеки для навколишнього середовища зменшуються за рахунок встановлення санітарно-захисної зони шириною 1000 м.

При виконанні робіт в електросталеплавильному цеху на організм працюючого впливають температура та запыленість повітря. Крім цього робота пов'язана з витратами енергії працівником. Тому згідно ДСН 3.3.6.042-99 [17] обираємо категорію важкості 2а, як робота середньої тяжкості. Ці роботи, пов'язані з постійною ходьбою і перенесенням ваги вагою до 10 кг, а також роботи проведені стоячи Відповідно до цієї категорій допустимі норми мікроклімату в приміщенні наведені в таблиці 3.1.

Під час проведення робіт на працівника впливає інфрачервоне випромінювання від нагрітих поверхонь. Інтенсивність теплового опромінення працюючих від нагрітих поверхонь технологічного устаткування, нагрітий метал, відкрите полум'я допускається інтенсивність опромінення до  $140,0\text{Вт/м}^2$  згідно ДСН 3.3.6.042-99 [17].

Таблиця 3.1 – Допустимі параметри мікроклімату в цеху

Температура, °C				Відносна вологість, %	Швидкість руху, м/сек.
Верхня межа		Нижня межа			
На постійних робочих місцях	На непостійних робочих місцях	На постійних робочих місцях	На непостійних робочих місцях	На робочих місцях постійних і непостійних	На робочих місцях постійних і непостійних
Холодний період року					
23	24	15	13	75	0,1
Теплий період року					
27	29	15	13	70 при 25 ° C	0,5-0,2

Пил від ведення технологічних процесів в цеху розноситься повітряними потоками на великі відстані від печі і довго не осідає. Пил потрапляє в організм оператора через дихальні шляхи. Токсичність пилу проявляється у вигляді подразнення шкіри, очей, ясен і вух. Пил переважно фіброгенну дію з вмістом діоксиду Si 3,16% та ГДК 4 мг/м<sup>3</sup>, згідно «Державні медико-санітарні нормативи допустимого вмісту хімічних речовин у повітрі робочої зони» [18].

Робота печі супроводжується шумом. Шум впливає на зорову чутливість, на психіку і серцево-судинну систему людини, викликаючи зміни в нервовій системі, головні болі, запаморочення і зниження концентрації уваги. Допустимий рівень шуму згідно ДСН 3.3.6.037-99 який складає не більше 80 дБА [19].

Згідно ДСН 3.3.6.039-99 [20] в приміщенні можлива - технологічна вібрація.

Природне і штучне освітлення підприємств необхідно виконувати відповідно до вимог ДБН В.2.5-28-2018 [21]. Коефіцієнт природного освітлення 1,8 %, а освітленості на робочих поверхнях при штучному

освітленні згідно цього документа повинна становити для 7 характеристики зорової роботи 200лк, тому що оброблюваний матеріал в розплавленому стані, високої температур, що призводить до підвищенню впливу яскравості предмету на око людини.

### 3.2 Техніка безпеки та пожежна профілактика

Працівники, під час прийняття на роботу та періодично, повинні проходити на підприємстві інструктажі з питань охорони праці, надання домедичної допомоги потерпілим від нещасних випадків, а також з правил поведінки та дій при виникненні аварійних ситуацій, пожеж і стихійних лих згідно НПАОП 0.00-4.12-05 [22].

За характером і часом проведення інструктажі з питань охорони праці (далі - інструктажі) поділяються на вступний, первинний, повторний, позаплановий та цільовий.

Вступний інструктаж проводиться:

- з усіма працівниками, які приймаються на постійну або тимчасову роботу, незалежно від їх освіти, стажу роботи та посади;
- з працівниками інших організацій, які прибули на підприємство і беруть безпосередню участь у виробничому процесі або виконують інші роботи для підприємства;
- з учнями та студентами, які прибули на підприємство для проходження трудового або професійного навчання;
- з екскурсантами у разі екскурсії на підприємство.

Вступний інструктаж проводиться спеціалістом служби охорони праці або іншим фахівцем відповідно до наказу (розпорядження) роботодавця, який в установленому Типовим положенням порядку пройшов навчання і перевірку знань з питань охорони праці.

Вступний інструктаж проводиться в кабінеті охорони праці або в приміщенні, що спеціально для цього обладнано, з використанням

сучасних технічних засобів навчання, навчальних та наочних посібників за програмою, розробленою службою охорони праці з урахуванням особливостей виробництва. Програма та тривалість інструктажу затверджуються роботодавцем.

