МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

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

Кваліфікаційна робота / проєкт

другий (магістерський)
(рівень вищої освіти)

на тему **Особливості технології комплексного рафінування сталі**

Виконав: студент II курсу, групи 8.1363-мчм
спеціальності 136 Металургія
(код і назва спеціальності)
освітньої програми Металургія чорних металів
(код і назва освітньої програми)
спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)
О.О.Дворцов
(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н., доц. Кириченко О.Г.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)
Рецензент доц., к.т.н., доц. Воляр Р.М.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2024

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра____Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки___
Рівень вищої освіти____другий (магістерський)_____

Спеціальність _____136 Металургія_____
(код та назва)
Освітня програма _____Металургія чорних металів_____
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри_____
«_____»_____20____року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)
_____Дворцову Олександру Олександровичу_____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Особливості технології комплексного рафінування сталі
_____
_____

керівник роботи _____Кириченко Олексій Геннадійович, к.т.н., доц._____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом ЗНУ від «28»_лютого 2024___року №359-с_____
2 Строк подання студентом роботи _____10.12.2024_____
3 Вихідні дані до роботи __Розробити та дослідити процеси рафінування сталей від шкідливих домішок. Визначення закономірностей процесів комплексного рафінування сталі. Науково-технічна література, авторські свідоцтва, ДСТУ, ТУ
4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)
Реферат; вступ; Аналітичний огляд шкідливого впливу азоту, сірки та фосфору на якісні характеристики сталі. Методика проведення експериментів. Дослідження технології комплексної обробки сталі. Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання; Додаток А
5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)__14__креслень_____

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Аналітичний огляд шкідливого впливу азоту, сірки та фосфору на якісні характеристики сталі	Кириченко О.Г., доцент		
Методика проведення експериментів	Кириченко О.Г., доцент		
Дослідження технології комплексної обробки сталі	Кириченко О.Г., доцент		
Охорона праці та техногенна безпека	Кириченко О.Г., доцент		

7 Дата видачі завдання_____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	21.11-25.11.2024	
2	Аналітичний огляд шкідливого впливу азоту, сірки та фосфору на якісні характеристики сталі	26.11-30.11.2024	
3	Методика проведення експериментів	01.12-04.12.2024	
4	Дослідження технології комплексної обробки сталі	05.12-08.12.2024	
5	Охорона праці та техногенна безпека	09.12-10.12.2024	
6	Висновки, перелік джерел посилання	10.12.2024	

Студент _____ _____О.О.Дворцов_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту) _____ _____О.Г.Кириченко _____
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____ _____О.Г.Кириченко___
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 100 с., 25 табл., 32 рис., 1 дод., 28 джерел

УСТАНОВКА КІВШ-ПІЧ, ПОЗАПІЧНЕ РАФІНУВАННЯ, ШКІДЛИВІ ДОМІШКИ, ЛЕГУВАННЯ, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ МЕТАЛУ, СТАЛЬ, ОХОРОНА ПРАЦІ, ЕКОЛОГІЯ

Об'єкт дослідження – технологічні процеси позапічної обробки сталі.

Предмет дослідження – закономірності і механізми фізико-хімічних процесів технологія позапічної обробки сталей з метою рафінування від шкідливих домішок та їх вплив на якість кінцевого продукту.

Мета роботи – розробити технологію комплексного впливу на металевий розплав в агрегатах позапічної обробки сталі з метою отримання в сталі наднизьких вмістів шкідливих домішок. За допомогою виконаних розрахунків довести технічні показники і необхідність заміни технології плавки зі значним підвищенням виробничої потужності, якості, вузьких меж за хімічним складом, гарантованої стабільності якості сталі.

Методи дослідження – металографія, хімічний та мікроскопічний аналізи, статистичний метод, математичний аналіз.

Наукова новизна:

1. Встановлено, що в процесі кипіння поряд з видаленням азоту з рідкої сталі можливе поглинання деякої кількості азоту з газової фази. При малому вмісті азоту в сталі кількість поглиненого азоту з атмосфери для печей може виявитися більше кількості вилученого азоту.

2. Визначено, що розчинність азоту зростає з підвищенням температури металу. Висока температура і прямий контакт металу з атмосферним азотом в зоні роботи електродуги є сприятливими умовами для азотування.

3. Встановлено, що підвищення температури створює сприятливі умови для протікання десульфурації. Цей фактор не тільки підвищує коефіцієнт розподілу сірки, але і збільшує рідинорухливість шлаку.

Практичне значення:

1. Для отримання в металі ультранизьких вмістів шкідливих домішок менше 150 – 200 ppm, була розроблена комплексна технологія глибокого рафінування металевого розплаву в позапічних агрегатах, включаючи установку «ківш-піч».

2. Для здійснення даної технології було запропоновано ущільнити склепіння УКП, проводити вдування порошкоподібних синтетичних шлаків і здійснити вакуумну обробку сталі.

У вступі обґрунтований обраний напрям досліджень, визначені мета та шляхи його досягнення.

У розділі 1 проведено глибокий аналіз металознавчих досліджень з метою виявлення впливу концентрацій шкідливих домішок на властивості сталі.

У розділі 2 наведена методика проведення експериментів.

У розділі 3 складена математична модель рафінування металу шлаковими сумішами від сірки, фосфору й азоту. Проведені фізико-хімічні розрахунки рафінування шлаковими сумішами від фосфору, сірки та азоту. Розроблено схему комплексного рафінування сталі на агрегатах позапічної обробки. Розраховані техніко-економічні показники роботи.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» розглянуті питання екологічності технології, охорони праці та навколишнього середовища. Розроблені заходи щодо безпеки праці й протипожежної безпеки, проведений аналіз мікрокліматичних умов, а також виконаний розрахунок витяжного зонту над сталерозливним ковшем для захисту від пилу й надмірного тепла.

Розроблена технологія рекомендується для дослідно-промислових випробувань в сталеплавильних цехах України.

ЗМІСТ

Вступ 8
1 Аналітичний огляд шкідливого впливу азоту, сірки та фосфору на якісні характеристики сталі 10
1.1 Вплив азоту на властивості сталі 10
1.2. Розчинність азоту в залізі 10
1.3. Рафінування металу від азоту 14
1.4. Використання порошкового дроту 16
1.5. Рафінування металу порошкоподібними матеріалами 17
1.6. Аналіз металознавчих даних про вплив рівня вмісту шкідливих домішок на службові властивості сталі 18
2 Методика проведення експериментів 22
3 Технологічна частина 30
3.1 Позапічна деазотації сталі 30
3.1.1 Аналіз технологічних параметрів виплавки сталі 30
3.1.2 Удосконалення технології розкислення сталі в процесі випуску плавки 36
3.1.2.1 Азотація сталі в процесі випуску плавки 36
3.1.2.2. Методика розрахунків 37
3.1.2.3 Діюча технологія 37
3.1.2.4. Пропонована технологія 39
3.1.2.5. Температурна залежність розчинності азоту 42
3.1.2.6. Вплив технологічних параметрів позапічної обробки сталі на установці «ківш – піч» на масову частку азоту в металі 45
3.1.2.7. Деазотація сталі при вакуумуванні 47
3.2 Позапічна десульфурация сталі 50
3.2.1. Аналіз технологічних параметрів виплавки сталі 50
3.2.2. Методика розрахунку 54

3.2.3. Десульфурація сталі на установці ківш-піч 55
3.2.4. Оптимізація хімічного складу шлаку..... 57
3.2.5. Позапічна десульфурація сталі порошкоподібними матеріалами..... 69
3.3 Технологія комплексного рафінування сталі від шкідливих домішок 72
4 Охорона праці та техногенна безпека 74
4.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища електросталеплавильного цеху..... 74
4.2 Заходи з електробезпеки..... 80
4.3 Заходи пожежної безпеки..... 81
4.4 Технічні заходи виробничої санітарії 82
4.4.1 Освітлення виробничих приміщень 82
4.4.2 Опалення і вентиляція 83
4.5 Розрахунок обсягу газоповітряної суміші, яка відводиться від електросталеплавильної печі 85
Висновки 88
Перелік джерел посилання 91
Додаток А Публікації за темою кваліфікаційної роботи 94

ВСТУП

Детальні маркетингові дослідження на ринку металопродукції переконливо показують, що одним з перспективних напрямів завоювання значної ринкової ніші для цілого ряду підприємств є виробництво високоякісної трубної заготовки, що в свою чергу зажадає розробки і впровадження високих технологій її виробництва. Це в першу чергу відноситься до комплексної позапічної обробки сталі, де закладаються основні експлуатаційні характеристики готового металу.

У даній роботі поставлена задача на основі глибоких фізико-хімічних досліджень, використання останніх досягнень металургійної науки розробити технологію комплексного впливу на металевий розплав в агрегатах позапічного доведення сталі з метою отримання в трубній сталі наднизьких вмістів шкідливих домішок [N] менше 0,005%; [P] менше 0,005%; [S] менше 0,003%. Це дозволить в значній мірі очистити міжвузлів'я решітки і границі зерен, і тим самим досягти унікального рівня експлуатаційних характеристик готового металу.

Дана задача буде вирішуватися за рахунок використання шлаків оптимального складу з високою сорбційною ємністю і регульованим рівнем окисленості

Технологія ефективного рафінування сталі буде розроблена на основі детального вивчення та комп'ютерного моделювання процесів утворення, трансформації та видалення неметалевих фаз при розшаруванні металевих розплавів за рахунок введення розкислювачів і шлакоутворюючих сумішей.

Можливість успішного виконання проекту базується на досить значних напрацюваннях вчених в зазначених наукових і технологічних напрямках, зроблених в останні 10-15 років і широко представлених в численних публікаціях у вітчизняних та зарубіжних періодичних виданнях, а також працях міжнародних конференцій.

Базовими підприємствами для освоєння і впровадження нової технології комплексної позапічної обробки сталі можуть стати ПАТ «Дніпроспецсталь», Донецький електрометалургійний завод, або інші електрометалургійні

підприємства, де виробництво конкурентоспроможної високоякісної сталі визначено як найбільш пріоритетний напрям перспективного розвитку електросталеплавильного виробництва.

1 АНАЛІТИЧНИЙ ОГЛЯД ШКІДЛИВОГО ВПЛИВУ АЗОТУ, СІРКИ ТА ФОСФОРУ НА ЯКІСНІ ХАРАКТЕРИСТИКИ СТАЛІ

1.1 Вплив азоту на властивості сталі

Азот є одним з найбільш поширених елементів: його вміст в нижніх шарах атмосфери складає 78,11% а в земній корі - 0,04%. У нормальних умовах (Т = 20 °С і Р = 1атм) азот являє собою 2-х атомний газ. Атомний номер - 7, атомна вага - 14,008, щільність молекулярного азоту - $1{,}649*10^{-3}$ г/см^3. Температура плавлення - 209,9 °С, а температура кипіння - 195,7 °С.

Дослідження взаємодії азоту зі сталлю проводилися протягом всього 20 століття. Вони були розпочаті Н.П.Чіжевським і І.І.Жуковим [1]. Однак тільки після 40-х років сталі розглядати можливість використання азоту як легуючого елемента. Питанням впливу азоту на властивості сталей, його розчинності і поведінки в металі приділялося багато уваги, як в нашій країні, так і за кордоном [2]. В даний час в промисловості використовується більш 200 марок сталей, легованих азотом.

1.2 Розчинність азоту в залізі

Розчинність азоту в залізі підкоряється закону Сівертса (закону квадратного кореня):

$$1/2N_2 = [N];\ [N] = K_N \qquad (1.1)$$

де [N] - розчинність азоту в залізі при даному парціальному тиску P_{N2}; K_N константа реакції, чисельне значення якої залежить від температури і способів вираження концентрації.

Відтворення закону Сівертса вказує на ідеальність утвореного розчину [3]. Автори роботи [4] для визначення розчинності азоту в рідкому залізі до температури 2650 °С пропонують рівняння:

$$\lg [N] = (-850/T) - 0{,}905 + 0{,}5 \lg P_{N2} \qquad (1.2)$$

З якого випливає, що при T = 1873 К і P_{N2} = 1 атм [N] = 0,044%.

Аналіз результатів багатьох досліджень, виконаних різними авторами [5] методом відбору проб, показав хорошу узгодженість даних, рівень відхилення їх від розрахункової величини становить 0,002%.

На рис. 1.1 представлена температурна залежність розчинності азоту в рідкому залізі. Діаграма стану системи залізо-азот приведена на рис. 1.2.

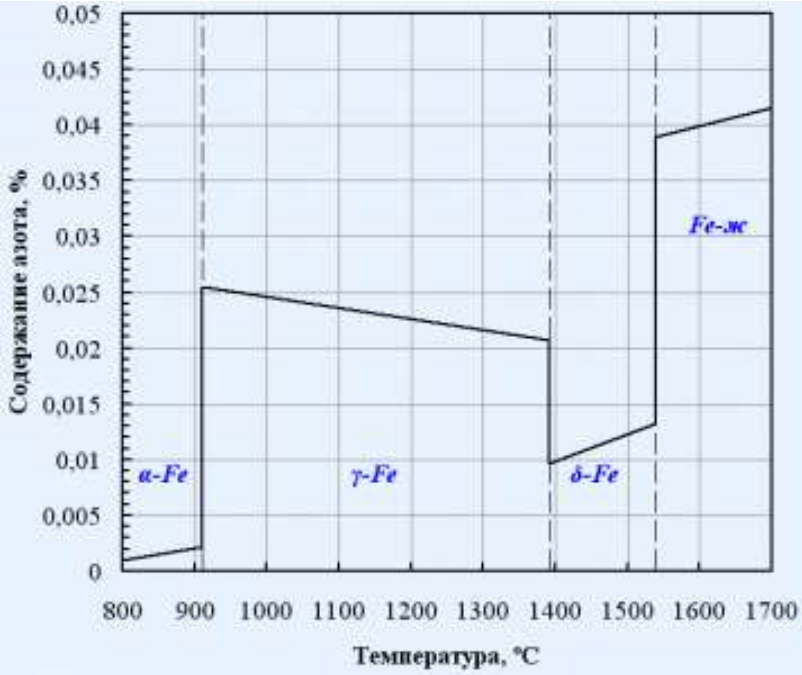


Рисунок 1.1 – Температурна залежність розчинності азоту в рідкому залізі

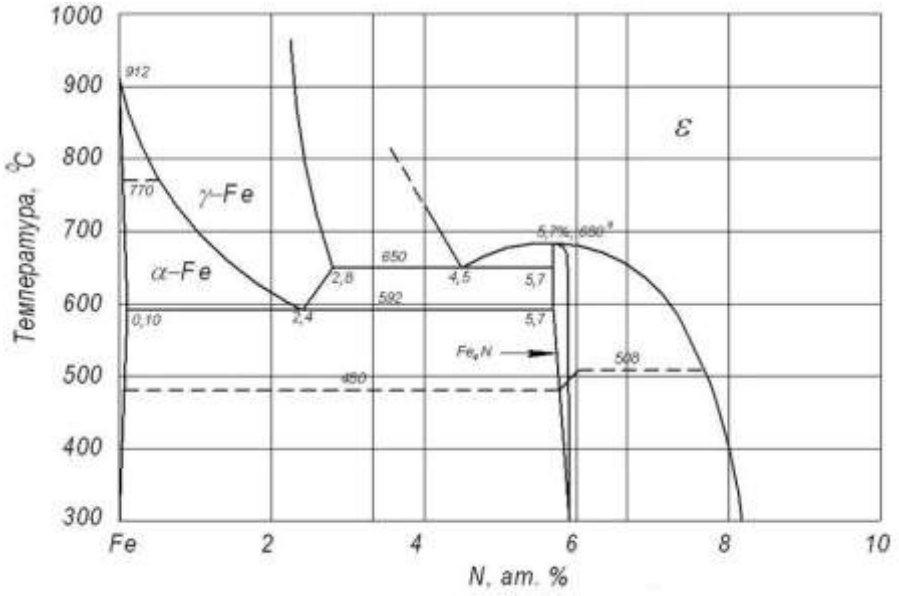


Рисунок 1.2 – Діаграма стану Fe-N

Концентрація азоту, що знаходиться в рівновазі з газоподібним азотом зростає зі збільшенням температури. У точці переходу α → γ (906 °С) стрибкоподібно змінюється, при подальшому зростанні температури до переходу γ → δ (1402 °С) вона зменшується. Азот може утворювати з залізом два з'єднання Fe_4N (9,9% N) і Fe_2N (11,5% N). Fe_2N починає розкладається при температурі 550 °С. При подальшому підвищенні температури починає дисоціювати і Fe_4N. Ентальпія розчинення азоту в рідкому залізі ΔH_N являє собою різницю двох протилежних за знаком величин: ентальпії дисоціації молекулярного азоту на атоми ($\Delta H_{діс}$) і ентальпії розчинення атомарного азоту в рідкому залізі ($\Delta H_Р$). Перший процес є ендотермічним, а другий - екзотермічним. Так як $\Delta H_{діс} > \Delta H_Р$, то процес, описаний рівнянням (1), протікає з поглинанням тепла. Якщо дані по розчинності азоту показують хорошу узгодженість у різних дослідників, то дані по ентальпії мають значний розбіг.

Результати статистичної обробки великого масиву експериментальних даних дозволили авторам роботи [6] описати розчинність азоту в рідкому залізі двома рівняннями:

$$\text{при } T < 1973K: \lg [N] = -560 / T - 1{,}06 \quad (1.3)$$

$$\text{при } T > 1973K: \lg [N] = -1100 / T - 0{,}79 \quad (1.4)$$

Таким чином, ентальпія розчинення азоту в рідкому залізі до 1973 К - 10700 Дж/моль, а вище +1973 К - 21000 Дж/моль.

А.М. Самарін, першим звернув на це увагу, пов'язував зміну ΔН при зміні температури зі структурними перетвореннями. Відомо, що при розчиненні кисню оксидна фаза проявляється при дуже низькому парціальному тиску кисню в газовій фазі ($P_{O2} = 10^{-8}$ атм). На відміну від цього, при розчиненні азоту навіть при $P_{N2} > 1$атм самостійна нітридна фаза не утворюється. Утворення нітридів типу Fe_2N і Fe_4N спостерігали лише в твердому металі в температурному інтервалі існування аустеніту.

Вплив парціального тиску над розплавом заліза на його розчинність в залежності від часу витримки при Т = 1560 °С представлено на рис. 1.3.

Дані по кінетиці азотування свідчать про те, що для виходу на стаціонарну концентрацію в чистому залізі потрібно близько 40 хв. Причому час практично не залежить від тиску азоту над розплавом.

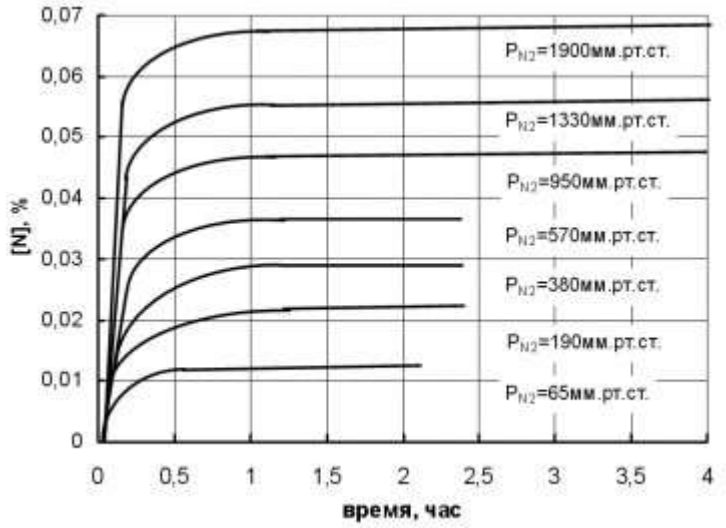


Рисунок 1.3 – Зміна розчинності азоту в залізі в залежності від його тиску і часу витримки при температурі 1560 ° С

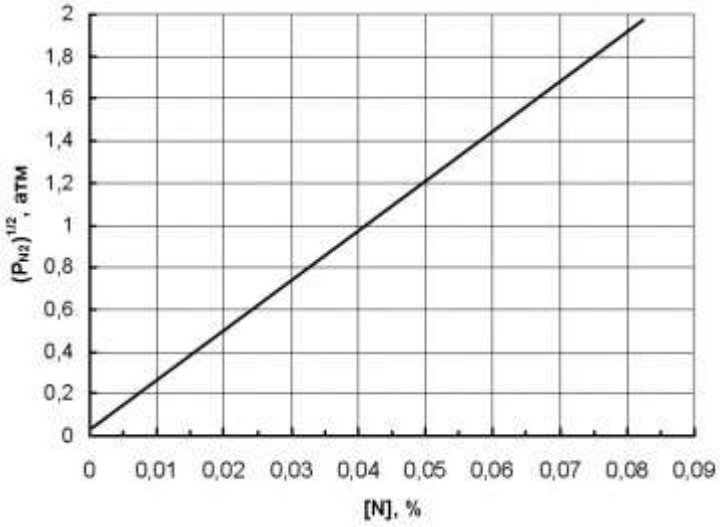


Рисунок 1.4 – Залежність розчинності азоту в рідкому залізі при температурі 1560 ° С від парціального тиску азоту над рас плавом

Присутність домішок впливає на швидкість розчинення азоту в металі. Так, при збільшенні концентрації кисню в металі від 0,067 до 0,144% час досягнення рівноважної концентрації збільшується з 1,5 до 3,0 годин. Відзначений і

аналогічний вплив сірки: при її концентраціях 0,49 та 0,87% і тиску азоту 0,1 МПа час досягнення рівноважної концентрації зростає до 3,0 і 6,0 годин відповідно.

В роботі [7] представлені дані, що характеризують зміна розчинності азоту в рідкому залізі при температурі 1560 ° С в залежності від тиску (до 4 атм.).

1.3 Рафінування металу від азоту

Відомо, що наявність азоту в металі викликає зниження пластичності при деформації, підвищення твердості, меж текучості і міцності, пов'язаних з деформаційним старінням і окрихченням.

Поведінка азоту при виплавці сталі з використанням металевого брухту в шихті вивчали багато дослідників, якими встановлено, що після проплавлення шихти та проведення окисного періоду концентрація азоту залежить від хімскладу сталі, конкретних умов ведення плавки і від кількості окисленого вуглецю.

При випуску розплаву з печі і його продувці відбувається значне підвищення концентрації азоту на 0,002 – 0,004%. Це пов'язано з взаємодією розплаву з атмосферою і збільшенням інтенсивності надходження азоту з шлаку в метал [8]. Слід зазначити, що при більш низьких температурах випуску розплаву з печі (< 1640 °С), середній приріст вмісту азоту 0,001 – 0,002% був істотно нижчий, ніж при температурах вище 1640 °С 0,002 – 0,0035%.

У процесі розливання дослідних плавок на УБРС концентрація азоту зростала на 0,002 – 0,004%. Таким чином на наступних стадіях процесу, починаючи з випуску в ківш і закінчуючи розливанням металу, відбувається значне збільшення вмісту азоту в сталях.

Продування сталі аргоном – один з найпоширеніших способів позапічного рафінування. Одним із завдань продувки є зниження вмісту газів в металі – кисню та азоту.

При дегазації розкисленням сталі видалення азоту при всіх способах нестабільно і незначно, при продувці сталі на повітрі або у вакуумі вміст азоту змінюється на 8 – 13% [8]. Дегазація неокислених сталей практично не

супроводжується видаленням азоту до моменту введення розкислювачів, після чого починається період деазотації, що пояснюється утворенням нітридів титану і алюмінію та їх видаленням бульбашками аргону. Проте видалення азоту в процесі продувки розплаву аргоном неефективно навіть при використанні великої (більше 2 $м^3$/т) витрати аргону.

Більш доцільно, за даними численних досліджень, обробка сталі у вакуумі, так як основним призначенням процесу позапічного вакуумування є дегазація металу – зниження вмісту азоту і водню.

При вакуумній обробці стабільно досягається низька концентрація водню, що відповідає близькому парціальному тиску водню в газовій фазі. Зниження азоту при його вихідному вмісті 0,003 – 0,006% незначно і становить в середньому 4%, а при більш високому вмісті 0,015 – 0,028% становить 15 – 29%. Таким чином, зниження азоту залежить від його вихідного вмісту, а кінцева концентрація не досягає розрахункових значень, що відповідають закону Сівертса.

Узагальнюючий аналіз даних показав, що зниження концентрації азоту досягає лише 10 – 20% при вакуумуванні частково або повністю розкисленого металу. Більш високе (до 40%) зниження концентрації азоту спостерігали тільки при вакуумній обробці неокисленого металу [8]. Дослідники пояснюють це видаленням азоту з оксидом вуглецю, що утворюється при взаємодії вуглецю і кисню. У той же час видалення азоту з неокисленого металу повинно гальмуватися наявністю розчиненого кисню. Кисень, будучи поверхнево-активним елементом, захищає метал від насичення азотом. Тому більш пізнє розкислення розплаву алюмінієм сприяє отриманню в металі низької концентрації азоту, що необхідно враховувати при виборі оптимального режиму розкислення для зниження азотації металу в процесі позапічної обробки. У цьому зв'язку необхідно розглядати процес видалення азоту з неокисленого металу з бульбашками CO, а після розкислення з поверхні взаємодії метал – газова фаза.

1.4 Використання порошкового дроту

Сучасне сталеплавильне виробництво повинно володіти технічними засобами для здійснення вторинної (позапічної) обробки рідкого металу з метою його рафінування від шкідливих домішок і додання розплаву необхідних властивостей, що забезпечують необхідний високий рівень показників якості металопрокату, труб і метизів. З різноманіття існуючих технологічних процесів ковшової металургії (вакуумування, рафінування газами, шлаками і ін.) досить ефективним є процес позапічної обробки сталі і чавуну оболонковим порошковим дротом (ПД), не потребує складного устаткування, додаткових виробничих площ і значних капіталовкладень.

В даний час підприємства випускають за розробленими технічними умовами дріт з наступними наповнювачами: силікокальцій, алюмокальцій, магній, магній з кальцієм, кальцій, графіт, титан, сірчаний колчедан та ін. Крім відомих, ЦНДІЧорметом створені нові види наповнювачів порошкового дроту з оксидів ніобію або ванадію з відновниками, що дозволяють здійснити пряме мікролегування сталі ніобієм або ванадієм в процесі позапічної обробки. Часткова заміна феросплавів на оксидно-відновні суміші наповнювачів ПД забезпечує зниження енергетичних і матеріальних витрат у виробництві.

Найбільшого поширення набула обробка сталі ПД з кальційвмісними наповнювачами для модифікування, десульфурації та поліпшення розливання сталі, підвищення її механічних властивостей і оброблюваності на верстатах.

Ефективність використання кальцію при обробці металу для десульфурації кальційвмісними ПД вище, ніж при продувці порошком SiCa в 1,5 – 2,0 рази [9]. Менша витрата кальцію при використанні порошкового дроту дозволяє отримати більшу ступінь десульфурації, ніж при продувці порошком силікокальцію.

Комбінована технологія обробки металу порошком силікокальцію і CaAl ПД помітно підвищує ступінь десульфурації рекомендована для отримання (при необхідності) з пониженим вмістом сірки (менш 0,006%) [10].

Проведені дослідження показали, що обробка розплаву кальційвмісним порошковим дротом перетворює неметалеві включення в глобулярні алюмінати кальцію, в тому числі з сульфідної оболонкою, і знижує загальний рівень забрудненості металу неметалевими включеннями.

1.5 Рафінування металу порошкоподібними матеріалами

Процеси видалення фосфору і сірки із сталі протікають на межі розділу метал – шлак. Одним з ефективних способів, що забезпечують високу поверхню взаємодії метал – шлак, є вдування в рідкий метал порошкоподібних матеріалів.

Взаємодія металу зі шлакової фазою при вдуванні легкоплавких шлакових сумішей включає наступні стадії:

1. проникнення газопорошкового струменя в метал, під час якого відбувається розплавлення порошкової суміші і формування первинних шлакових крапель;

2. спливання шлакових крапель з металу на його поверхню;

3. емульгування попередньо сформованого шлаку газопорошковим струменем, що вдувається, з утворенням вторинних шлакових крапель;

4. взаємодія металу з шлаковим шаром на його поверхні.

Зазначені стадії протікають паралельно.

Розрахункові та експериментальні дані показали, що при вдуванні легкоплавких шлакових сумішей процеси видалення фосфору і сірки протікають переважно на поверхні контакту емульгованих в металі первинних і вторинних шлакових крапель [11].

Зниження в'язкості шлаку і збільшення і його поверхневого натягу призводить до зменшення розміру емульгованих шлакових крапель, час перебування яких в металі при цьому зростає через більш повільне спливання. Це веде до підвищення часу контакту τ_0 і ступеня завершеності дифузії домішків в шлакових краплях, що збільшує масу шлакових домішок, що поглинаються, і знижує їх кінцевий вміст в металі.

Отже, підвищення ефективності процесів дефосфорації і десульфурації сталі, пов'язане, насамперед, з вибором шлакових сумішей, що формують добре емульгуємі шлаки з низькою в'язкістю і високим поверхневим натягом, при вдуванні яких в рідкому металі утворюються шлакові краплі малого розміру. Це підвищує ступінь завершеності дифузії домішків в шлакових краплях і, отже, збільшує повноту використання рафінуючої здатності шлаку, що призводить до досягнення високої швидкості і повноти процесів дефосфорації або десульфурації.

1.6 Аналіз металознавчих даних про вплив рівня вмісту шкідливих домішок на службові властивості сталі

Посилення конкуренції ставлять перед металургами завдання щодо підвищення якості сталі, що задовольняє вимогам споживачів усередині України і зарубіжних замовників.

Вимоги, що пред'являються до труб великого діаметру для транспортування нафти і газу, неухильно зростають у зв'язку зі збільшенням обсягів транспортування при одночасному забезпеченні високого рівня безпеки. Експлуатаційна надійність трубопроводів оцінюється в першу чергу, виходячи з розрахунків їх характеристик міцності, до яких відносяться: межа текучості, межа міцності, відносне подовження при робочих температурах і тисках, достатня в'язкість і стійкість до крихкого руйнування, а також зварюваність в польових умовах.

Аналіз показує, що зазначені властивості сталі визначаються насамперед хімічним складом і ступенем чистоти, які повинні бути відрегульовані в ході ведення сталеплавильних процесів, а також досягнення мікроструктури, залежною від технології прокатки і термообробки.

Проведено велику кількість досліджень з виявлення впливу домішкових елементів – сірки, фосфору, азоту і водню на характеристики міцності трубних

сталей і визначені межі їх допустимого вмісту, виходячи з вимог у відношенні зазначених властивостей.

Найбільш радикальними шляхами підвищення ударної в'язкості і зниження анізотропії в'язких властивостей в низьколегованих сталях, особливо піддаються прокатці по контрольованим режимам є зниження вмісту сірки і модифікування сульфідних включень. Для отримання задовільних показників в'язкості і пластичності трубної сталі вміст сірки в ній повинен складати 0,003-0,006% [11,12]. Для сталей експлуатованих в умовах півночі, а також сталей з підвищеним опором розтріскування в сірковмісному середовищі і підвищеною стійкістю до водневого розтріскування, пред'являються вимоги досить низького вмісту сірки: 0,001% і нижче [13, 14].

В даний час трубна сталь, вироблена на вітчизняних підприємствах, містить 0,006-0,012% сірки.

Фосфор також негативно впливає на хладостійкість сталі. Охрупчувальний вплив фосфору проявляється в ослабленні міжкристалічних зв'язків в результаті збагачення границь зерен елементарним фосфором і утворенням неметалічних включень фосфідної евтектики.

Проведені дослідження показали, що для сталей класу міцності К60-К 70 вміст фосфору має становити 0,010%, для сталей категорій міцності К 80-К 100 потрібно мати більш низький вміст фосфору [15,16]. Зниження негативного впливу фосфору можна досягти зв'язуванням його в інтерметалідні сполуки.

Надлишковий вміст азоту в сталі призводить до пониження межі текучості і тимчасового опору, до того ж він є основною причиною старіння маловуглецевих сталей. У сталі виробленої в електропечах міститься 0,008-0,012% азоту. Оскільки азот є важковидаляємою домішкою, його негативний вплив можна нейтралізувати шляхом введення мікродобавок титану або іншого нітридоутворюючого елемента для отримання високоміцних нітридів. При цьому досягається в першу чергу підвищення в'язких властивостей сталей. Але для зниження шкідливого впливу азоту до мінімуму бажано отримувати сталь із вмістом цього елементу ≤ 0,004% [16, 17].

Водень слабо впливає на ударну в'язкість і холодноламкість. З низьколегованих сталей він відносно легко видаляється завдяки підвищеній дифузії. Однак при підвищеному вмісті водню в сталі спостерігається так зване водневе розтріскування. Для запобігання цього явища (особливо в трубах з великою товщиною стінки) бажано, щоб вміст водню в сталі не перевищував 0,00015%. Сталі, що не володіють підвищеною стійкістю до водневого розтріскування, містять 0,0003-0,0004% водню [11, 16].

Великий вплив на якість металу робить кількість і морфологія неметалічних включень (НВ). Відзначається негативний вплив НВ на холодостійкість, в'язкість руйнування при негативній температурі і втомні властивості. Найбільш несприятливими є сульфіди і оксиди, особливо якщо вони витягнутої форми. Наявність в сталі силікатів і алюмінатів також знижує в'язкість, а такі включення як високоміцні нітриди на вищевказані властивості практично не впливають [18].

Середній об'ємний відсоток включень в трубних сталях становить 0,036-0,065%. Приблизно 60-70% з них складають сульфіди, 10% алюмінати, 10-15% складні оксиди і близько 5-7% сульфоалюмінати [12,19].

Кількість великих включень (діаметром від 40 мкм і більше) становить приблизно 3 шт./см^2, з них 98% сульфіди і тільки 2% оксиди [19].

Основна маса включень, що утворюються в рідкій сталі має розмір 1-15 мкм. Частина включень утворюється вже в твердій сталі, їх діаметр, як правило, не перевищує 1 мкм. Включення розміром більше 100 мкм є екзогенними [20].

Проведені дослідження по впливу кількості і форми сульфідів на величину ударної в'язкості для сталі 09Г2ФБ показали, що в поєднанні з глибокою десульфурацією ефект обробки сталі модифікуючими елементами може бути дуже високим. Модифікування призводить до сфероідизації сульфідних включень. У сталі не обробленої модифікаторами включення мають форму рядків довжиною 100-300 мкм, а в обробленої сталі їх діаметр не перевищує 10 мкм. Основна частка НВ в сталі модифікованою РЗМ має розмір 3-4 мкм, а в сталі обробленої кальцієм – 5-6 мкм [12].

Радикальним способом видалення зі сталі дрібних 3-10 мкм включень є фільтрація керамічними фільтрами. Ступінь рафінування при такій технології становить 40-50% [21].

Важким є видалення включень розміром зразків < 2 мкм, хоча скупчення саме таких включень часто виявляються в місцях крихкого руйнування [19].

В даний час штрипс, що вироблений в країнах СНД, містить сумарну кількість шкідливих домішок (сірки, фосфору, азоту, водню) на рівні 0,03-0,04%, що в значній мірі впливає на вихід придатного металу труб, зниження їх службових характеристик та конкурентоспроможності на світовому ринку. Для задоволення сучасних вимог необхідно розробити нові технології позапічної обробки сталі, при яких кількість шкідливих домішок в готовому металі не буде перевищувати величини 0,0045-0,010% [22].

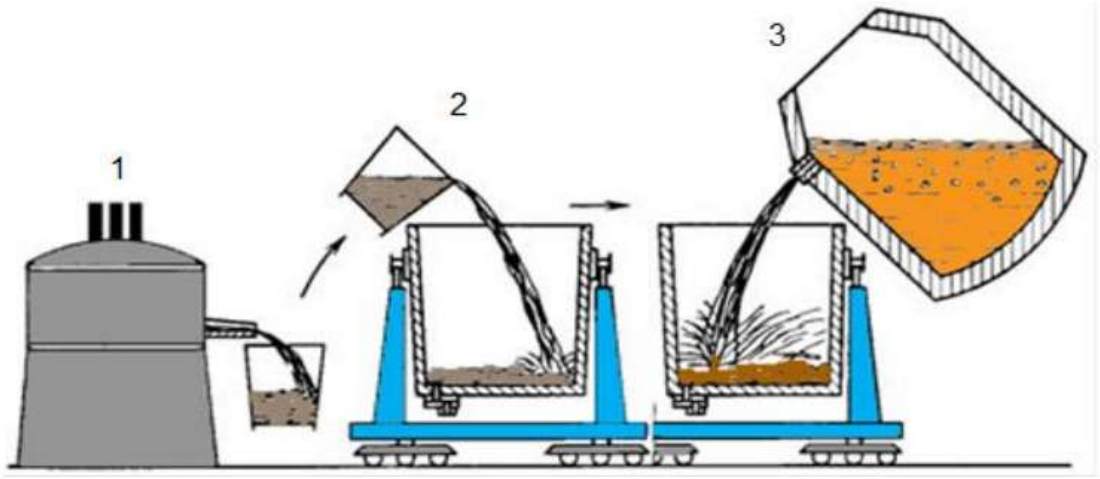
Проведений аналіз літературних даних дозволяє зробити висновок, що комплексна технологія рафінування металу, що розробляється в дипломі, повинна дозволяти отримувати в готовому металі вміст шкідливих домішок на рівні ([O] менше 20 ppm.; [N] менше 50 ppm; [HB] менше 20 ppm; [P] менше 70 ppm; [S] менше 20 ppm). Це забезпечить досягнення необхідного рівня експлуатаційних і службових характеристик, що гарантують високу якість металу і його властивостей.

2 МЕТОДИКА ПРОВЕДЕННЯ ЕКСПЕРИМЕНТІВ

Кваліфікаційна робота, головним чином присвячена дослідженню позапічної обробки сталі. Тому в якості основного етапу дослідження була розглянута можливість дослідження впливу елементів, що мають високу спорідненість до азоту, сірки та фосфору.

Також в роботі багато уваги приділено фізико-хімічним розрахункам на підставі обробки та зіставлення великого масиву експериментальних даних.

На початковому етапі для інтенсифікації та підвищення повноти переходу в шлак сірки, фосфору і азоту застосовували перемішування металу з рідким синтетичним шлаком (рис. 2.1).



1 - електропіч для виплавки синтетичного шлаку;

2 - заливка синтетичного шлаку в сталерозливних ківш; 3 - випуск сталі

Рисунок 2.1 – Технологічна схема обробки сталі рідкими синтетичними шлаками

Для зниження вмісту сірки в металі і його розкислення застосовували вапняно-глиноземистий шлак, для дефосфорації - вапняно-залізистий, а для зниження вмісту кисню і газів - кислий.

Обробку вели в ковші під час випуску металу зі сталеплавильного агрегату, одночасно з шлакового ковша подаючи струмінь рідкого шлаку на струмінь рідкої сталі. Синтетичний шлак попередньо виплавляють і нагрівають до температури ~

1600 °С в електродуговій печі і перед обробкою металу випускають в шлаковий ківш.