Запис про проведення вступного інструктажу для осіб, які приймаються на роботу відповідно до наказу (розпорядження) роботодавця робиться в журналі реєстрації вступного інструктажу з питань охорони праці, який зберігається службою охорони праці або працівником, що відповідає за проведення вступного інструктажу, а також у наказі про прийняття працівника на роботу.

При незадовільних результатах перевірки знань після цільового інструктажу допуск до виконання робіт не надається. Повторна перевірка знань при цьому не дозволяється.

Про проведення первинного, повторного, позапланового та цільового інструктажів та їх допуск до роботи, особа, яка проводила інструктаж, уносить запис до журналу реєстрації інструктажів з питань охорони праці на робочому місці. Сторінки журналу реєстрації інструктажів повинні бути пронумеровані, прошнуровані і скріплені печаткою (за її наявності).

У цеху є споживачі змінного трифазного струму напругою 6 кВ і 220/380 В. Таким чином устаткування цеху працює на напрузі до 1000 В та понад 1000 В згідно ПУЕ [22], а по безпеці поразки електричним струмом відносяться до небезпечних, тому в приміщенні є струмопровідна підлога, підвищена температура повітря більш ніж 30 °С, можливість одночасного дотику людини до тих, що мають з'єднання із землею корпусам технологічного устаткування з одного боку і до металевих корпусів електроустаткування або струмоведучим частин – з іншою.

Виробничий процес у цеху з вибухопожежної та пожежної безпеки, згідно ДСТУ Б В.1.1-36:2016 відноситься до категорії "Г" [23].

Будівля цеху будується з негорючих матеріалів (металоконструкцій, цегли, залізобетону, скла і т.д.) і, згідно ДБН В.1.1-7-2016, має ІІа міру вогнестійкості [24].

Пожежі в цеху можуть виникати в результаті:

- спалаху електроустаткування при перевантаженнях (клас пожежі Е);
- загоряння промасленим дрантя (клас пожежі В).

Для гасіння можливих пожеж в цеху передбачені первинні засоби пожежогасіння визначаються за НАПБ А.03.001-2014 та НАПБ Б.01.008-2018 наведені в таблиці 3.2 [25, 26].

Таблиця 3.2 – Засоби пожежогасіння

№ з/п	Гранична захищена площа, м <sup>2</sup>	Клас можливої пожежі	Мінімальна кількість порошкових вогнегасників									
			переносний вогнегасник із зарядом вогнегасної речовини, кг					пересувний вогнегасник із зарядом вогнегасної речовини, кг				
			5	6	8	9	12	20	50	100	150	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
3.5	більше 500 до 1000 включно	В, С	11	11	7	7	5	3	2	1	-	

### 3.3 Захист навколишнього середовища

Для зниження шкідливих викидів передбачається: механізоване завантаження шихти; підвісні бункери для сипких матеріалів та феросплавів; автоматизовані системи для завантаження цих матеріалів; обладнання для механізації робіт по обслуговуванню печі; механізація прибирання шлаків під піччю та сміття на робочих майданчиках; механізація ломки зношеної футеровки основних

агрегатів, прибирання відходів; механізація підготовки та ремонту набивної футеровки сталерозливних ковшів; обладнання ковшів шибєрними затворами.

Важливим також є система очистки пічного газу. Печі оснащені системами відведення газу, що забезпечують повне або часткове допалювання оксиду вуглецю до  $\text{CO}_2$ . Є й системи, у яких газ приділяється системі очищення без допалювання оксиду вуглецю.

Системи пиловловлення, встановлені за печами, повинні забезпечити очищення газу до концентрації 80-100 мг/м<sup>3</sup>. Через високі температури димових газів (температура газу на виході з печі становить 1300-1800 °С) і наявності в них значних кількостей оксиду вуглецю отримали переважне поширення системи мокрої очистки газів з використанням в якості основного пиловловлюючого апарату високонапірних скруб.

Обсяг димових газів залежить в основному від витрати кисню, необхідного для вигорання вуглецю, складу шлакоутворюючих добавок (вапна, вапняку), хімічного складу одержуваної сталі та інших факторів. Газ, що виділяється з печі, уловлюють, відводять, охолоджують та очищають від пилу. У процесі охолодження у ньому конденсуються пари оксидів заліза та інших домішок. В результаті в газі утворюються дрібні частинки пилу - відгони, які складають основну її масу.

Пил складається в основному з оксидів заліза; в ній присутні також оксиди кремнію, алюмінію, кальцію, магнію, марганцю. Переважна більшість частинок пилу (80 %) має розміри менше 1 мкм; щільність пилу становить 4-5 г/см<sup>3</sup>.