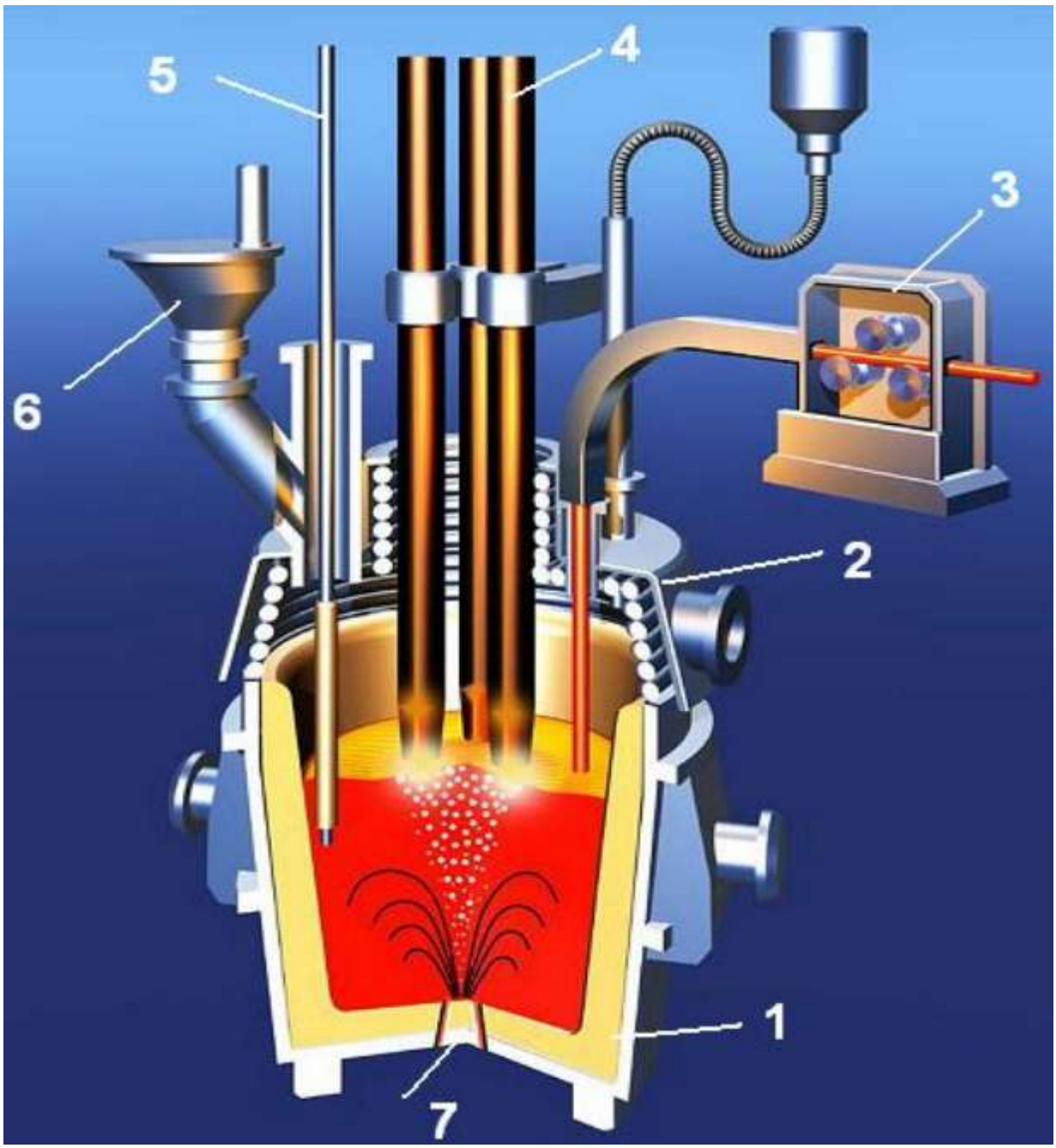
Витрата синтетичного шлаку не перевищує 6% від маси металу. Така кількість шлаку дозволяє стабілізувати його склад і властивості і підтримувати їх постійними від плавки до плавки. Тривалість обробки сталі синтетичним шлаком обмежується лише тривалістю випуску металу з агрегату в ківш.

Найбільш ефективним прийомом позапічної обробки сталі є комплексна обробка розплаву в сталерозливному ковші з застосуванням потужного високотемпературного джерела локального нагріву, який забезпечує безперервну компенсацію теплових втрат. Агрегати, що забезпечують нагрів і перемішування сталі в ковші, її рафінування та коригування хімічного складу, отримали назву «піч-ківш» (від англійського ladle-furnace (LD).

Піч-ківш є установкою, що складається з кришки для ковша з отворами, через які встановлені три електрода. Під кришку поміщається сталерозливних ківш з металом після випуску з сталеплавильної печі. Крім того, до складу установки «піч-ківш» зазвичай також входять пристрої для перемішування металу інертним газом, система подачі феросплавів і матеріалів для рафінування сталі в ковші.

В даний час безперервне введення різних речовин (вуглецю, розкислювачів, модифікаторів) проводять із застосуванням порошкового дроту, що має в своєму перетині коло або прямокутник, сталева оболонка якої зазвичай завальцована. Такий дріт великої довжини поставляється в котушках на металевій або дерев'яній рамі.

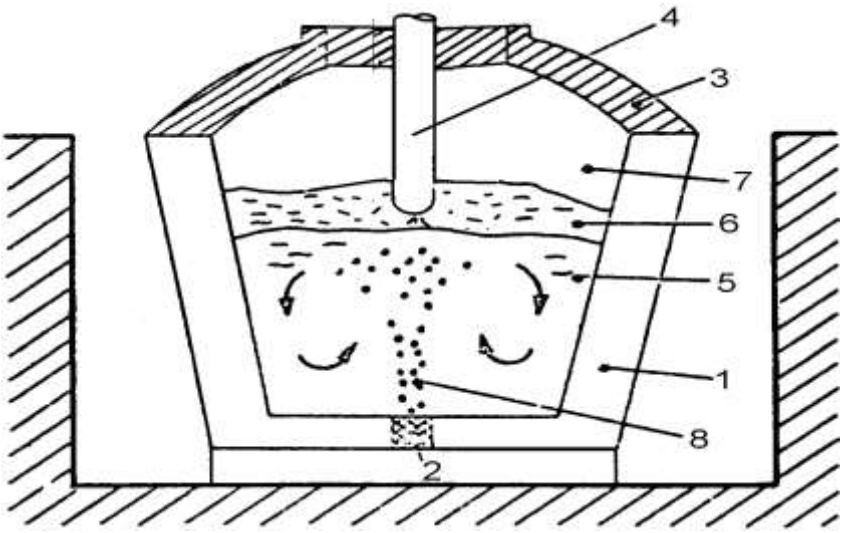
Введення порошкового дроту в розплав здійснюється по направляючій трубі за допомогою спеціального трайбапарату, що складається із вхідного і розмотувального пристроїв. Схема установки «піч-ківш» виробництва фірми SMS Mevac приведена на рис. 2.2.



1 - ківш; 2 - кришка-склепіння; 3 - трайб-апарат для подачі дроту; 4 електроди; 5 - фурма для вдування порошку силікокальцію в струмені аргону; 6 - пристрій для подачі сипучих феросплавів і флюсів; 7 - пориста пробка для подачі аргону

Рисунок 2.2 – Схема установки «піч-ківш»

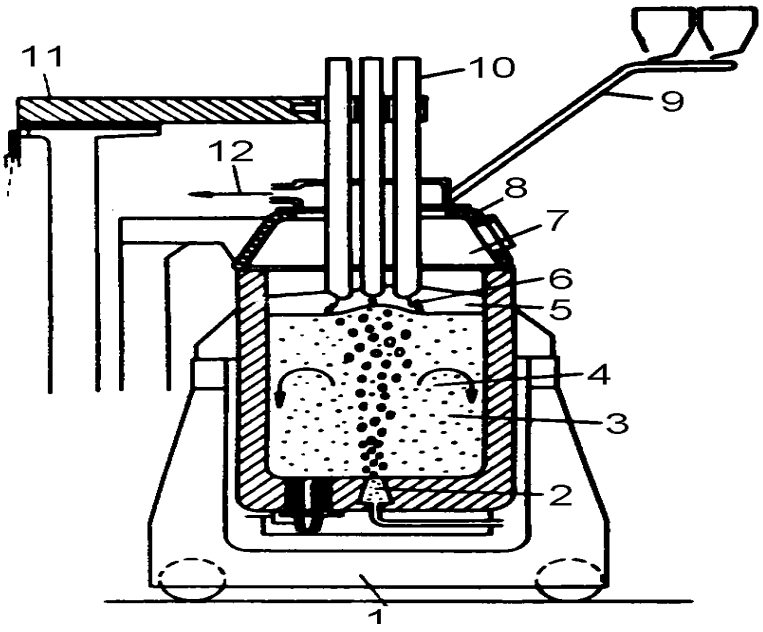
Принципова схема установки ківш-піч показана на рис. 2.3.



1 - ківш; 2 - пориста вставка; 3 - кришка; 4 - електрод; 5 - метал;
6 - синтетичний шлак; 7 - відновлювальна атмосфера; 8 – аргон

Рисунок 2.3 – Принципова схема процесу ківш-піч

На рис. 2.4 показана схема промислової установки ківш-піч для шлакової обробки металу.



1 - сталевоз; 2 - пориста пробка для подачі аргону; 3 - металевий розплав;
4 - бульбашки інертного газу; 5 - основний шлак; 6 - занурена в шлак електрична дуга; 7 - інертна атмосфера; 8 – водоохолоджуване склепіння; 9 - пристрій для присадки феросплавів; 10 - електроди; 11 - електропровідні електродотримачі;
12 - відведення газу

Рисунок 2.4 – Схема установки ківш-піч для шлакової обробки металу:

Завдяки наявності синтетичного шлаку, відповідного оброблюваної марці сталі, установка ківш-піч забезпечує найбільш повне використання розкислювачів і легуючих. Горіння дуг і окислення графітованих електродів створюють відновну атмосферу і вміст CO на поверхні розплаву досягає 70%. Це забезпечує дуже низький розбіг за вмістом основних елементів від плавки до плавки, який становить (%): для C ± 0,01; Mn ± 0,050; Si ± 0,050; Al ± 0,010.

Футеровка ковша зазвичай виконується з високоякісних вогнетривких матеріалів, щоб забезпечити тривалу обробку добре розкисленої сталі. Особлива увага приділяється зоні футерування ковша, що знаходиться в контакті зі шлаком, так званому «шлаковому поясі». За кордоном для цих цілей використовують цирконієві, корунд-графітові або магнезиту-графітові вогнетриви. Корунд-графітові вогнетриви марок "Alucarbon" мають щільність від 2,85 до 3,15 г/см^3, що здається пористість 5-11%, міцність 35-50 Н/мм^2 і містять від 5 до 15% С. Магнезито-графітові вогнетриви марок "Macarbon" містять 90-98% MgO і 2-10% С. Використання таких вогнетривів забезпечує низький залишковий рівень кисню в сталі.

Різновидом процесу ківш-піч є спосіб ASEA-SKF, який за рахунок додаткового електромагнітного перемішування металу забезпечує низький залишковий вміст кисню при меншому часі обробки. При цьому розкид за змістом основних елементів в серії з 100 плавок наступний (%): C ± 0,020; Mn ± 0,028; Si ± 0,05; Al ± 0,01. Однак, цей процес вимагає застосування ковшів з немагнітних корозійностійких сталей, що запобігають замикання магнітних полів. Тому на сучасному етапі найбільшого поширення набули агрегати комплексної обробки сталі (АКОС).

Перемішування металу зі спеціально приготованим (синтетичним) шлаком дозволяє інтенсифікувати перехід в шлак тих шкідливих домішок (сірки, фосфору, кисню), які видаляються в шлакову фазу. У тих випадках, коли основна роль у видаленні домішки належить шлаковій фазі, швидкість процесу пропорційна площі міжфазної поверхні. Якщо основним завданням є видалення з металу неметалічних включень певного складу, відповідно підбирають склад

синтетичного шлаку (наприклад, метал, виплавлений в кислому печі обробляють основним шлаком; метал, виплавлений в основний печі, кислим). У багатьох випадках завдання полягає, по-перше, в отриманні шлаку задані складу і температури, і, по-друге, в розробці способу отримання максимальної поверхні контакту шлакової і металевої фаз. При цьому повинні бути забезпечені умови, необхідні для подальшого відділення шлаку від металу. При зливі металу на що знаходиться в ковші синтетичний шлак обидві взаємодіючі фази (сталь і шлак) інтенсивно перемішуються, шлак емульгує в металі. Інтенсивність і, глибина протікання процесу визначаються висотою падіння струменя металу і шлаку, фізичними характеристиками і складом шлаку та ін. Основною метою є забезпечення в процесі обробки максимальної міжфазної поверхні. Найбільший вплив при цьому має висота падіння струменя металу, а також в'язкість шлаку.

Сірка, що міститься в металі, взаємодіє з CaO шлаку і переходить в шлак. Оскільки синтетичний шлак містить зазвичай мізерно малі кількості таких оксидів, як FeO і MnO, то обробка шлаком супроводжується зниженням окислення металу; в шлак переходить також деяка кількість таких оксидних включень, які добре змочуються синтетичними шлаками або взаємодіють з ним. Метою продувки металу порошкоподібними матеріалами (або вдування в метал порошкоподібних матеріалів) є забезпечення максимального контакту твердих реагентів з металом, максимальної швидкості взаємодії реагентів з металом і високого ступеня використання вдихається реагентів. Перевагою методу є введення реагенту та металу струменем газу-носія, який позитивно впливає на метал. Газ-носій може бути: 1) окислювач (наприклад, кисень або повітря); 2) відновник (наприклад, природний газ); 3) нейтральний газ (наприклад, аргон).

Метод вдування порошків використовують для ряду цілей:

1. Дефосфорація металу. При використанні шлакових сумішей для видалення фосфору в метал зазвичай вдувають в кисню суміш, що складається з вапна, залізної руди і плавикового шпата.

2. Десульфурація металу. Для видалення сірки в метал вдувають в струмені аргону або азоту флюси на основі вапна, плавиковий шпат; суміші, що містять

також кальцій або магній; реагенти, які внаслідок великих енергій взаємодії і відповідного піроефект звичайними способами вводити в метал можна (кальцій, магній).

3. Розкислення і легування, в тому числі введення металів, які внаслідок токсичності звичайними методами вводити небезпечно (свинець, селен, телур) .

4. Прискорення шлакоутворення (наприклад, в конвертерних цехах вдування порошкоподібного вапна використовують при переділі високофосфористих чавунів.

5. Коксування. Вдмухування в метал порошкоподібних карбонізаторів (графіту, коксу і т.п.) дозволяє вирішувати різні завдання: коригувати вміст вуглецю в металі; при нестачі або відсутності чавуну підвищувати в металі вміст вуглецю до меж, необхідних для нормального ведення процесу; розкислювати метал (вдування в окислений метал порошку вуглецю викликає бурхливий розвиток реакції зневуглецювання, вміст кисню при цьому зменшується, а виділяються бульбашки монооксиду вуглецю, що "промивають" ванну від газів і неметалевих включень). Порошок графіту або коксу може вводитися в метал безпосередньо в печі, а також в ківш або на струмінь металу, що випускається з печі в ківш.

Порядок проведення

В попередньо розігрітий тигель-ківш заливають метал з сталерозливного ковша. При переливі сталі якомога ретельніше відділяється шлак, що утворився в сталеплавильної печі і має підвищений вміст. Далі в тигель-ківш вводять феросплави, необхідні для доведення сталі до потрібного хімскладу, і вводять шлакоутворюючі. Електроди опускаються нижче верхнього рівня шлаку для екранування футерування від випромінювання дуг і починається дуговий нагрів. Швидкість нагріву сталі в ковшових печах в залежності від технології обробки металу зазвичай становить 3-5 °С/хв. Бажаний рівень температури металу, підтримуваної в тигель-ковші, становить 1600-1670 °С. Щоб не допустити влучення в робочий простір кисню і підтримки відновлювальної атмосфери під склепіння додатково вводять інертний газ. Одночасно з нагріванням або трохи

раніше починають продувку металу аргоном через пористу пробку в днище тигель-ковша. Завдяки цьому утворюється основний шлак інтенсивно перемішується з металом, прискорюючи процеси розкислення сталі і видалення сірки. Через отвір в склепінні проводяться виміри температури, відбір проб, спостереження за ходом процесу і добавка легуючих для точного доведення хімічного складу сталі. Повна тривалість обробки сталі в ковшовій печі 60-90 хвилин. В результаті обробки не тільки забезпечується отримання заданого хімічного складу і температури сталі.

3 ДОСЛІДЖЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ КОМПЛЕКСНОЇ ОБРОБКИ СТАЛІ

3.1 Позапічна деазотація сталі

3.1.1 Аналіз технологічних параметрів виплавки сталі

В даний час на ряді металургійних підприємств у 100 тонних електропечах виплавляють сталь з масовою часткою азоту не більше 0,0070%. Забезпечення низького вмісту азоту в готовій сталі обумовлено, з одного боку: необхідністю підвищення якості продукції, що випускається і, з іншого боку, завоюванням ринку збуту металопрокату.

Багато електросталеплавильних цехів зараз не володіють достатньою технологічною оснащенностю, що забезпечує наднизький вміст азоту в печі (від 0,003% до 0,005%) і, практично виключають азотацію розплаву в процесі випуску та позапічної обробки. Єдиною застосовуваною технологією деазотації сталі є технологія спінювання шлаку (при цьому треба відзначити, що спінювання шлаку в ЕСПЦ роблять періодичними присадками окислених окатишів або продувкою розплаву киснем). Інші способи деазотації неможливо використовувати через відсутність відповідного обладнання.

Таким чином, в умовах ЕСПЦ технологією, що забезпечує низький вміст азоту в готовій сталі, повинна бути:

• окислювання вуглецю в печі в кількості, достатній для необхідної деазотації розплаву, і нагрівання металу під спіненими шлаками;

• розробка технології випуску, що запобігає азотації в процесі операції;

• вдосконалення режиму обробки металу на УКП, що запобігає або зводить до мінімуму азотацію сталі.

Технологічні параметри виробництва сталі марок 14ХГ2САФД, 14Г2АФ, 16Г2АФ показує, що на масову частку азоту в ковшовій пробі значний вплив робить кількість окисленого вуглецю після взяття другої проби, тобто після повного розплавлення шихти і нагрівання металу з 1590 – 1610 ° С до 1660 – 1690 ° С і витрата окислених окатишів. Так, на плавках з вмістом азоту в ковшовій пробі 0,007%, кількість окисленого вуглецю після повного розплавлення шихти

склало в середньому 0,33%, а витрата окатишів -1110 кг/плавку, в той час як на плавках з вмістом азоту 0,009% вказані параметри склали відповідно 0,18% і 425 кг/плавку (таблиця 3.1). Звертає на себе увагу і такий показник, як співвідношення між ступенем нагрівання металу після повного розплавлення шихти до кількості окисленого вуглецю. На плавках із вмістом азоту 0,007% на кожну 0,01% окисленого вуглецю підвищення температури склало в середньому 1,91 °С, у той час як на плавках з вмістом азоту 0,009% – 4,33 °С. Це пояснюється тим, що в процесі нагрівання металу дугами і окислення розплаву відбуваються одночасно два процеси: поглинання азоту металом у районі електричних дуг і видалення азоту з металу бульбашками окису вуглецю. При недостатній кількості окисленого вуглецю процес поглинання металом азоту переважає над процесом деазотації розплаву, що приводить до підвищення вмісту азоту в металі [16].

Аналогічна залежність встановлена і при аналізі технологічних параметрів виробництва сталі марок 10ХСНДА, 15ХСНДА, St52-3 (17Г1С), S355J2G3 (17ГС). На плавках з масовою часткою азоту в маркувальній пробі 0,007%, кількість окисленого в печі вуглецю після повного розплавлення шихти склала в середньому 0,27 – 0,29%, витрата окатишів 1276 – 2016 кг, нагрів металу при окисленні 0,01% вуглецю – 1,61 – 2,04 °С, а на плавках з вмістом азоту 0,011% дані показники склали відповідно 0,07 – 0,12%, 1057 – 1620 кг і 4,00 – 7,14 °С (таблиця 3.2).

На плавках із вмістом азоту 0,007% падіння температури металу в процесі випуску плавки склало в середньому 92 – 93 °С, у той час як на плавках з вмістом азоту 0,011% – 57 – 84 °С, що свідчить про те, що на плавках з підвищеним вмістом азоту випуск металу виробляли при працюючій печі (випуск «під струмом»).