## 4 ЕКОНОМІЧНА ЧАСТИНА

Удосконалення технологічних параметрів плавки з метою підвищення ступеня десульфурації сталі має важливе економічне значення, оскільки безпосередньо впливає на якість кінцевої продукції та ефективність виробництва. До прямих економічних ефектів належить зниження витрат на позапічну обробку сталі та додаткові рафінувальні операції, а також зменшення витрат на легуючі матеріали і флюси за рахунок оптимізації шлакового режиму. Водночас істотно знижуються втрати від браку та підвищується придатність відливок, що зменшує собівартість продукції. Непрямий економічний ефект проявляється у підвищенні стабільності технологічного процесу, збільшенні ресурсу обладнання, зниженні енерговитрат та покращенні експлуатаційних характеристик сталі. Крім того, забезпечення стабільно низького вмісту сірки підвищує конкурентоспроможність продукції та розширює можливості її застосування, що має довгостроковий економічний ефект для підприємства.

### 4.1 Огляд непрямих технологічних витрат

Підвищення стабільності технологічного процесу досягається за рахунок підтримання параметрів плавки у вузькому оптимальному інтервалі, що забезпечує відтворюваність термодинамічних і кінетичних умов десульфурації. Це дає змогу мінімізувати коливання хімічного складу сталі між плавками та зменшити ймовірність відхилень від заданих вимог. Стабільний шлаковий режим і контрольований рівень окислювальності сприяють прогнозованості перебігу рафінувальних процесів і знижують ризики утворення дефектів. У результаті забезпечується рівномірна якість продукції та скорочуються витрати на коригуючі технологічні операції.

Крім того, завдяки оптимізації параметрів плавки досягається збільшення ресурсу обладнання, що дозволяє уникнути надмірних термічних і хімічних навантажень на футеровку та вузли дугової печі. Підтримання оптимальної температури та складу шлаку знижує інтенсивність корозійно-ерозійного зносу вогнетривів і електродів. Крім того, зменшення окислювальності шлаку обмежує агресивний вплив оксидів на матеріали печі, що уповільнює їх деградацію. У результаті знижується частота ремонтів і простоїв обладнання, що позитивно впливає на загальну ефективність виробничого процесу.

Також завдяки оптимізації режимів плавки забезпечується зниження енерговитрат, що дозволяє скоротити тривалість технологічних періодів та уникнути надмірного перегріву металу. Підтримання оптимальної температури і складу шлаку покращує кінетику рафінувальних процесів, що дає змогу досягати необхідного ступеня десульфурації без додаткових витрат електроенергії. Крім того, зменшення вмісту FeO та стабілізація шлакового режиму знижують втрати тепла і підвищують ефективність використання енергетичних ресурсів. У результаті зменшується питоме споживання електроенергії на тонну сталі та підвищується енергоефективність усього процесу.

#### 4.2 Розрахунок економічної ефективності від впровадження запропонованих заходів

Приймаємо наступні базові показники для розрахунку:

- Продуктивність печі:  $Q = 50\ 000$  т/рік сталі
- Базовий ступінь десульфурації:  $\eta_1 = 55\ %$
- Після оптимізації:  $\eta_2 = 70\ %$
- Покращення:  $\Delta\eta = +15\ %$

#### 4.2.1 Зниження витрат на позапічну обробку

Підвищення ступеня десульфурації зменшує необхідність додаткових рафінувальних операцій.

Економія на 1 т сталі:  $\Delta C_1=84$  грн/т

Річний ефект:  $E_1=Q \cdot \Delta C_1=50\,000 \cdot 84=4.2 \cdot 10^6$  грн.

#### 4.2.2 Зниження витрат феросплавів

Зменшення вмісту сірки знижує витрату феромарганцю, що витрачається на її зв'язування.

Приймаємо:  $\Delta m=8$  кг/т;  $C=40$  грн/кг

Річний ефект:

$E_2=Q \cdot \Delta m \cdot C=50\,000 \cdot 8 \cdot 40=16.0 \cdot 10^6$  грн

#### 4.2.3 Зменшення браку продукції

Покращення десульфурації знижує ймовірність дефектів (гарячі тріщини, включення).

Зменшення браку:  $\Delta \beta=2\%=1000$  т

Собівартість сталі:  $C=25\,000$  грн/т

Економічний ефект:

$E_3=1000 \cdot 25\,000=25.0 \cdot 10^6$  грн

#### 4.2.4 Зниження енерговитрат

Оптимізація технологічних параметрів скорочує тривалість плавки та виключає перегрів металу.