Вміст азоту в сталі в період кипіння знаходиться в залежності від кількості окисленого вуглецю. Залежність між вмістом азоту в сталі [N] і кількістю окисленого вуглецю Δ[С] може бути виражена наступним рівнянням [17]:

$$[N]^2 - (0{,}12 + 2{,}33\Delta C)\,[N] + 0{,}35 \cdot 10^{-2} = 0. \qquad (3.1)$$

Таблиця 3.1 – Вплив середніх технологічних параметрів виплавки сталі марок 14ХГ2САФД, 14Г2АФ, 16Г2АФ на масову частку азоту в ковшовій пробі

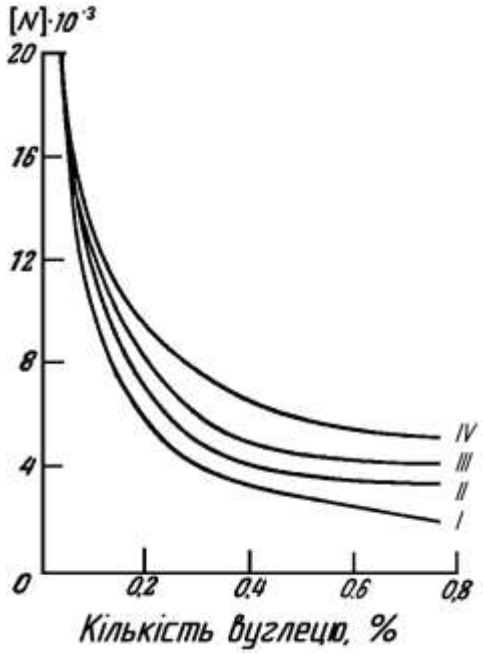
Азот в ковшовій пробі,%	Кількість плавок, шт	Тривалість, хв		Проба	Вміст, %		Окислено вуглецю, %			Витрата окатишів, кг	Температура, °С			$(^0C / \%)\times10^{-2}$
		розплавлення	Окислювальний період		вуглецю	сірки	1 проба – 2 проба	2проба - скрапина	1 проба - скрапина		Відбір другої проби	перед випуском	Усереднюючої продувки	
0,007	10	54	51	1	0,61	0,031	0,18	0,33	0,51	1110	1608	1671	1570	1,91
				2	0,43	0,029								
				3	0,10									
0,008	20	59	42	1	0,56	0,024	0,29	0,17	0,46	810	1615	1668	1552	3,12
				2	0,27	0,019								
				3	0,10									
0,009	16	56	51	1	0,44	0,024	0,16	0,18	0,24	425	1606	1684	1590	4,33
				2	0,28	0,019								
				3	0,10									

Таблиця 3.2 – Вплив середніх технологічних параметрів виплавки сталі на масову частку азоту в маркувальній пробі

Марка сталі	Азот в маркувальній пробі, %	Кількість плавок, шт	Тривалість, хв.			Маса шихти, т				
			розплавлення	окислювальний період	випуск	брухт 2А-3А	обрізь	чавун	інші	всього
10ХСНДА 15ХСНДА	0,007	35	54	57	22	48	45	12	9	114
	0,008	116	57	50	11	52	44	10	3	109
	0,009	87	56	51	12	45	48	12	10	115
	0,011	57	56	50	10	50	30	10	15	105
St 52.3 (17Г1С)	0,007	15	59	42	12	55	39	13	5	112
	0,008	78	60	39	10	52	48	11	4	115
	0,009	32	58	42	10	55	39,5	12	7	113,5
	0,011	25	58	33	10	47	49	12	6	114
S355J2G3 (17ГС)	0,007	17	54	46	11	52	48	13	1	114
	0,008	52	57	41	11	60	50	10	3	113
	0,009	23	55	41	10	56	44	11	4	114
	0,011	14	54	37	11	52	50	14	1	117

$$\Delta C = 0{,}43[N] + 0{,}0015/[N] - 0{,}052. \qquad (3.2)$$

Ця залежність представлена кривою I на рисунку 3.1. В дійсності, в процесі кипіння поряд з видаленням азоту з рідкої сталі можливе поглинання деякої кількості азоту з газової фази. Позначивши швидкість окислення вуглецю через V_C, а швидкість поглинання азоту з газової фази через V_N. Чим вище відношення V_N/V_C, тим більше азоту поглинеться під час кипіння. Отже, зниження вмісту азоту в сталі під час кипіння відбуватиметься з меншою швидкістю.



V_N/V_C: I – 0; II – 0,005; III – 0,010; IV – 0,020.

Рисунок 3.1 – Залежність вмісту азоту в сталі
від кількості окисленого вуглецю (ΔC)

Криві II, III і IV рисунку 3.1 представляють залежність вмісту азоту в сталі від кількості окисленого вуглецю при різних значеннях відношення. Ці криві показують, що при високому вмісті азоту в сталі його видалення відбувається легко і при окисленні 0,2-0,3% вуглецю вміст азоту в сталі може бути знижений до 0,004-0,005%, якщо навіть початковий вміст азоту в сталі був дуже високим. Первісний вміст азоту не надає значного впливу на кінцевий його зміст. При низьких концентраціях азоту в сталі подальше його

видалення сповільнюється і все більшого значення знаходить процес поглинання азоту з атмосфери [17].

При малому вмісті азоту в сталі кількість поглиненого азоту з атмосфери для печей може виявитися більше кількості вилученого азоту. У цьому випадку вміст азоту в сталі по ходу кипіння може навіть збільшуватися.

Для забезпечення у готовій сталі масової частки азоту не більше 0,007% необхідно дотримання наступних параметрів виплавки сталі в дуговій печі:

• кількість окисленого в печі вуглецю після повного розплавлення шихти (після досягнення температури металу в межах 1590 – 1610 °С) має становити не менше 0,30 – 0,35%;

• витрата окислених окатишів, що вводяться в піч в окислювальний період, повинна бути не менше 1500 кг;

• нагрівання металу після повного розплавлення шихти не повинно перевищувати 2 °С на кожну 0,01% окисленого в цей період вуглецю;

• кількість покривного шлаку повинна забезпечувати ізоляцію металу від атмосфери (робота при екранованій електродузі).

Для більш глибокої деазотації металу в печі необхідно прийняття деяких заходів з технічного оснащення печі. На ряді електросталеплавильних агрегатів застосовуються такі технології, як:

• вдування в метал через спеціальну фурму коксового пилу і кисню;

• продувка ванни печі аргоном через донні фурми встановлені в поді печі;

• продувка ванни печі киснем через фурми забезпечує надзвукову швидкість струменя кисню;

• застосування підігріву шихти, що знижує час роботи під струмом.

3.1.2 Удосконалення технології розкислення сталі в процесі випуску плавки

3.1.2.1 Азотація сталі в процесі випуску плавки

У проведених в ЕСПЦ дослідженнях було встановлено, що в процесі випуску плавки відбувається насичення металу азотом в межах 0,00 – 0,002%. Азотація розплаву в процесі випуску пов'язана з одного боку, з порівняно великою тривалістю випуску, при якому відбувається контакт струменя металу з атмосферою і, з іншого боку, існуючої в цеху технології розкислення металу в ковші, коли феросплави і алюміній вводять в ківш на початку випуску плавки (після сходу 10 – 15 т металу). При ранньому введенні феросплавів в ковші утворюється високорозкислений легований розплав, який легко насичується азотом, ежектуємим з атмосфери струменем металу (рисунок 3.2).

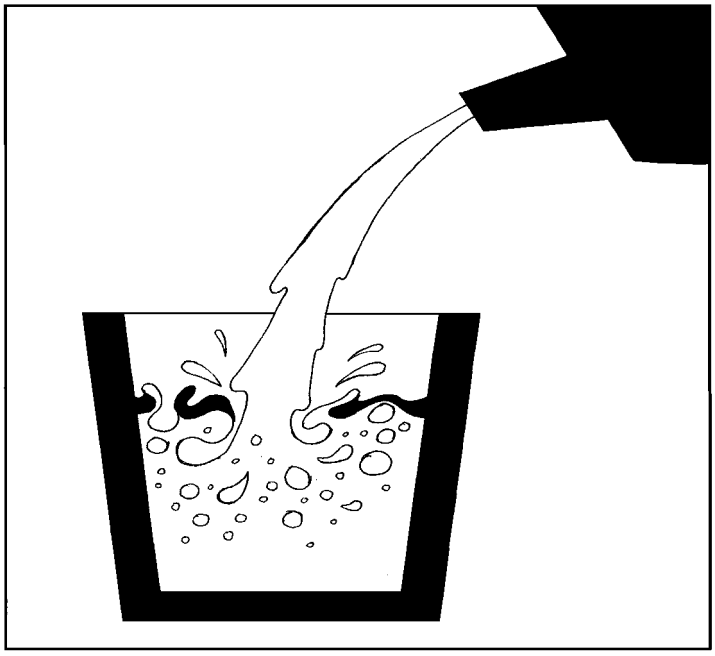


Рисунок 3.2 – Ежектування повітря струменем металу під час випуску плавки

Для зниження ступеня азотації металу в процесі випуску плавки пропонується змінити технологію додавання феросплавів в ківш. З цією метою наводиться порівняльний розрахунок для застосовуваної і пропонованої технології випуску плавки на прикладі сталі марки 13ХФА.

3.1.2.2 Методика розрахунків

Реакція розчинення азоту в залізі описується наступним рівнянням:

$$N_{2\,(г)} = [N]_{(1\%\,в\,Fe)}; \tag{3.3}$$

Константа рівноваги цієї реакції визначається з виразу:

$$\lg K_N^{Fe} = -\frac{188}{T} - 1{,}25, \tag{3.4}$$

де K_N^{Fe} – константа рівноваги азоту в залізі;

T – температура, К.

$$\lg K_N = -\frac{188}{1873} - 1{,}25 = -1{,}350.$$

Рівноважна концентрація азоту в сплаві визначається за формулою:

$$\lg[N]_{спл} = \lg K_N^{Fe} - \lg f_N^{спл} + \frac{1}{2}\lg p_{N_2}, \tag{3.5}$$

де $f_N^{спл}$ – коефіцієнт активності азоту в сплаві;

p_{N_2} – тиск газу, атм.

Коефіцієнт активності азоту в сплаві обчислюється за формулою:

$$\lg f_N^{спл} = \sum_j e_N^j [\%j] + \sum_j r_N^j [\%j]^2, \tag{3.6}$$

де e_N^j – параметр взаємодії першого порядку;

r_N^j - Параметр взаємодії другого порядку;

j – елемент в сплаві.

3.1.2.3 Діюча технологія

Розрахунок розчинності азоту [18] в сталі марки 13ХФА проводиться при середній температурі металу в ковші під час випуску t = 1600 °С (Т = 1873 К) і тиску = 1 атм.

Хімічний склад сталі марки 13ХФА представлений у таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 – Хімічний склад сталі 13ХФА [19]

Вміст елемента в сталі, %									
C	Si	Mn	P	S	Cr	Al	N	V	Nb
0,13-0,17	0,17-0,37	0,45-0,65	менше 0,015	менше 0,010	0,50-0,70	0,020-0,050	менше 0,008	0,05-0,09	0,01-0,03

Згідно технологічної інструкції з виплавки сталі в ЕСПЦ присадки розкислювачів і легуючих добавок роблять в ківш під час випуску з розрахунку отримання ніжнемарочного значення для заданого хімічного складу. У таблиці 3.4 представлений заданий склад сталі 13ХФА отриманий в ковші після випуску плавки.

Таблиця 3.4 – Хімічний склад сталі 13ХФА в ковші після випуску плавки

Вміст елемента в сталі,%								
C	Si	Mn	P	S	Cr	Al	V	Nb
0,13	0,17	0,45	0,08	0,015	0,50	0,020	0,05	0,01

Параметри взаємодії першого і другого порядку визначаються за даними таблиці 3.5 і 3.6 [21].

Таблиця 3.5 – Параметри взаємодії першого порядку $e_i^j \cdot 100$ в залізі при 1873 К

Елемент i	Елемент j								
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Al	V	Nb
N	13	4,7	-2	4,5	0,7	-4,7	-2,8	-9,3	-6

Таблиця 3.6 – Параметри взаємодії другого порядку $r_i^j \cdot 100$ в залізі при 1873 К

Елемент i	Елемент j								
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Al	V	Nb
N	0	0	0	0	0	0,04	0	0	0

$$\lg f_N^{спл} = (0{,}13 \cdot 0{,}13 + 0{,}047 \cdot 0{,}17 - 0{,}02 \cdot 0{,}45 + 0{,}045 \cdot 0{,}008 + $$
$$+ 0{,}007 \cdot 0{,}015 - 0{,}047 \cdot 0{,}50 - 0{,}028 \cdot 0{,}020 - 0{,}093 \cdot 0{,}05 -$$
$$- 0{,}06 \cdot 0{,}01) + (0{,}0004 \cdot 0{,}5^2) = - 0{,}013. \quad (3.7)$$

$$\lg[N]_{спл} = -\frac{188}{1873} - 1{,}25 - \left(\frac{3280}{1873} - 0{,}75\right) \cdot (- 0{,}013) + 0{,}5 \cdot \lg 1 = - 1{,}337;$$

$$[N]_{спл} = 0{,}046\%.$$

Рівноважна концентрація азоту в залізі становить 0,044%, тобто в сталі марки 13ХФА випущеної за існуючою технологією рівноважна концентрація азоту в сплаві вище.

3.1.2.4 Пропонована технологія

Зробивши розрахунки в таблиці «Excel» отримані результати які описують залежність lg [N] від вмісту в залізі кожного елементу окремо. Результати розрахунків виведені на діаграму (рис. 3.3 і 3.4) для елементів мають низький вміст в залізі (до 0,1%) і елементів з більшою концентрацією (більше 0,1%).

Як видно з діаграми (рис. 3.3) ванадій, ніобій і алюміній в різній мірі сприяють розчиненню азоту в залізі, тому необхідно виключити їх введення в ківш під час випуску плавки. Сірка займає позицію ближче до нейтралі і тому практично ніяк не впливає на розчинність азоту. Фосфор і кисень практично в рівній мірі знижують розчинність азоту в залізі, але в свою чергу вони є шкідливими домішками, тому їх вміст в залізі має бути мінімальним.

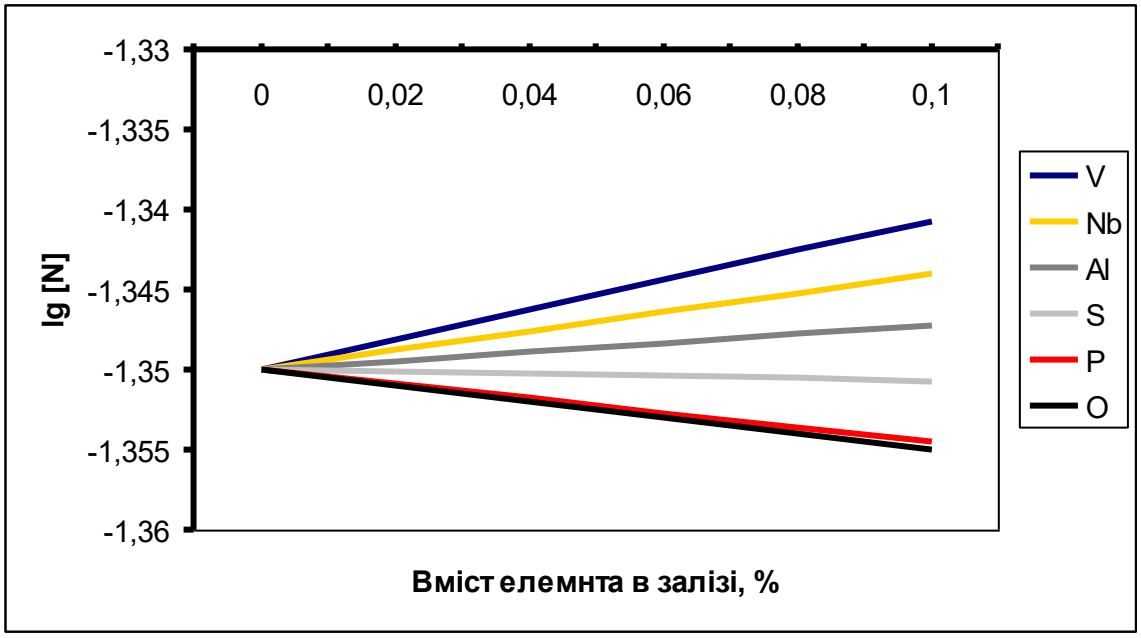


Рисунок 3.3 – Залежність lg [N] від елементів, які містяться в сталі 13ХФА в концентрації менше 0,10%

На наступній діаграмі (рис. 2.8) описана залежність lg[N] від елементів, що містяться в залізі в концентраціях більше 0,10% і мають можливість у більш значній мірі вплинути на розчинність азоту.

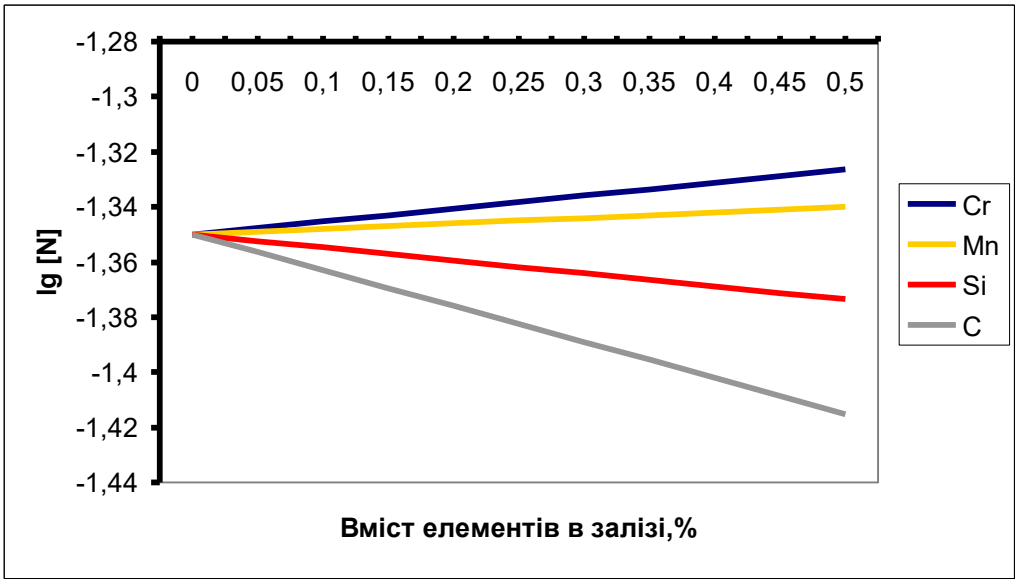


Рисунок 3.4 – Залежність lg [N] від елементів, що містяться в сталі 13ХФА в концентраціях більше 0,10%

Розчинності азоту в значній мірі сприяють хром і марганець, відповідно необхідно виключити їх введення в ківш під час випуску плавки. Вуглець і кремній (особливо вуглець) здатні своєю присутністю знизити азотування металу. Але на сталі 13ХФА вміст вуглецю не високий і випуск плавки з печі проводиться при вмісті вуглецю (0,10 ± 0,02)% (з урахуванням подальшого навуглецювання феросплавами). Тому значно вплинути на розчинність азоту в залізі вуглець не може.

Єдиним елементом здатним знизити розчинність азоту в даній марці сталі є кремній. Введення феросиліцію в ківш на початку зливу металу (після наливу перших 5 – 10т металу лотком або по тракту подачі феросплавів порціями під струмінь) дозволить різко знизити розчинність азоту. Кількість феросиліцію повинна забезпечити одержання середньомарочного вмісту кремнію для сталі 13ХФА (~ 0,27%). Для плавки масою 100т ця кількість буде відповідати 500 кг ФС65 при 80% засвоєння кремнію.

На рис. 3.5 показана діаграма яка описує зміну lg [N] від кількості металу в ковші під час випуску плавки.

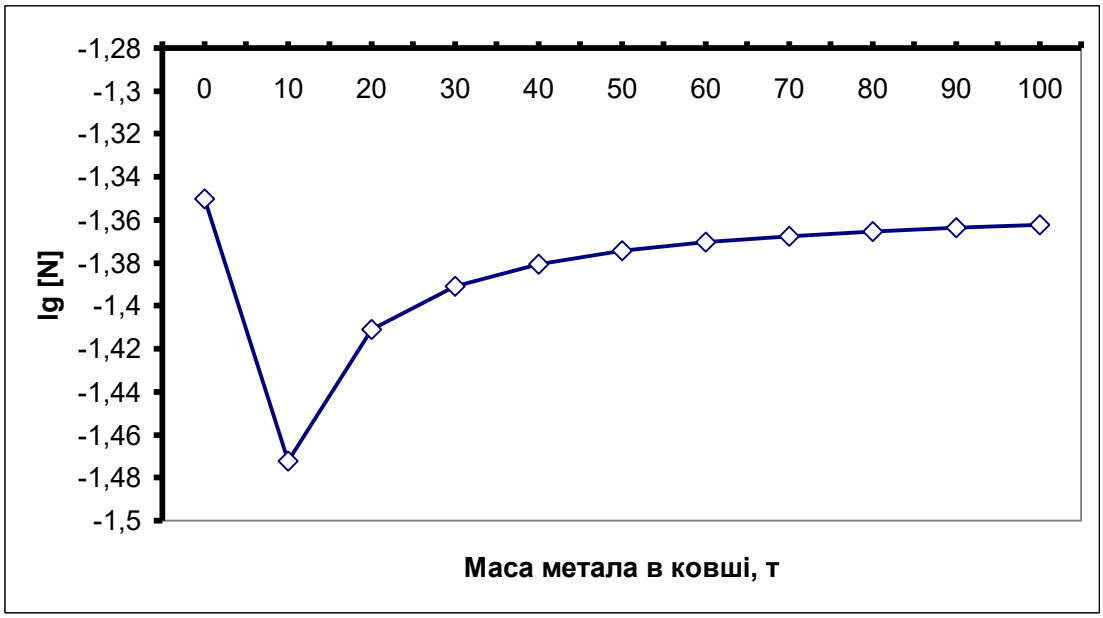


Рисунок 3.5 – Залежність lg [N] від маси металу в ковші

Після випуску від 5 до 10 т металу (або під час випуску), в ківш присаджуються шлакоутворюючі і феросиліцій в кількості 500 кг. Це різко підвищує концентрацію кремнію через малу кількість металу. Надалі в міру наповнення ковша концентрація кремнію знижується до середньомарочного значення. lg[N] змінюється пропорційно концентрації кремнію, зростаючи до кінця випуску.

Склад шлакоутворюючих повинен забезпечувати їх легкоплавкість і високу рідинорухливість. Це пов'язано з тим, що шлак легко розтікається по поверхні металу, не дозволяючи йому оголятися, а також з тим, що шлак маючи високу газопроникність, легко пропускає крізь себе назовні повітря, що ежектується струменем металу.

Присадка інших матеріалів проводиться у ківш з останніми порціями металу або на агрегатах позапічної обробки сталі, коли в ковші метал прикритий шаром шлаку і контакт з атмосферним азотом понижений до мінімуму.

Середнє значення lg [N] за час випуску плавки склало:

$$\lg [N]_{ср} = -1{,}38258.$$

Це відповідає рівноважній концентрації $[N]_{ср} = 0{,}041\%$. Це значення на багато нижче, ніж у випадку розглянутому вище.

3.1.2.5 Температурна залежність розчинності азоту

Температурна залежність розчинності азоту для сталі 13ХФА розраховується за формулою:

$$[N]_T = \frac{K_N}{f_N} \cdot p\,; \qquad (3.8)$$

Коефіцієнт активності f_N визначається з $lg\ f_N$ для сталі 13ХФА, встановленого вище в рівняння (3.8):

$$\lg f_N = -0{,}013;$$

$$f_N = 0{,}933.$$

Тоді:

$$\ln K_N = -\frac{1263}{T} - 2{,}45.$$

Визначення зміни K_N в діапазоні температур від 1520 ^{0}C (1793 К) до 1620 ^{0}C (1893 К), з інтервалом в 20 ^{0}C:

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1793} - 2{,}45 = -3{,}154; \qquad K_N = 0{,}0427;$$

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1813} - 2{,}45 = -3{,}147; \qquad K_N = 0{,}0430;$$

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1833} - 2{,}45 = -3{,}139; \qquad K_N = 0{,}0433;$$

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1853} - 2{,}45 = -3{,}132; \qquad K_N = 0{,}0436;$$

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1873} - 2{,}45 = -3{,}124; \qquad K_N = 0{,}0440;$$

$$\ln K_N = -\frac{1263}{1893} - 2{,}45 = -3{,}117; \qquad K_N = 0{,}0443.$$

Визначення зміни [N] в діапазоні температур від 1520 ^{0}C (1793 К) до 1620 ^{0}C (1893 К), з інтервалом в 20 ^{0}C:

$$[N]_{1793} = \frac{0{,}0427}{0{,}933} \cdot 1 = 0{,}0458\%;$$

$$[N]_{1813} = \frac{0{,}0430}{0{,}933} \cdot 1 = 0{,}0460\%;$$

$$[N]_{1833} = \frac{0{,}0433}{0{,}933} \cdot 1 = 0{,}0464\%;$$

$$[N]_{1853} = \frac{0{,}0436}{0{,}933} \cdot 1 = 0{,}0467\%;$$

$$[N]_{1873} = \frac{0{,}0440}{0{,}933} \cdot 1 = 0{,}0472\%;$$

$$[N]_{1893} = \frac{0{,}0443}{0{,}933} \cdot 1 = 0{,}0475\%.$$

На основі цих даних побудована діаграма представлена на рис. 2.10.

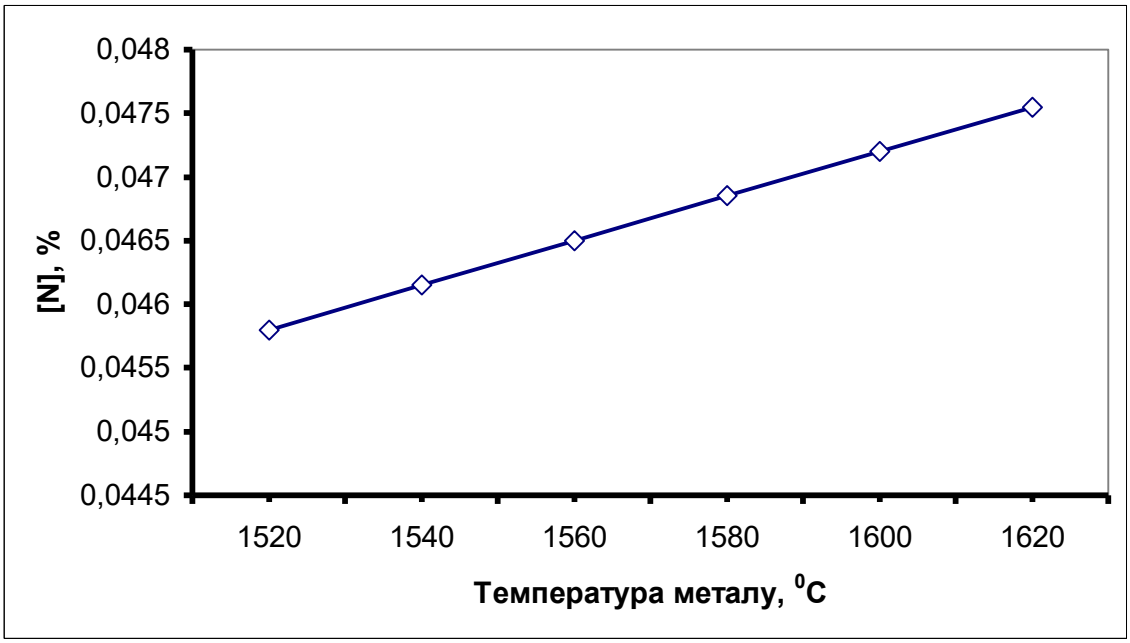


Рисунок 3.6 – Залежність рівноважної концентрації азоту від температури

Як видно з розрахунків та діаграми на рис. 3.6 для сталі марки 13ХФА розчинність азоту зростає з підвищенням температури металу. Для даної

марки сталі доцільно мати температуру металу (1560 ± 10) ^{0}C. При цій температурі рівноважна концентрація азоту складе близько 0,0465%.

Тепер проводиться порівняльний розрахунок для плавки випущеної за пропонованою технологією на основі значення lg $[N]_{ср}$ = – 1,38258.

Підставивши в рівняння (3.6) значення lg $[N]_{ср}$ = – 1,38258 вийде:

$$\lg f_N = 1{,}0777.$$

$$[N]_{1793} = \frac{0{,}0427}{1{,}0777} \cdot 1 = 0{,}0396\%;$$

$$[N]_{1813} = \frac{0{,}0430}{1{,}0777} \cdot 1 = 0{,}0399\%;$$

$$[N]_{1833} = \frac{0{,}0433}{1{,}0777} \cdot 1 = 0{,}0402\%;$$

$$[N]_{1853} = \frac{0{,}0436}{1{,}0777} \cdot 1 = 0{,}0405\%;$$

$$[N]_{1873} = \frac{0{,}0440}{1{,}0777} \cdot 1 = 0{,}0408\%;$$

$$[N]_{1893} = \frac{0{,}0443}{1{,}0777} \cdot 1 = 0{,}0411\%.$$

На основі цих даних побудована діаграма представлена на рис. 3.7.

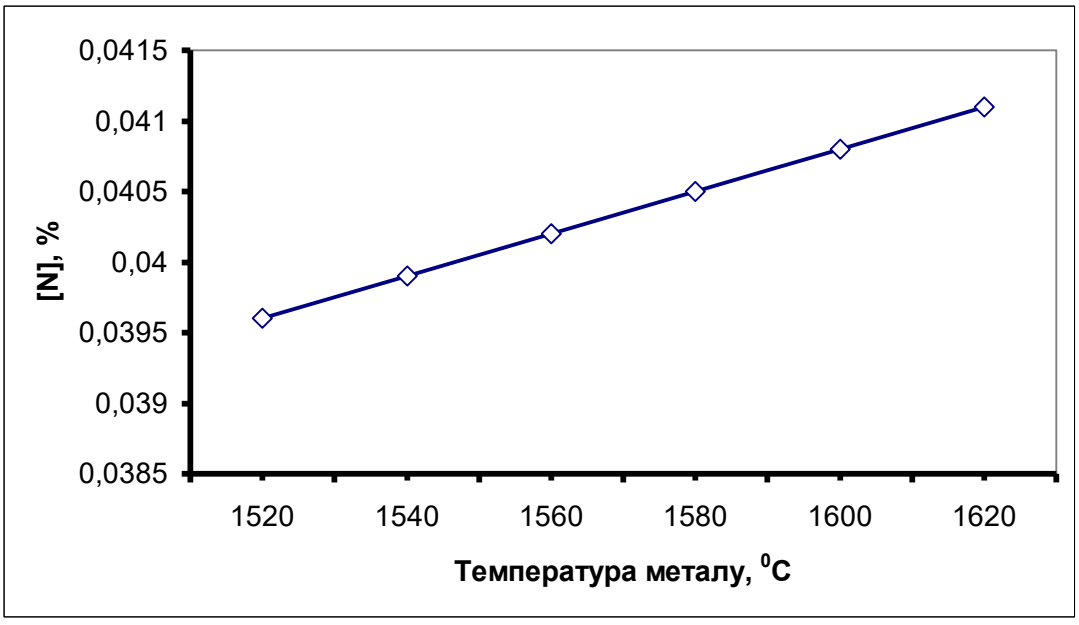


Рисунок 3.7 – Залежність рівноважної концентрації азоту від температури для сталі 13ХФА (за пропонованою технологією)

Діаграма залежності рівноважної концентрації азоту від температури (рис. 3.7) для пропонованої технології випуску плавки, підкоряється тим же законам що і в попередньому варіанті, але лежить набагато нижче. Це означає, що при тих же рекомендованих температурах металу (1560 ± 10) ^{0}C, рівноважна концентрація азоту становитиме 0,0402%. Різниця між першим і другим варіантом складе:

$$\Delta[N]_р = 0,0465 – 0,0402 = 0,0063\%.$$

Таким чином, для запобігання азотації розплаву в процесі випуску необхідно виконання наступних умов:

• випуск плавки здійснювати компактним струменем;

• спочатку випуску плавки після сходу (або під час сходу) від 5 до 10 т металу в ківш вводиться ФС65 в кількості, що забезпечує одержання середньомарочного значення кремнію в сталі;

• на початку випуску плавки (після сходу від 5 до 10 т металу) в ківш вводити від 800 до 1000 кг вапна і від 250 до 350 кг плавикового шпату;

• присадку алюмінію і феросплавів проводити після випуску близько 90 т металу або на агрегатах позапічної обробки сталі.

3.1.2.6. Вплив технологічних параметрів позапічної обробки сталі на установці «ківш – піч» на масову частку азоту в металі

Приріст масової частки азоту в процесі обробки металу на установці «ківш – піч» (УКП) залежить в першу чергу від масової частки азоту в сталі перед обробкою. Так, при вмісті азоту перед обробкою 0,008% азотація розплаву становить від 0,00 до 0,001%, в той час як при вмісті азоту від 0,005 до 0,006 азотація розплаву становить від 0,003 до 0,004% (таблиця 3.7).

Значний вплив на ступінь насичення металу азотом робить і тривалість нагрівання металу і, в першу чергу, – при роботі на «потужних» ступенях напруги трансформатора. При середній тривалості нагріву від 47 до 56 хв. (у тому числі на «потужних» ступенях – від 40 до 51 хв.) азотація становить від 0,003 до 0,006%, а при тривалості нагріву від 30 до 39 хв. – від 0,00 до

0,002%. Це пов'язано в першу чергу зі шлаковим режимом. Довжина електродуги на низьких ступенях нагріву складає від 90 до 110 мм, на високих ступенях, відповідно, від 110 до 160 мм. При роботі на низьких ступенях нагріву, для екранування електродуги достатньо мати товщину шлаку від 100 до 150 мм, в той час, як при роботі на високих ступенях необхідно мати від 150 до 200 мм шару шлаку [16].

На рис. 3.8 (а) зображена схема, що показує роботу неекранованої електродуги. Невелика кількість шлаку не здатна закрити працюючи електродуги, тому що гази, що утворюються при високих температурах (пари заліза і компонентів шлаку), розбризкують шлак і метал по сторонах, оголюючи при цьому зону навколо електрода, тим самим, даючи повітрю (N_2, O_2) безперешкодно проникати в активну зону.

Висока температура і прямий контакт металу з атмосферним азотом в зоні роботи електродуги є сприятливими умовами для азотування.

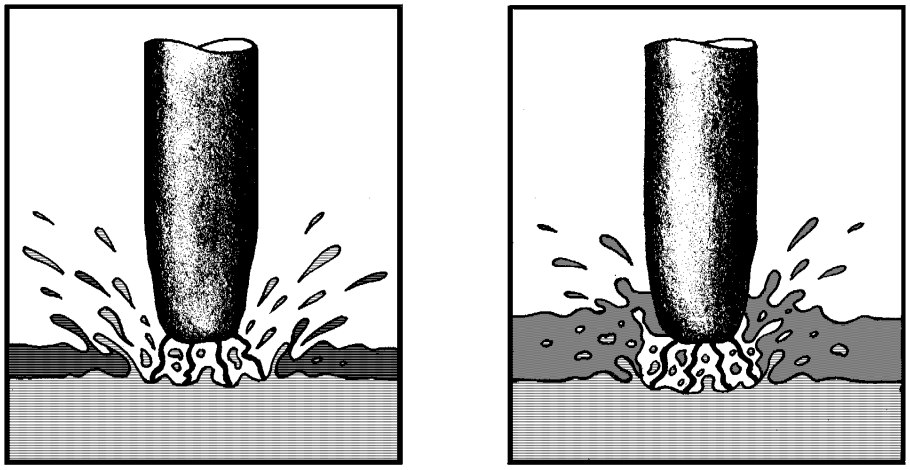


Рисунок 3.8 – Схематичне зображення неекранованої (а) і екранованої (б) електродуги шаром шлаку

На рис. 3.8 (б) зображена схема, що показує роботу екранованої електродуги шаром шлаку. Як видно з рисунка, зона роботи електродуги повністю закрита шаром шлаку, не дозволяючи повітрю вступати у взаємодію з металом.

Тому дуже важливо швидко збільшити масу шлаку до товщини шару більше 150 мм. При цьому склад шлакоутворюючих повинен забезпечувати легкоплавкість і достатню рідинорухливість шлаку. Це пов'язано з тим, що легкоплавкість шлакової суміші дозволить швидко (при відносно низьких температурах) отримати достатню кількість гомогенного шлаку, а шлаку легко розтікається по поверхні металу, не дозволяючи йому оголятися і, маючи високу газопроникність, легко пропускає крізь себе назовні гази. На азотацію розплаву впливає витрата аргону на продувку металу: зі збільшенням витрати аргону ступінь азотації знижується. Зниження азотації металу зі збільшенням витрати аргону пов'язано, швидше за все, зі створенням нейтральної атмосфери під кришкою УКП.

Таким чином, для запобігання азотації розплаву в процесі обробки на УКП необхідне виконання наступних умов:

• швидке наведення шлаку в кількості, що забезпечує повне екранування електродуги;

• мати максимально можливу інтенсивність продувки металу аргоном.

В якості додаткових технічних заходів необхідно провести реконструкцію УКП, мета якої полягає в ущільненні зазору між ковшем і склепінням УКП. Це дозволить виключити підсмоктування повітря і буде сприяти створенню нейтральної атмосфери в робочому просторі.

3.1.2.7 Деазотація сталі при вакуумуванні

Підводячи підсумок вищесказаного можна сказати, що в печі відсутні умови для глибокої деазотації сталі, тому цей процес регламентується масопереносом азоту з атмосфери. Під час випуску плавки можна виключити (або звести до мінімуму) азотацію сталі. Так само можливо виключити азотацію сталі при обробці на УКП. Але для отримання в сталі понад низького вмісту азоту необхідна вакуумна обробка сталі:

Таблиця 3.7 – Вплив технологічних параметрів обробки металу на установці «ківш-піч» на азотацію розплаву

№ УКП	Приріст азоту на УКП	Кількість плавок, шт.	Середні показники																	
			Температура після уср. продувки, ^{0}C	Товщина шару шлаку, мм	Азот в ковшевій пробі,%.	Витрата на УКП, кг			Тривалість обробки		Витрата аргону		Тривалість нагріву по ступенях							
						кокс	вапни	плавиковий шпат	всього	під струмом	м^3.	м^3/год.	1	2	3	4	5	6	7	8
1	0	7	1587	143	0,008	77	523	91	86	38	13,4	9,7		3	17	6	10		2	1-3
	0,001	2	1572	125	0,007	100	565	81	123	37	16,0	8,9			7		30			7
	0,002	6	1587	133	0,006	92	435	120	77	30	9,8	8,2	2	3	13	1	10		1	18
	0,003	4	1574	120	0,006	79	758	120	139	50	19,7	7,6			45		5			45
	0,006	2	1550	125	0,006	19	386	89	149	56	30,0	13,3	4	28	19		5			51
2	0	10	1582	110	0,008	27	693	147	82	36	18,3	14,6		4	13	1	10	1	7	8-5
	0,001	6	1578	100	0,008	38	639	196	100	39	18,0	10,6		2	14	7	2	4	10	16
	0,002	7	1582	107	0,007	49	998	225	77	33	17,0	13,1			4	6	7	1	13	23
	0,003	2	1568	75	0,006	70	306	50	102	47	8,0	4,9		5	20		9	4	9	22
	0,004	1	1570	100	0,005	-	1555	452	146	48	32,77	13,47			2	6	30		10	40

• зниження вмісту азоту при вакуумуванні відбувається в результаті: спливання нітридних неметалічних включень (в сталях і сплавах при вмісті в них нітридоутворюючих елементів;

• виділення бульбашок азоту, що зароджуються у ванні (у разі високого вмісту азоту в металі, при якому створюються умови, необхідні для подолання сил поверхневого натягу і феростатичного тиску) на поверхні футеровки або на неметалевих включеннях;

• десорбції газу з відкритою (або відкривається при перемішуванні) поверхні, до якої атоми газу переміщуються внаслідок дифузії або конвекції;

• десорбції газу з поверхні бульбашок CO і видалення з ванни разом з цими бульбашками;

• десорбції газу з поверхні бульбашок всередину міхура у разі продування металу аргоном [22].

Рівновага реакції $2[N] = N_{2(г)}$ підчиняється закону квадратного кореня:

$$[N] = K_N \sqrt{p_{N_2}}, \quad (3.9)$$

при зниженні тиску зміщується праворуч.

Необхідно враховувати, що азот в металі менш рухливий, коефіцієнт дифузії його в рідкому залізі на порядок менше, ніж водню (D = (від 4 до 7) × × 10^{-3} см/с), тому інтенсивність видалення з розплаву азоту під вакуумом значно нижче, ніж від водню. Для досягнення помітного рафінування металу від азоту потрібне більш глибокий вакуум і більш тривала витримка [23].