Економія: 50 кВт·год./т

Тариф: 4 грн/кВт·год

Економічний ефект:

$$E_4 = 50\,000 \cdot 50 \cdot 4 = 10.0 \cdot 10^6 \text{ грн}$$

#### 4.2.5 Зниження витрат на ремонт і футеровку

Стабілізація шлакового режиму зменшує знос вогнетривів.

Економія: 40 грн/т

Економічний ефект:

$$E_5 = 50\,000 \cdot 40 = 2.0 \cdot 10^6 \text{ грн.}$$

#### 4.2.6 Сумарний економічний ефект

$$E_{\text{заг}} = E_1 + E_2 + E_3 + E_4 + E_5 = 4.2 + 16.0 + 25.0 + 10.0 + 2.0 = 57.2 \text{ млн грн./рік}$$

#### 4.2.7 Витрати на впровадження

До витрат входять:

- контроль параметрів плавки,
- оптимізація шлакоутворення,
- корекція режимів.

Приймаємо:

$$C_{\text{впров}} = 3.0 \text{ млн грн/рік}$$

#### 4.2.8 Чистий економічний ефект

$$E_{\text{чист}} = E_{\text{заг}} - C_{\text{впров}} = 57.2 - 3.0 = 54.2 \text{ млн грн/рік.}$$

#### 4.2.9 Термін окупності

$T = C_{\text{впр}} / E_{\text{заг}} = 3.057.2 \approx 0.05$  року або 2–3 тижні.

#### Висновки до розділу

Отримані результати свідчать, що корегування параметрів плавки з метою підвищення ступеня десульфурації є високоефективним заходом, який забезпечує значний економічний ефект. Основний вклад формують зниження браку продукції та витрат на феросплави, що безпосередньо пов'язано з покращенням якості металу. Додатковий ефект досягається за рахунок зменшення енерговитрат і підвищення ресурсу обладнання. Загальний економічний ефект перевищує 50 млн. грн. на рік, що свідчить про високу доцільність впровадження запропонованих заходів. Надзвичайно малий термін окупності підтверджує їхню практичну значущість для умов дугових сталеплавильних печей Криворізького ремонтно-механічного заводу.

## ВИСНОВКИ

У першому розділі проаналізовано сучасний стан електросталеплавильного виробництва та визначено основні напрями його розвитку. Показано, що впровадження інтенсивних технологій, зокрема піношлакового режиму та киснево-вуглецевих процесів, дозволяє суттєво підвищити продуктивність і енергоефективність електродугових печей. Разом із цим встановлено, що ускладнення фізико-хімічних умов плавки потребує вдосконалення технологічних режимів для забезпечення високої якості сталі.

У другому розділі розглянуто технологічні особливості виплавки сталі в електродуговій печі та виконано моделювання процесу десульфурзації. Встановлено вплив основних параметрів плавки на ступінь очищення металу та визначено їх оптимальні значення. Розроблені рекомендації дозволяють підвищити ефективність рафінування сталі та забезпечити стабільність її якісних характеристик.

У третьому розділі проведено аналіз умов праці в електросталеплавильному виробництві та визначено основні небезпечні й шкідливі фактори. Запропоновано комплекс заходів, спрямованих на підвищення безпеки праці, покращення санітарно-гігієнічних умов та зменшення впливу виробництва на довкілля. Реалізація цих заходів забезпечує відповідність виробництва нормативним вимогам та підвищує рівень виробничої безпеки.

У четвертому розділі виконано оцінку економічної ефективності запропонованих технологічних рішень. Встановлено, що оптимізація параметрів плавки призводить до зниження витрат ресурсів, зменшення браку продукції та підвищення рентабельності виробництва. Отримані результати підтверджують доцільність впровадження розроблених заходів у промислових умовах.

## ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Abel M, Hein M, The breakthrough for 320 t tapping weight, MPT International, 2008, No 4, 44–48.
2. Morozov A N, Modern steelmaking in arc furnaces, Moscow, Metallurgiya, 1983
3. Alzetta F, Poloni A, Ruscio E, Revolutionary new high-tech electric arc furnace, MPT International, 2006, No 5, 48–55
4. Narholz T, Villemin B, The VAI-Fuchs ultimate a new generation of electric arc furnaces, 8th European Electric Steelmaking Conference, Birmingham, May 2005
5. Sellan R, Fabbro M, Burin P, The 300 t EAF meltshop at the new Iskenderun minimill complex, MPT International, 2008, No 2, 52–58
6. Arvedi G, Manini L, Bianchi A et al. A new giant Consteel in Europe, AISTech Conference, Pittsburgh, May 2008
7. Pujadas A, McCauley J, Tada Y et al. Electric arc furnace energy optimization at Nucor Yamato Steel, 7th European Electric Steelmaking Conference, Venice, May 2002
8. Adams W, Alameddine S, Bowman B et al. Factors influencing the total energy consumption in arc furnaces, 59th Electric Arc Furnace Conference, Phoenix, Nov 2001
9. Pfeifer H, Kirschen M, Simoes J P, Thermodynamic analysis of EAF electrical energy demand, 8th European Electric Steelmaking Conference, Birmingham, May 2005
10. Toulouevski Y. N., Zinurov I. Y. Innovation in Electric Arc Furnaces. Berlin, Heidelberg : Springer Berlin Heidelberg, 2010. <https://doi.org/10.1007/978-3-642-03802-0>.
11. Pfeifer H, Kirschen M, Thermodynamic analysis of EAF energy efficiency and comparison with a statistical model of electric energy demand, 7th European Electric Steelmaking Conference, Venice, May 2002

12. Pfeifer H, Kirschen M, Simoes J P, Thermodynamic analysis of EAF electrical energy demand, 8th European Electric Steelmaking Conference, Birmingham, May 2005

13. Сталі вуглецеві та леговані для виробництва фасонного лиття і кузнечних зливків. Виплавка в основних дугових електропечах : технологічна інструкція ТІ-П-011.31550176.015-2016 / ТОВ «Метінвест – Криворізький ремонтно-механічний завод». — Кривий Ріг, 2016.

14. Робоча програма, методичні вказівки та індивідуальні завдання до вивчення дисципліни «Теорія і технологія виробництва електросталі» для студентів заочної форми навчання за освітньо-професійною програмою «Технології та обладнання виробництва металів і сплавів» підготовки здобувачів вищої освіти на першому (бакалаврському) рівні спеціальності 136 «Металургія» (Профіль: *МЕ04 «Електрометалургія сталі та феросплавів»*) / Укл. М.І.Гасик, О.Г.Ганцеровський, О.Ю.Таран. – Дніпро: НМетАУ, 2016. – 33 с.

15. Виробництво сталі методом переплаву : методичні вказівки до проведення практичних занять, виконання курсового та дипломного проєктів і самостійної роботи для студентів спец. 5.090409 «Виробництво сталі в конверторах і мартенівських печах» / уклад. Г. О. Козлов, О. О. Сірак. — Нікополь : НТ НМетАУ, 2006.

16. ДСП 173-96 Державних санітарних правил планування та забудови населених пунктів. – К.: Міністерство охорони здоров'я України, 1996. –44 с.

17. ДБН В.2.5-67:2013. Опалення, вентиляція та кондиціонування. – К.: Міністерство регіонального розвитку, будівництва та житлово-комунального господарства України, 2013. – 141 с.

18. ДСН 3.3.6.042-99. "Санітарні норми мікроклімату виробничих приміщень". – К.: Держстандарт, 1999. – 13 с.

19. Державні медико-санітарні нормативи допустимого вмісту хімічних речовин у повітрі робочої зони. Наказ № 1192 від 09.07.2024. Зареєстровано в Міністерстві юстиції України 24 липня 2024 р. за № 1107/42452 URL:

<https://zakon.rada.gov.ua/laws/file/text/134/f537873n32.docx>

20. ДСН 3.3.6.037-99. "Санітарні норми виробничого шуму, ультразвуку та інфразвуку". – К.: Держстандарт, 1999. – 23 с.

21. ДСН 3.3.6.039-99. "Санітарні норми виробничої загальної та локальної вібрації". – К.: Держстандарт, 1999. – 39 с.

22. ДБН В.25-28-2018. "Природне і штучне освітлення". – К.: Мінбуд. України, 2018. – 137 с.

23. Правила улаштування електроустановок. К.: Міненерговугілля України, 2017. – 617 с.

24. ДСТУ Б В.1.1-36:2016. Визначення категорій приміщень, будинків та зовнішніх установ за вибухопожежної та пожежної безпеки.- К.: Міненергобуд України, 2016. – 34 с.

25. ДБН В.1.1.7-2016. Пожежна безпека об'єктів будівництва. Загальні вимоги. –К.: УкНДІЦЗ України, 2016. – 31 с.

26. НАПБ А.01.001-2014. Правила пожежної безпеки в Україні.- К.: Міністерство України з питань надзвичайних ситуацій, 2014. – 126 с.

27. НАПБ Б.01.008-2018. Правила експлуатації та типові норми належності вогнегасників.-К.: МНС України, 2018. – 30 с.