У пункті 3.1.2.5 і 3.1.2.6 були розглянуті два варіанти розкислення і легування сталі під час випуску плавки. Для визначення оптимального процесу деазотації на установці позапічного вакуумування пропонується порівняти рівноважні концентрації азоту в вакуумі для сталей випущених за різними технологіями.

Обчислення проводяться по формулі (3.7), змінивши в ній значення Р. Для імпортних установок позапічного вакуумування сталі залишковий тиск у вакуумній камері становить близько 0,3 мбар, що відповідає тиску 0,0003 атм.

$$\lg 0{,}0003 = -3{,}523;$$

При вакуумуванні сталі випущеної за традиційною технологією прийнятою рівноважна концентрація азоту складе:

$$\lg f_N^{спл} = 0{,}13 \cdot 0{,}13 + 0{,}047 \cdot 0{,}17 - 0{,}02 \cdot 0{,}45 + 0{,}045 \cdot 0{,}008 +$$
$$+ 0{,}007 \cdot 0{,}015 - 0{,}047 \cdot 0{,}50 - 0{,}028 \cdot 0{,}020 - 0{,}093 \cdot 0{,}05 -$$
$$- 0{,}06 \cdot 0{,}01 + (0{,}0004 \cdot 0{,}5)^2 = -0{,}013.$$

$$\lg[N]_{спл} = -\frac{188}{1873} - 1{,}25 - \left(\frac{3280}{1873} - 0{,}75\right) \cdot (-0{,}013) + 0{,}5 \cdot (-3{,}523) = -3{,}0989;$$

$$[N]_{спл} = 0{,}0008\%.$$

При вакуумуванні сталі випущеної за пропонованою технологією рівноважна концентрація азоту складе:

$$\lg f_N^{спл} = 0{,}13 \cdot 0{,}13 + 0{,}047 \cdot 0{,}27 = 0{,}030;$$

$$\lg[N]_{спл} = -\frac{188}{1873} - 1{,}25 - \left(\frac{3280}{1873} - 0{,}75\right) \cdot 0{,}030 + 0{,}5 \cdot (-3{,}523) = -3{,}1415;$$

$$[N]_{спл} = 0{,}0007\%.$$

Як видно з розрахунків, у другому випадку рівноважна концентрація азоту трохи нижче, ніж у першому. Це означає, що в другому випадку деазотації сталі в вакуумі буде протікати швидше і більш повно. Отже доведення сталі по хімічному складу доцільно робити в кінці процесу вакуумування.

3.2 Позапічна десульфурація сталі

3.2.1 Аналіз технологічних параметрів виплавки сталі

Аналіз проведення десульфурації сталі марки 09ГСФ, виплавленої за традиційною технологією, наведено на прикладі десяти плавок (таблиця 3.8).

Як видно за даними таблиці 3.8 і 3.9, десульфурація сталі в печі проводиться досить слабо. Середня швидкість десульфурації сталі в печі складає 0,008% на годину, при цьому ступінь десульфурації в середньому становить 17,8%. Такий низький показник пов'язаний насамперед з тим, що пічний шлак має високу окисленість.

У сучасній технології виплавки сталі в електричній печі відсутній відновний період [20]. Плавка випускається в ківш відразу після окисного періоду. Коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом у окислювальний період плавки коливається в межах від 2 до 5, причому більш високі значення досягаються при збільшенні основності і рідинорухливості шлаку. Це пов'язано з тим, що під час окисного періоду ванна піддається інтенсивній продувці газоподібним киснем або робиться присадка твердого окислювача ($FeO + Fe_2O_3$). Причому більша частина сірки видаляється на початку окисного періоду, коли вміст вуглецю в металі ще великий, а вміст кисню низький.

Таблиця 3.8 – Десульфурація сталі 09ГСФ в процесі виплавки та позапічного доведення

Плавка			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
піч	[S], %	$[S]_П$	0,044	0,051	0,038	0,022	0,070	0,043	0,029	0,034	0,025	0,041
		$[S]_К$	0,034	0,046	0,033	0,018	0,046	0,037	0,024	0,028	0,021	0,035
	Час, хв.		65	90	40	35	70	55	45	60	50	45
	Швидкість, %/г		0,010	0,003	0,007	0,007	0,020	0,006	0,007	0,006	0,005	0,008
	Ступінь, %		23	10	13	18	34	14	17	18	16	15
ківш	[S], %		0,026	0,030	0,029	0,015	0,029	0,024	0,018	0,021	0,016	0,026
	Ступінь,%		33	35	12	17	37	35	25	25	24	25
ківш-піч	[S], %	$[S]_П$	0,026	0,030	0,029	0,015	0,029	0,024	0,018	0,021	0,016	0,026
		$[S]_К$	0,006	0,004	0,005	0,006	0,006	0,005	0,004	0,005	0,005	0,004
	Час, хв.		70	85	105	85	100	80	90	85	95	105
	Швидкість, %/г		0,017	0,019	0,014	0,006	0,014	0,015	0,009	0,011	0,007	0,013
	Ступінь, %		77	87	82	60	79	79	78	76	69	85
У маркувальній пробі			0,003	0,003	0,004	0,005	0,003	0,004	0,003	0,003	0,004	0,003

Середній показник десульфурації представлений в таблиці 3.9.

Таблиця 3.9 – Середній показник десульфурації сталі 09ГСФ в процесі виплавки і позапічної доводки

Піч			Ківш	Ківш-піч		
Час, хв	Швидкість, % / год	Ступінь, %	Ступінь, %	Час, хв	Швидкість, % / год	Ступінь, %
55,5	0,008	17,8	26,8	90	0,013	77,2

На рисунку 3.9 зображено графік, який описує залежність коефіцієнта розподілу сірки від вмісту закису заліза в шлаку [27]. Підвищення вмісту кисню в металі і шлаку знижує активність сірки, тому процес знесірчення під час окисного періоду дуже утруднений.

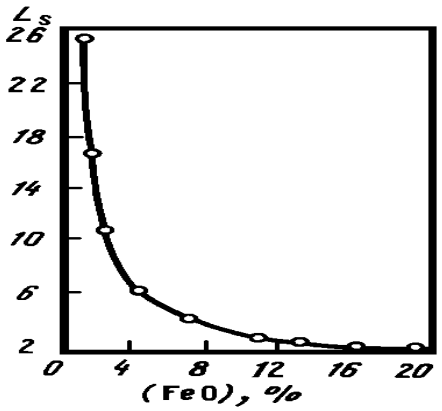


Рисунок 3.9 – Вплив вмісту (FeO) в шлаку
на коефіцієнт розподілу сірки L_S між шлаком і металом

Десульфурація сталі в ковші проводиться більш ефективно. Ступінь десульфурації сталі в цьому випадку становить 26,8%. Пов'язано це з тим, що під час випуску плавки в ківш вводяться розкислювачі (Si, Al) і шлакоформуючі (CaO, CaF_2). Утворення в ковші шлаку з низькою окисленістю і високою основністю створює сприятливі умови для протікання реакції десульфурації. Після випуску плавки метал в ковші продувається аргоном через донну пробку або занурювальну футеровану фурму протягом не менше 5 хвилин. Після цього проводиться вимір температури та відбір проби металу та шлаку. Хімічний склад шлаків, взятих після усереднювальної продувки, представлений в таблиці 3.10.

Таблиця 3.10 – Склад шлаку сталі 09ГСФ після усереднювальної продувки

Плавка	Склад шлаку,%					Основність
	CaO	SiO_2	Al_2O_3	FeO	MnO	
1	57,7	16,5	9,9	1,19	менше 2	3,5
2	54,2	14,7	9,2	1,08	менше 2	3,7
3	52,9	18,5	10,2	0,76	менше 2	2,7
4	50,8	18,3	9,3	1,65	менше 2	2,8
5	53,7	18,8	9,9	0,61	менше 2	2,9
6	48,1	23,9	10,1	1,13	менше 2	2,0
7	53,3	21,5	10,1	1,29	менше 2	2,5
8	50,5	18,7	10,2	1,83	менше 2	2,7
9	55,0	17,6	10,3	1,19	менше 2	3,1
10	49,4	23,8	9,2	0,69	менше 2	2,0
Середній	52,6	19,2	9,8	1,14	менше 2	2,7

За час виплавки та під час випуску плавки видаляється близько 40% всієї сірки, що міститься в металі.

Основна десульфурація здійснюється на установці ківш-піч (УКП). УКП оснащений обладнанням для введення в ківш шлакоутворюючих матеріалів, тобто є можливість коригувати хімічний стан шлаку. Хімічний склад шлаку представлений в таблиці 3.11.

Таблиця 3.11 – Склад шлаку сталі 09ГСФ після обробки на УКП

Плавка	Склад шлаку,%					Основність
	CaO	SiO_2	Al_2O_3	FeO	MnO	
1	63,8	13,0	10,3	0,74	менше 2	4,9
2	61,4	16,9	9,6	0,77	менше 2	3,6
3	57,0	16,6	10,3	0,75	менше 2	3,4
4	55,6	17,3	9,5	0,85	менше 2	3,2
5	58,9	19,4	8,4	0,53	менше 2	3,0
6	60,8	21,4	9,1	0,71	менше 2	2,8
7	55,5	18,7	8,2	0,82	менше 2	3,1
8	61,4	17,4	9,2	1,06	менше 2	3,5
9	59,4	16,9	10,2	0,60	менше 2	3,5
10	54,0	21,1	8,5	0,72	менше 2	2,6
Середній	58,8	17,9	9,3	0,75	менше 2	3,3

Середня ступінь десульфурації тут становить 77,2%, при швидкості 0,013 %/год. На цей процес у середньому витрачається 90 хвилин. Витрати такої кількості часу тягнуть за собою такі витрати як перевитрата електродів,

електроенергії, матеріалів і т.д. Крім цього знижується ресурс сталерозливних ковшів і порушується технологічний цикл. Витрат великої кількості часу можна уникнути при оптимізації шлакового режиму.

3.2.2 Методика розрахунку

Теоретичний аналіз впливу різних факторів на показники десульфурації сталі при позапічній обробці в ковші, зручно проводити з використанням вираження, отриманого на основі балансу сірки в системі шлак-метал:

$$\frac{[S]_П}{[S]_К} = 1 + g \cdot L_S, \qquad (3.10)$$

де $[S]_П$ і $[S]_К$ – початкова та кінцева концентрації сірки в металі, %;

$\frac{[S]_П}{[S]_К}$ - ступінь рафінування металу;

$g = \frac{M_Ш}{M_М}$ - відношення маси шлаку до маси оброблюваного металу (кратність шлаку);

$L_S = \frac{(\%S)}{[\%S]}$ - коефіцієнт розподілу сірки між металом і шлаком.

Граничне значення L_S відповідає досягненню рівноваги в системі метал – шлак. Добуток $g \cdot L_S$, називається рафінуючим потенціалом шлаку [27]. Цей показник дозволяє визначити мінімальну кількість шлаку, необхідного при заданих умовах для досягнення необхідного ступеня десульфурації.

Коефіцієнт розподілу сірки визначається за формулою [21]:

$$\lg L_S = 1{,}95 - \frac{8760}{T} + 0{,}86 \cdot \frac{CaO + 0{,}05 \cdot MgO}{SiO_2 + 0{,}6 \cdot Al_2O_3} - \lg a_O + \lg f_S, \qquad (3.11)$$

де T – температура, К;

a_O – активність розчиненого в металі кисню;

f_S – коефіцієнт активності розчиненої в металі сірки;

CaO, SiO_2, MgO, Al_2O_3 – концентрація відповідних оксидів у шлаку, %.

$$a_O = \sqrt[3]{\frac{K'}{[Al]^2}}, \tag{3.12}$$

де K'- квазіконстанта, для основної футеровки $K' = 1 \cdot 10^{-13,5}$.

За відомою величиною L_S отримаємо значення:

$$(S)_{\text{рівн}} = \frac{[S]_{\text{поч}}}{\frac{т_{Ш}}{т_{М}} + \frac{1}{L_S \cdot f_S}}; \tag{3.13}$$

$$[S]_{\text{рівн}} = \frac{[S]_{\text{поч}}}{L_S \cdot f_S \cdot \frac{т_{Ш}}{т_{М}} + 1}. \tag{3.14}$$

3.2.3 Десульфурація сталі на установці ківш-піч

На основі даних п. 3.2.2 розрахуємо процес десульфурації сталі 09ГСФ. За середнім показником хімічного складу шлаку на початок обробки (таблиця 3.10) і кінця обробки сталі на УКП (таблиця 3.11) визначимо усереднений склад шлаку для процесу обробки. Середній склад цих шлаків винесений в таблицю 3.12.

Таблиця 3.12 – Усереднений склад шлаку

Середній	Склад шлаку,%					Основність
	CaO	SiO_2	Al_2O_3	FeO	MnO	
Початок	52,6	19,2	9,8	1,14	менше 2	2,7
Кінець	58,8	17,9	9,3	0,75	менше 2	3,3
По ходу плавки	55,7	18,6	9,5	0,95	менше 2	3,0

Склад сталі марки 09ГСФ [26] наведено в таблиці 3.13.

Таблиця 3.13 – Склад сталі марки 09ГСФ

Склад,%									
C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Ti	Al
0,11-0,12	0,50-0,80	0,70-0,80	менш 0,015	менш 0,005	0,20-0,30	менш 0,30	менш 0,30	0,010-0,020	0,020-0,050

Приймаємо, що плавка марки 09ГСФ доведена за хімічним складом і має середньомарочний вміст елементів. Склад отриманої сталі представлений в таблиці 3.14.

Таблиця 3.14 – Усереднений склад сталі марки 09ГСФ

C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Ti	Al
0,12	0,65	0,75	0,010	0,023	0,25	0,1	0,1	0,015	0,035

Визначимо коефіцієнт активності сталі марки 09ГСФ, що має хімічний склад наведений у таблиці 3.14 за параметрами взаємодії. Параметри взаємодії першого порядку [21] наведені в таблиці 3.15.

Таблиця 3.15 – Параметри взаємодії першого порядку $e_i^j \cdot 100$ в залізі при 1873 К

Елемент *i*	Елемент *j*								
	C	Si	Mn	P	Cr	Ni	Cu	Ti	Al
S	11	6,3	- 2,6	29	- 1,1	0	- 0,84	- 7,2	3,5

Активність сірки в сталі:

$$\lg f_S = 0{,}11 \cdot 0{,}12 + 0{,}063 \cdot 0{,}65 - 0{,}026 \cdot 0{,}75 + 0{,}29 \cdot 0{,}010 - 0{,}011 \cdot 0{,}25 -$$
$$- 0{,}0084 \cdot 0{,}1 - 0{,}072 \cdot 0{,}015 + 0{,}035 \cdot 0{,}035 = 0{,}034;$$
$$f_S = 1{,}082.$$

Активність розчиненого в металі кисню:

$$a_O = \sqrt[3]{\frac{1 \cdot 10^{-13,5}}{0{,}035^2}} = 0{,}00029;$$

$$\lg a_O = -3{,}537\,.$$

Коефіцієнт розподілу сірки:

$$\lg L_S = 1{,}95 - \frac{8760}{1873} + 0{,}86 \cdot \frac{55{,}7 + 0{,}05 \cdot 5}{18{,}6 + 0{,}6 \cdot 9{,}5} + 3{,}537 + 0{,}034 = 2{,}571,$$

$$L_S = 372{,}5.$$

Рівноважний вміст сірки в металі і шлаку (маса шлаку 2%) складе:

$$(S)_{равн} = \frac{0{,}023}{0{,}02 + \dfrac{1}{372{,}5 \cdot 1{,}082}} = 1{,}023 \ \%;$$

$$[S]_{равн} = \frac{0{,}023}{372{,}5 \cdot 1{,}082 \cdot 0{,}02 + 1} = 0{,}0025 \ \%.$$

Як видно з розрахунків для базового варіанту коефіцієнт розподілу сірки між металом і шлаком досить високий. Проте цей процес вимагає значних витрат часу.

3.2.4 Оптимізація хімічного складу шлаку

Загальновідомим фактом є те, що для успішної десульфурації необхідними умовами є висока основність шлаку і його низька окисленість. Але занадто висока основність шлаку веде до підвищення температуру плавлення шлаку, аж до переходу його в гетерогенний стан. При цьому ступінь перемішування шлаку і металу знижується або зовсім припиняється. Підтримання низького окислення шлаку і металу можливо тільки шляхом їх розкислення. Найбільш ефективним розкислювачем є алюміній. Але збільшення концентрації алюмінію в металі може негативно позначитися на якості сталі.

Розглянемо вплив різних чинників на процес десульфурації. Розрахунки проводяться в «Excel» за методикою п. 3.2.2.

Аналізуючи дані таблиці 3.16, можна зробити висновок, що підвищення основності шлаку веде до підвищення коефіцієнта розподілу сірки і зниження рівноважної концентрації сірки в металі.

Таблиця 3.16 – Коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при зміні основності

Шлак	Основність	L_S	$[S]_p$
1	4,0	1244	0,0009
2	3,4	1033	0,0011
3	2,9	590	0,0018
4	2,6	366	0,0028
5	2,3	243	0,0039
6	2,0	170	0,0052
7	1,8	124	0,0066
8	1,6	94	0,0080
9	1,4	73	0,0093
10	1,3	58	0,0106

Графічно ця залежність зображена на рисунку 3.10 і 3.11.

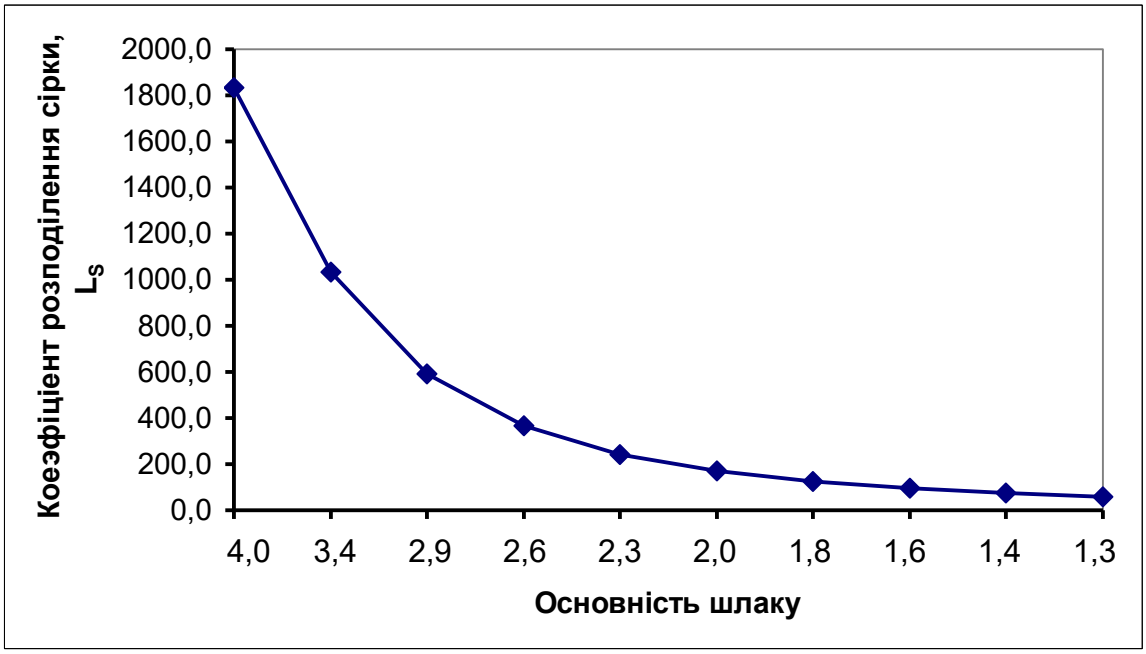


Рисунок 3.10 – Коефіцієнт розподілу сірки залежно від основності шлаку

Процес десульфурації проходить по реакції:

$$[S] + (CaO) = (CaS) + [O]. \quad (3.15)$$

Як видно з рівняння продуктами реакції є сульфід кальцію і кисень. У присутності алюмінію вільний кисень вступає з ним у реакцію:

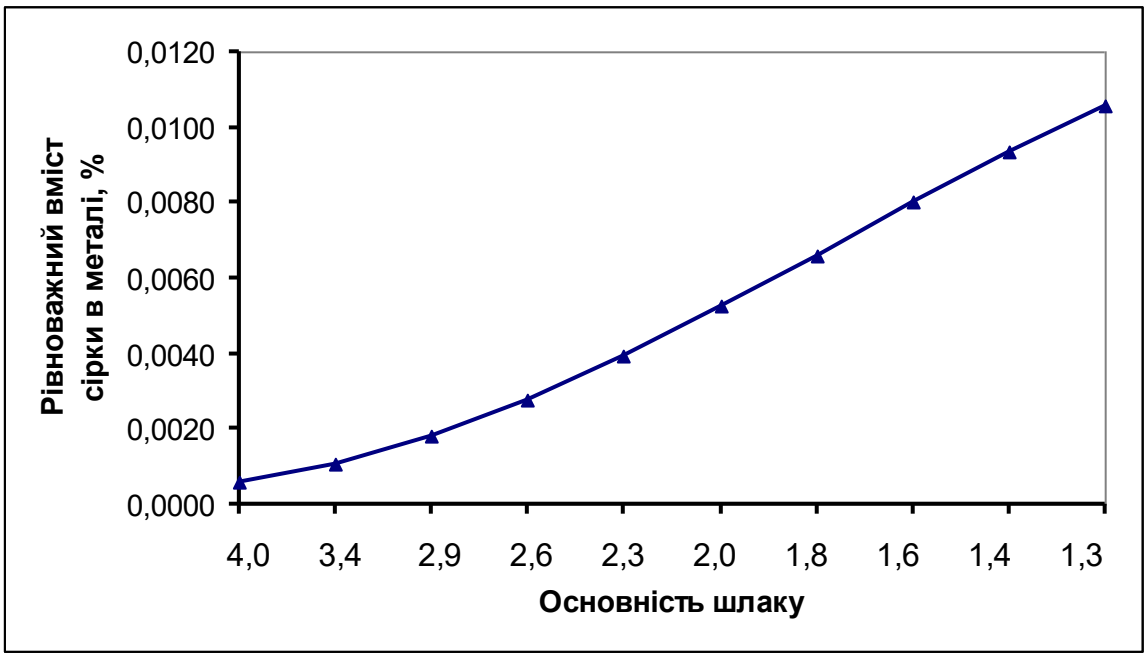


Рисунок 3.11 – Рівноважний вміст сірки в металі
в залежності від основності

$$[Al] + [O] = (Al_2O_3). \quad (3.16)$$

Таким чином в загальному вигляді реакцію десульфурації можна представити у вигляді рівняння:

$$[S] + (CaO) + [Al] = (CaS) + (Al_2O_3) \quad (3.17)$$

Концентрація алюмінію в металі регламентує вміст кисню в металі і шлаку. Експериментальні дані, представлені в таблиці 3.17, показують залежність між вмістом алюмінію і кисню в металі.

Таблиця 3.17 – Експериментальні дані вмісту [Al] і [O]

[Al], %	[O], %
0,02	0,00034
0,03	0,00026
0,05	0,00019
0,10	0,00012

У таблиці 3.18 представлені дані розрахунку, які показують зміну коефіцієнта розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності і різній концентрації алюмінію в металі.

Таблиця 3.18 – Коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності і різній концентрації алюмінію в металі

Шлак	Основність	[Al], %	L_S	$[S]_p$
1	2,0	0,005	31	0,0137
2	2,0	0,01	74	0,0093
3	2,0	0,015	96	0,0078
4	2,0	0,02	117	0,0069
5	2,0	0,025	136	0,0062
6	2,0	0,03	153	0,0057
7	2,0	0,035	170	0,0052
8	2,0	0,04	186	0,0049
9	2,0	0,045	201	0,0046
10	2,0	0,05	216	0,0043

На рисунку 3.12 і 3.13 показано графічне зображення цієї залежності.

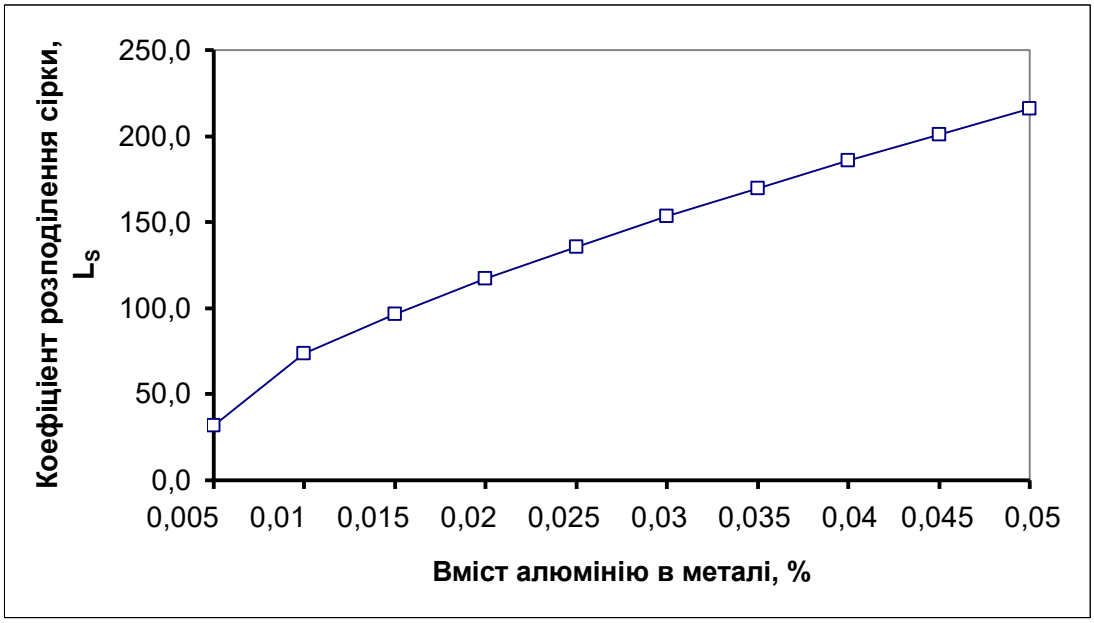


Рисунок 3.12 – Коефіцієнт розподілу сірки
в залежності від вмісту алюмінію в металі

Як видно з даних розрахунку алюміній сприяє значному підвищенню коефіцієнта розподілу сірки, тим самим знижуючи рівноважну концентрацію сірки в металі.

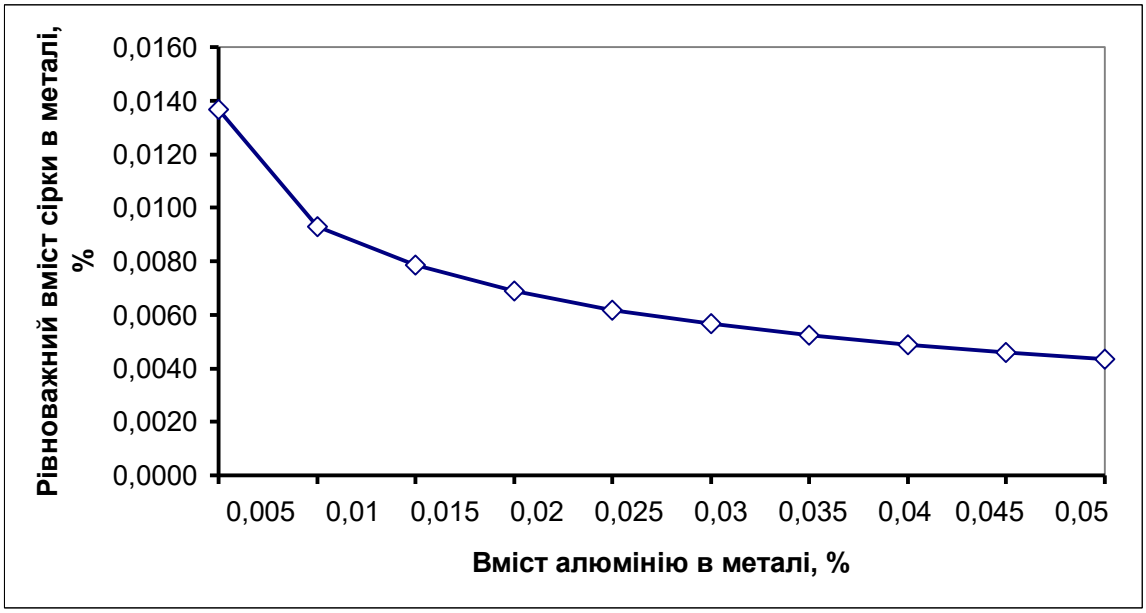


Рисунок 3.13 – Рівноважний вміст сірки в металі
в залежності від вмісту алюмінію в металі

У таблиці 3.19 представлені розрахункові дані, які показують вплив вмісту оксиду алюмінію в шлаку на коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності.

Таблиця 3.19 – Коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності і різній концентрації оксиду алюмінію в шлаку

Шлак	Основність	(Al_2O_3), %	L_S	$[S]_р$
1	2,0	5	244	0,004
2	2,0	10	170	0,005
3	2,0	15	122	0,006
4	2,0	20	90	0,008
5	2,0	25	68	0,009
6	2,0	30	52	0,011
7	2,0	35	41	0,012
8	2,0	40	32	0,014
9	2,0	45	26	0,015
10	2,0	50	21	0,016

Аналіз даних представлених в таблиці 3.19 показує, що вміст оксиду алюмінію в шлаку сприяє зниженню коефіцієнта розподілу сірки між металом і шлаком і знижує його десульфуруючу здатність. Відбувається це з тієї причини, що глинозем в даному випадку виступає в ролі розчинника

шлаку, тобто зростання концентрації глинозему в шлаку знижує концентрацію оксиду кальцію.

На рисунку 3.14 і 3.15 представлені графічне зображення цієї залежності.



Рисунок 3.14 – Коефіцієнт розподілу сірки
в залежності від вмісту оксиду алюмінію в шлаку

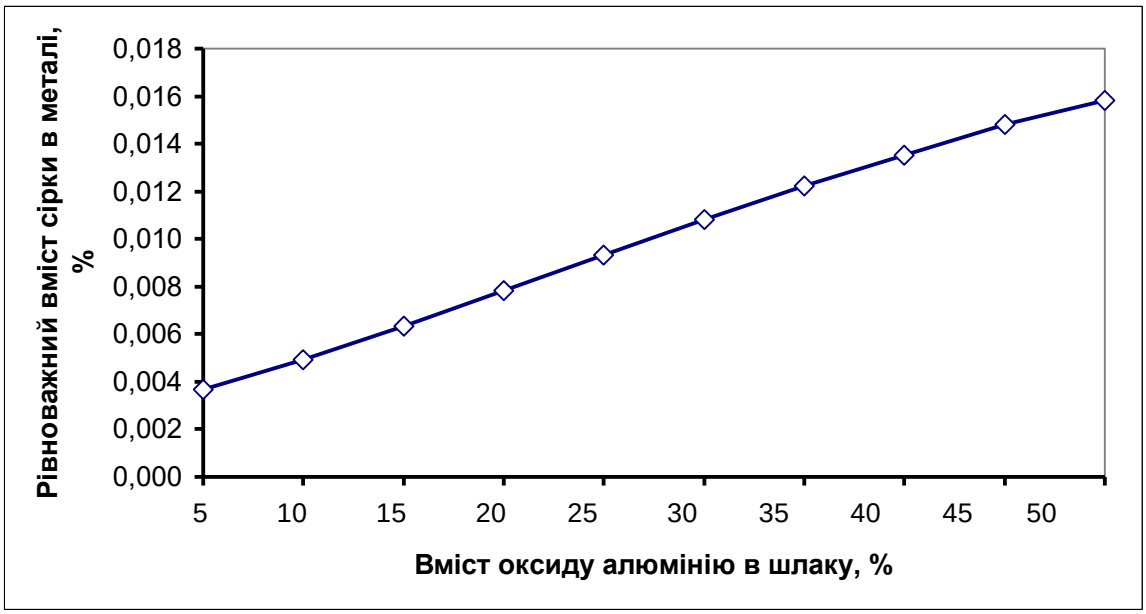


Рисунок 3.15 – Рівноважний вміст сірки в металі
в залежності від вмісту оксиду алюмінію в шлаку

Аналогічним чином проявляється вплив підвищення концентрації (CaF_2). Але в тому і іншому випадку зі збільшенням концентрації в шлаку

(CaF_2) і (Al_2O_3) знижується температура плавлення шлаку, тобто збільшується рідинорухливість шлаку. Цей фактор покращує масоперенос сірки в шлаку, що значно прискорює процес десульфурації.

В іншому варіанті, що розглядається, концентрація оксиду кальцію залишається постійною, а глинозем виступає в ролі замінника кремнезему. Дані розрахунку представлені в таблиці 3.16.

Таблиця 3.16 – Коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при заміщенні кремнезему глиноземом в шлаку

Шлак	(CaO), %	(SiO_2), %	(Al_2O_3), %	Основність	Ls	$[S]_p$
1	50	27	23	1,9	78	0,0086
2	50	24	26	2,1	84	0,0082
3	50	21	29	2,4	90	0,0078
4	50	18	32	2,8	98	0,0074
5	50	15	35	3,3	107	0,0069
6	50	12	38	4,2	118	0,0065
7	50	9	41	5,6	131	0,0060
8	50	6	44	8,3	146	0,0055
9	50	3	47	16,7	164	0,0051
10	50	0	50	∞	186	0,0046

На рисунку 3.16 і 3.17 представлені графічне зображення залежності від вмісту кремнезему і глинозему в шлаку.

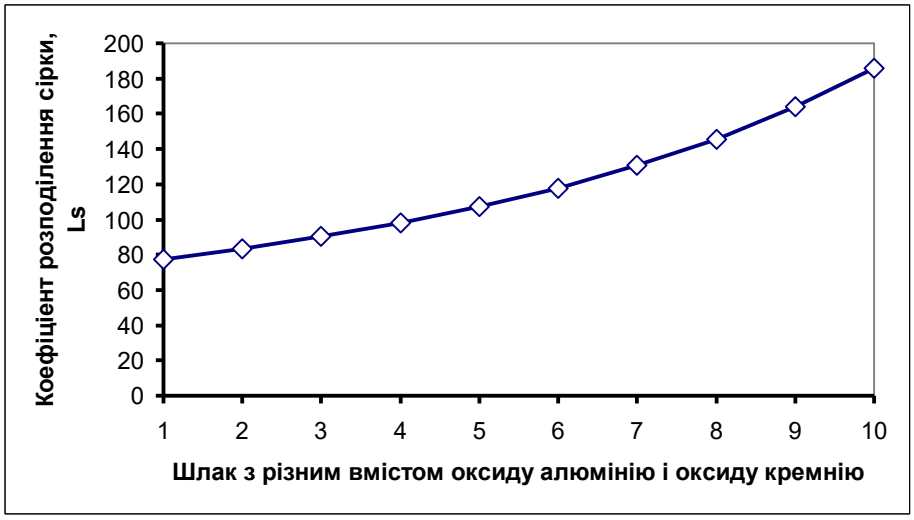


Рисунок 3.16 – Коефіцієнт розподілу сірки в залежності від вмісту кремнезему і глинозему в шлаку (номер відповідає номеру за таблицею 3.20)

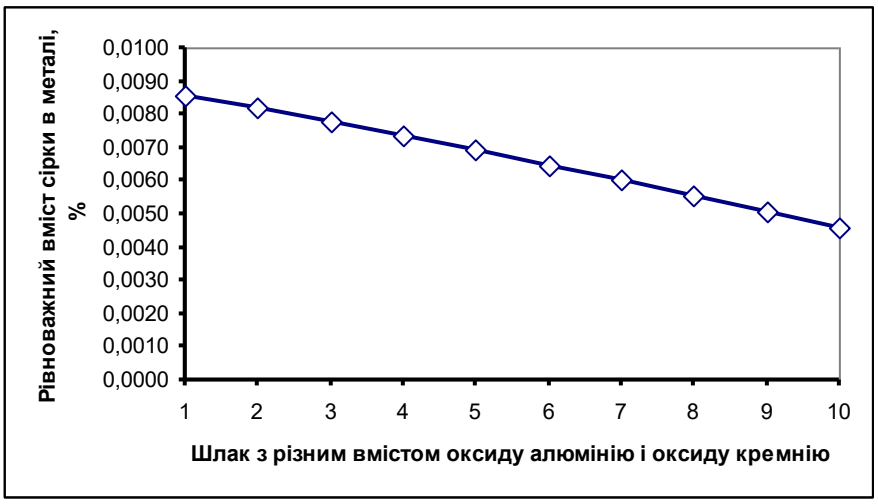


Рисунок 3.17 – Рівноважний вміст сірки в металі в залежності від вмісту кремнезему і глинозему в шлаку (номер відповідає номеру за таблицею 3.20)

Аналіз даних показує, що зменшення концентрації кремнезему веде до підвищення основності шлаку, тим самим збільшується коефіцієнт розподілу сірки і рівноважна концентрація сірки в металі знижується.

У таблиці 3.21 представлені розрахункові дані, які показують вплив вмісту оксиду магнію в шлаку на коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності.

Таблиця 3.21 – Коефіцієнт розподілу і рівноважний вміст сірки при постійній основності і різної концентрації оксиду магнію в шлаку

Шлак	Основність	(MgO), %	L_S	$[S]_p$
1	2,0	1	168	0,00497
2	2,0	2	168	0,00496
3	2,0	3	169	0,00494
4	2,0	4	169	0,00493
5	2,0	5	170	0,00492
6	2,0	6	170	0,00491
7	2,0	7	171	0,00489
8	2,0	8	171	0,00488
9	2,0	9	172	0,00487
10	2,0	10	173	0,00486

На рисунку 3.18 і 3.19 представлені графічне зображення цієї залежності.

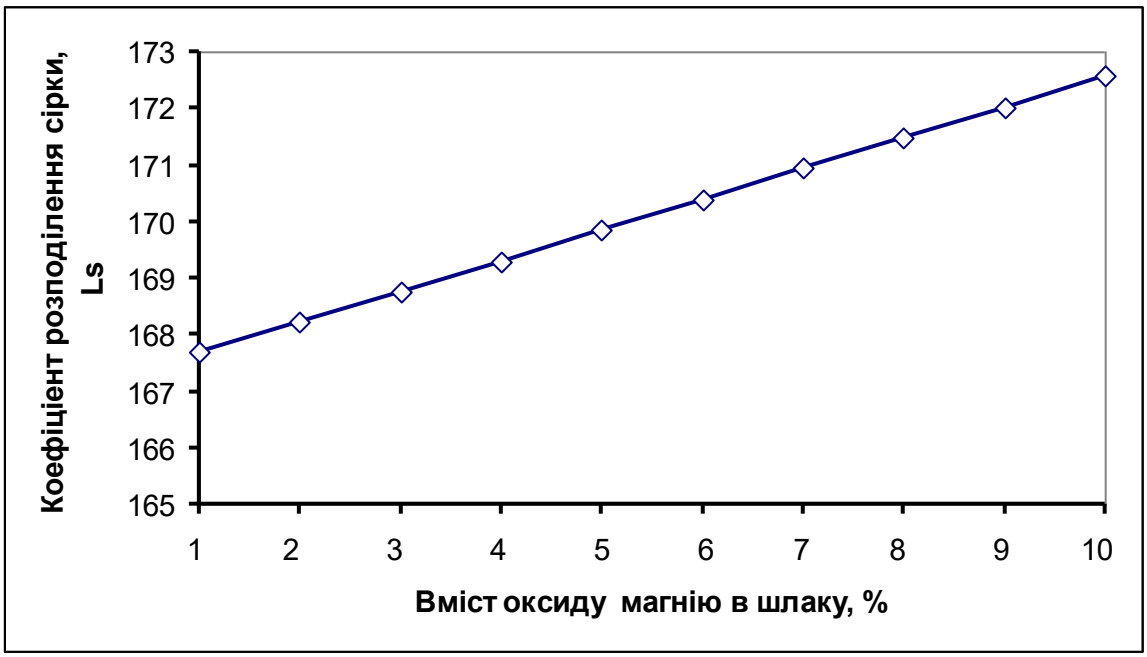


Рисунок 3.18 – Коефіцієнт розподілу сірки
в залежності від вмісту оксиду магнію в шлаку

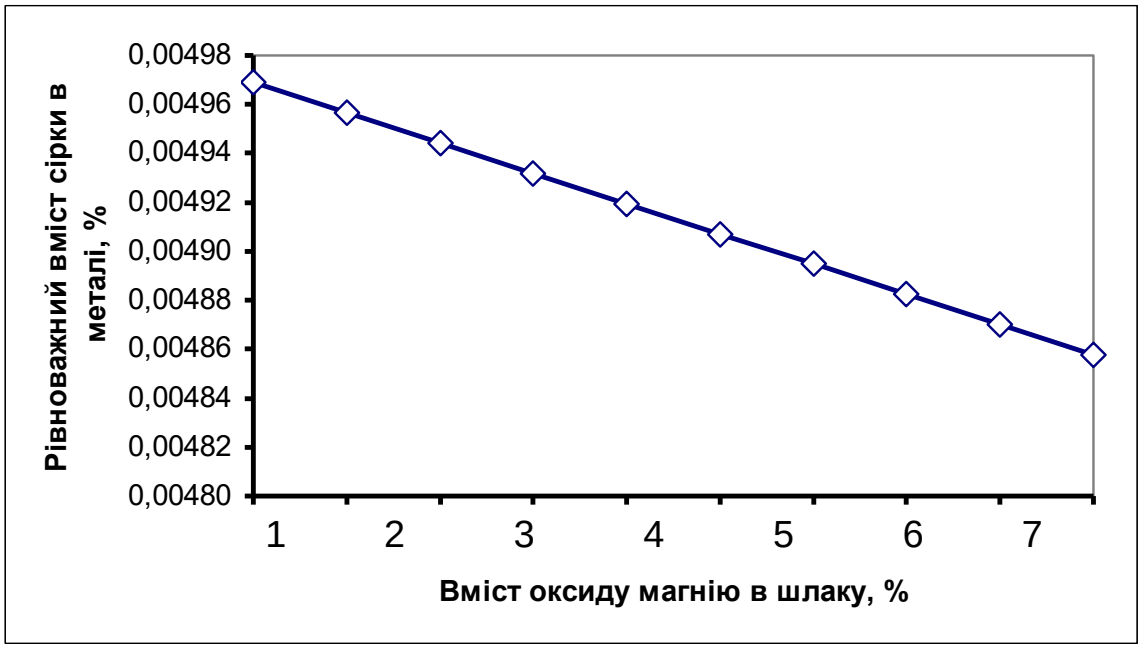


Рисунок 3.19 – Рівноважний вміст сірки в металі
в залежності від вмісту оксиду магнію в шлаку

Оксид магнію міститься в шлаку будучи основним оксидом і сприяє підвищенню основності шлаку. Але враховуючи те, що MgO не бере участі в процесі десульфурації і з підвищенням концентрації MgO в шлаку

підвищується температура його плавлення, збільшуючи в'язкість, вміст MgO повинно бути обмеженим і не перевищувати 8%.

Дослідження показують, що склад шлаків позапічної обробки має екстремальну залежність вмісту в них сірки від відношення основності (B = CaO / SiO_2) до вмісту оксиду алюмінію (рисунок 3.20). Найбільший вміст сірки в ковшовому шлаку відзначається при B/$A1_2O_3$ = 0,25 ÷ 0,35, що відповідає насиченню оксидного розплаву CaO і забезпечує оптимальні умови десульфурації. Поза вказаного діапазону сіркопоглинаюча здатність шлаку знижується при зменшенні активності оксиду кальцію (B / $A1_2O_3$ < 0,25) або збільшується частка твердої фази (B / $A1_2O_3$ > 0,35), що негативно позначається на кінетиці протікання процесу десульфурації.

Таким чином, сприятливими умовами рафінування ковшового розплаву є: основність шлаку в межах 4-5, співвідношення B/$A1_2O_3$ = 0,25 – 0,35, вміст оксидів заліза в шлаку не більше 1%.

Для підтримки заданого значення співвідношення B/$A1_2O_3$ = 0,30, при основності шлаку 4,5, необхідно мати в шлаку 15% $A1_2O_3$. Відсутню кількість $A1_2O_3$ необхідно вводити в ківш разом зі шлакоутворюючими у вигляді корунду або бокситу.

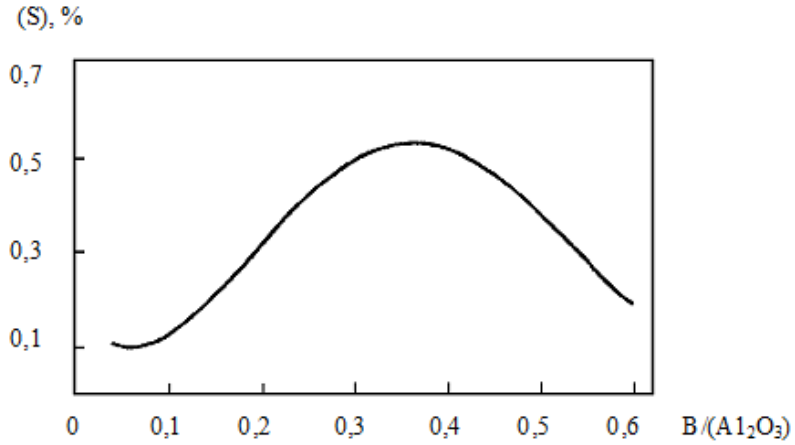


Рисунок 3.20 – Залежність вмісту сірки в шлаку від співвідношення B/$A1_2O_3$

На підставі наведених вище розрахунків можна визначити оптимальні параметри шлаку, склад якого наведено в таблиці 3.22.

Таблиця 3.22 – Оптимальний (1) і базовий (2) склад шлаку в ковші для позапічної десульфурації на установці «ківш-піч»

Шлак	Склад шлаку, %						B	$B/(A1_2O_3)$	[Al]	L_S	$[S]_p$
	CaO	SiO_2	Al_2O_3	FeO	MgO	CaF_2					
1	58	14	12,5	0,5	3	11	4,1	0,33	0,04	1589	0,0007
2	57,7	18,6	9,5	1	5	8	3,1	0,32	0,025	616	0,0016

Дані таблиці 3.22 показують, базовий склад шлаку відрізняється від оптимального нижчою основністю. Цей показник у поєднанні з більш високим вмістом алюмінію в металі дозволяє в оптимальному складі шлаку підвищити коефіцієнт розподілу сірки в 2,5 рази. Для отримання шлаку оптимального складу потрібно довести базовий склад шлаку до оптимального шляхом введення в базовий шлак таких компонентів, як CaO, Al_2O_3, CaF_2. Для розкислення металу і шлаку необхідно зробити добавку алюмінію, з розрахунку отримання в сталі верхнемарочного значення.

Не маловажну роль у процесі десульфурації грає температура при якій протікає процес. У таблиці 3.23 наведено дані, що показують зміну коефіцієнта розподілу і рівноважної концентрації сірки в діапазоні температур від 1520 до 1610 °С.

Таблиця 3.23 – Зміна коефіцієнта розподілу і рівноважна концентрація сірки в залежності від температури

Плавка	Температура, К	L_S	$[S]_p$
1	1793	983	0,00103
2	1803	1046	0,00097
3	1813	1112	0,00092
4	1823	1182	0,00087
5	1833	1256	0,00082
6	1843	1333	0,00077
7	1853	1414	0,00073
8	1863	1499	0,00069
9	1873	1589	0,00065
10	1883	1682	0,00061

На рисунку 3.25 і 3.26 представлені графічні зображення цієї залежності.

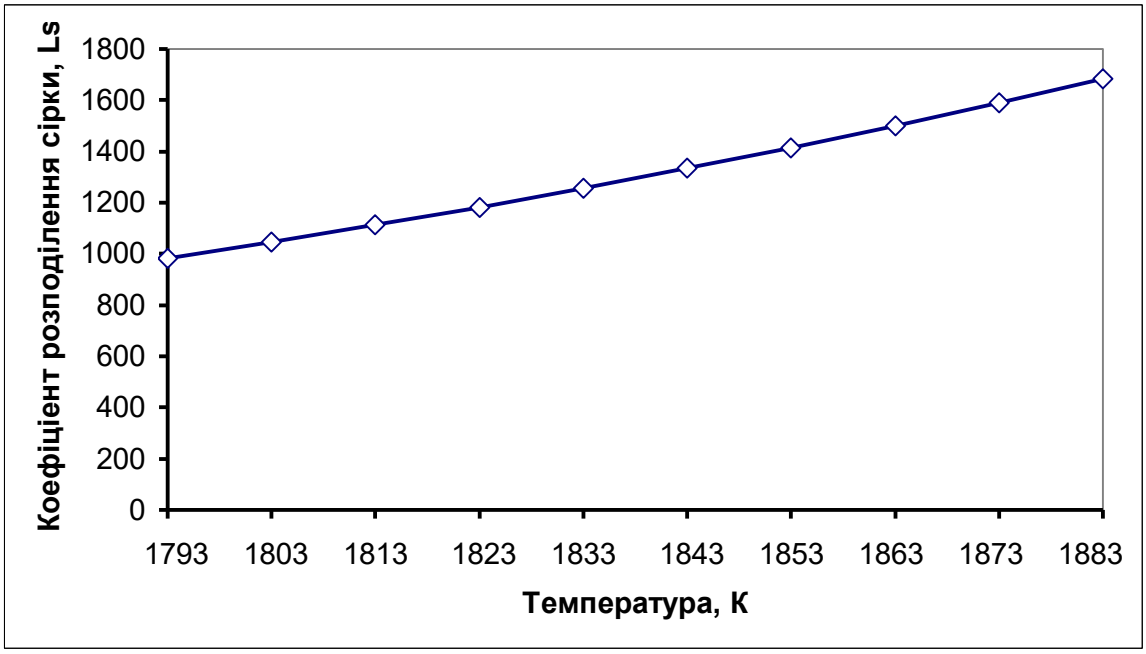


Рисунок 3.25 – Коефіцієнт розподілу сірки залежно від температури

Розрахунок температурної залежності показує, що підвищення температури створює сприятливі умови для протікання десульфурації. Цей фактор не тільки підвищує коефіцієнт розподілу сірки, але і збільшує рідинорухливість шлаку.

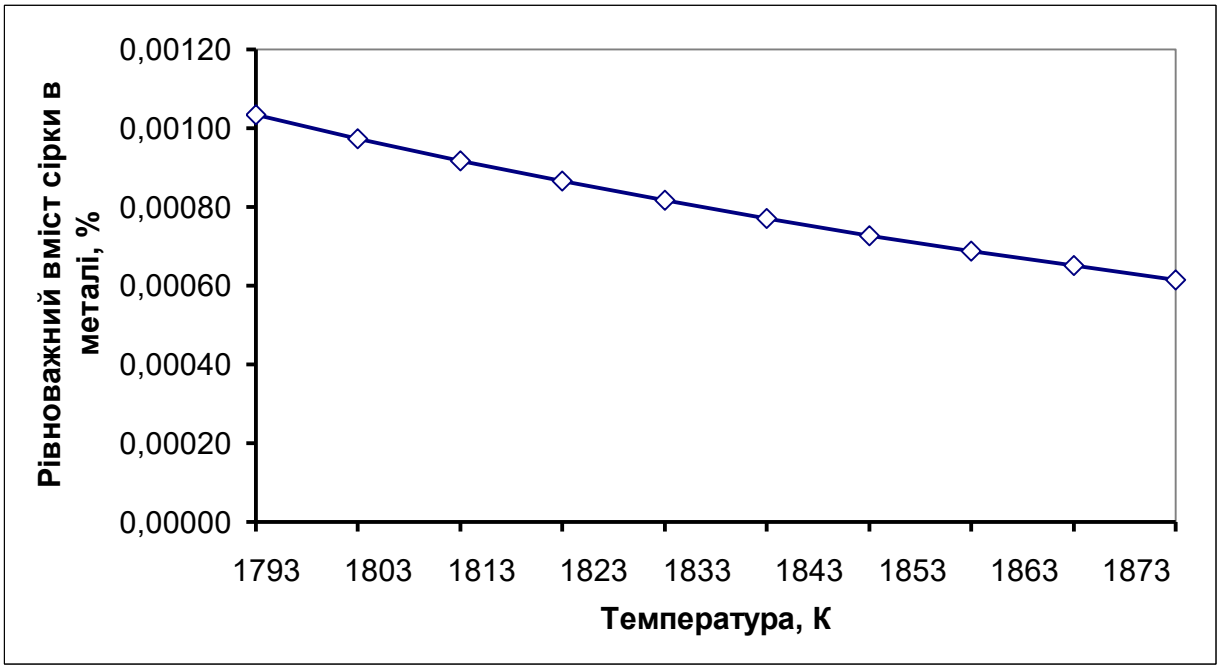


Рисунок 3.26 – Рівноважний вміст сірки в металі
в залежності від температури

Необхідно відзначити і те, що в зоні роботи електродуги шлак і метал нагріваються до температури більш 3000 °С, при цьому відбувається активне їх перемішування, тобто створюється зона максимально сприятлива для десульфурації (таблиця 3.24).

Таблиця 3.24 – Коефіцієнт розподілу і рівноважна концентрація сірки при температурі 3000 °С (3273 К)

Температура, К	L_S	$[S]_р$
3273	159058	0,00001

Враховуючи це, нагрів металу під час проведення десульфурації слід вести на знижених рівнях нагріву, що б якомога довше перебувати «під струмом» не перегріваючи при цьому метал. Інтенсивність продувки металу інертним газом при цьому повинна бути максимально можливою.

Необхідно відзначити і те, що в процесі обробки металу на УКП відбувається вторинне окислення металу і шлаку атмосферним киснем. Це негативно позначається на процесі десульфурації сталі. Для запобігання цього необхідне проведення технічних заходів щодо герметизації зазору між ковшем і склепінням з метою усунення підсосу повітря. Цей захід дозволить не тільки поліпшити умови для десульфурації, але так само уникнути азотації металу і знизити витрату розкислювачів.

3.2.5. Позапічна десульфурація сталі порошкоподібними матеріалами

Метою продувки металу порошкоподібними матеріалами (або вдування в метал порошкоподібних матеріалів) є забезпечення максимального контакту твердих реагентів, що вдуваються, з металом, максимальної швидкості взаємодії реагентів з металом і високого ступеня використання реагентів, що вдуваються.

В якості порошкоподібного матеріалу пропонується використовувати подрібнений синтетичний шлак, до складу якого входить 55% CaO; 30% Al_2O_3; 15% CaF_2; 5% SiO_2. Перевага цього шлаку полягає в наступному:

• максимально ефективний хімічний склад;

• низька температура плавлення шлаку, яка становить близько 1420 ^{0}C [24].

Перевага віддана синтетичному шлаку тому, що при виході з сопла фурми, частинка шлаку швидко розплавляється і починає реагувати з сіркою металу.

Якщо в якості порошкоподібного матеріалу використовувати шлакову суміш з вапна, шпату і оксиду алюмінію, що забезпечують той же склад, ефект буде на багато нижче. При виході з сопла фурми такої суміші компоненти шлаку знаходяться у вигляді окремих частинок. Для початку процес десульфурації, необхідно щоб ці частки зустрілися і з'єдналися. Необхідно врахувати і те, що в чистому вигляді Al_2O_3 і CaO мають температуру плавлення більше 2000 ^{o}C. Розміри крапель шлаку, що утворяться, будуть на багато крупніше ніж у випадку вдування синтетичного шлаку. У зв'язку з цим, по-перше, зменшиться сумарна площа контакту шлак – метал, а по-друге на ці краплі діятиме сила, що виштовхує, пропорційна їх розмірам, витісняючи краплі з обсягу металу на поверхню. Таким чином краплі синтетичного шлаку, що мають велику площу контакту шлак-метал і малий обсяг, здатні довше перебувати в обсязі металу, тим самим збільшуючи ефект десульфурації. Не мале значення має і те, що вапно застосовуване в металургії має у своєму складі від 5 до 15% $CaCO_3$. При нагріванні вапна відбувається подальший його випал з газовиділенням.

$$CaCO_3 \rightarrow CaO + CO_2. \qquad (3.18)$$

При «недопаленні» 10% з 100 кг вапна виділиться 2,24 м^3 CO_2. Таким чином, вводячи вапно всередину об'єму металу, до обсягу транспортуючого газу додається ще й обсяг вуглекислого газу, що виділяється. Процес вдування вапна при цьому супроводжується виплесками металу і шлаку з ковша, що призводить до псування і виведення з ладу обладнання.

Вдування таких реагентів як силікокальцій і алюмокальцій мають обмежений характер в силу того, що до їх складу входять алюміній і кремній,

роблячи обмеження по кількості реагенту, що вдувається. До того ж вони значно дорожче, ніж синтетичний шлак.

Розрахунок десульфурації порошкоподібним синтетичним шлаком проводиться за методикою застосовуваною вище.

Вміст алюмінію в сталі перед процедурою вдування доводять до верхньомарочного значення (близько 0,045%)

Коефіцієнт активності сірки залишається тим самим:

$$\lg f_S = 0{,}11 \cdot 0{,}12 + 0{,}063 \cdot 0{,}65 - 0{,}026 \cdot 0{,}75 + 0{,}29 \cdot 0{,}010 - 0{,}011 \cdot 0{,}25 -$$
$$- 0{,}0084 \cdot 0{,}1 - 0{,}072 \cdot 0{,}015 + 0{,}035 \cdot 0{,}035 = 0{,}034;$$
$$f_S = 1{,}082.$$

Активність розчиненого в металі кисню:

$$a_O = \sqrt[3]{\frac{1 \cdot 10^{-13{,}5}}{0{,}045^2}} = 0{,}00025;$$

$$\lg a_O = -3{,}602.$$

Коефіцієнт розподілу сірки:

$$\lg L_S = 1{,}95 - \frac{8760}{1873} + 0{,}86 \cdot \frac{55 + 0{,}05 \cdot 0}{5 + 0{,}6 \cdot 30} + 3{,}602 + 0{,}034 = 2{,}966,$$

$$L_S = 925.$$

Рівноважний вміст сірки в металі і шлаці (маса синтетичного шлаку 1%) складе:

$$[S]_{равн} = \frac{0{,}023}{925 \cdot 1{,}082 \cdot 0{,}01 + 1} = 0{,}0021\ \%.$$

$$\eta = \frac{0{,}023 - 0{,}002}{0{,}023} \cdot 100\% = 91\ \%.$$

З результату розрахунку видно, що вдування в сталь синтетичного шлаку має дуже хороший ефект, не дивлячись на те, що витрата шлаку

знижена у 2 рази. Час проведення десульфурації при цьому залежить тільки від швидкості вдування порошку. Так при швидкості вдування рівної 100 кг / хв, 1 т синтетичного шлаку буде введена за 10 хвилин. Таким чином, вдування в сталь порошкоподібного синтетичного шлаку дозволяє в значній мірі скоротити час десульфурації і дозволяє стабільно отримувати низький вміст сірки в сталі.

3.3 Технологія комплексного рафінування сталі від шкідливих домішок

Прийнявши за основу результати роботи проведеної в пунктах 3.1, 3.2, пропонується об'єднати ці технології в комплекс.

Комплексне рафінування сталі від шкідливих домішок показано на рисунку 3.23 і полягає в наступному:

а) випуск плавки з печі здійснюється на окислений шлак;

б) сталь обробляється порошкоподібним синтетичним «чорним» шлаком, шляхом його вдування в метал через спеціальну занурювальну фурму, з метою видалення з металу фосфору. Ця операція проводиться на установці стабілізації та доведення металу (УСДМ);

в) наступним етапом технології є видалення окисленого шлаку з ковша шляхом зливу його через край ковша або на спеціальному стенді, з метою запобігання рефосфорації під час наступної обробки;

г), д) підігрів, доведення сталі по хімічному складу і обробка сталі порошкоподібним синтетичним «білим» шлаком, шляхом його вдування в метал через занурювальну фурму, з метою видалення з металу сірки, проводяться на УКП;

е) після цих заходів підігріта на УКП сталь піддається обробці вакуумом на установці позапічного вакуумування, з метою видалення зі сталі водню та азоту;

ж) при необхідності сталь повторно підігрівається на УКП.

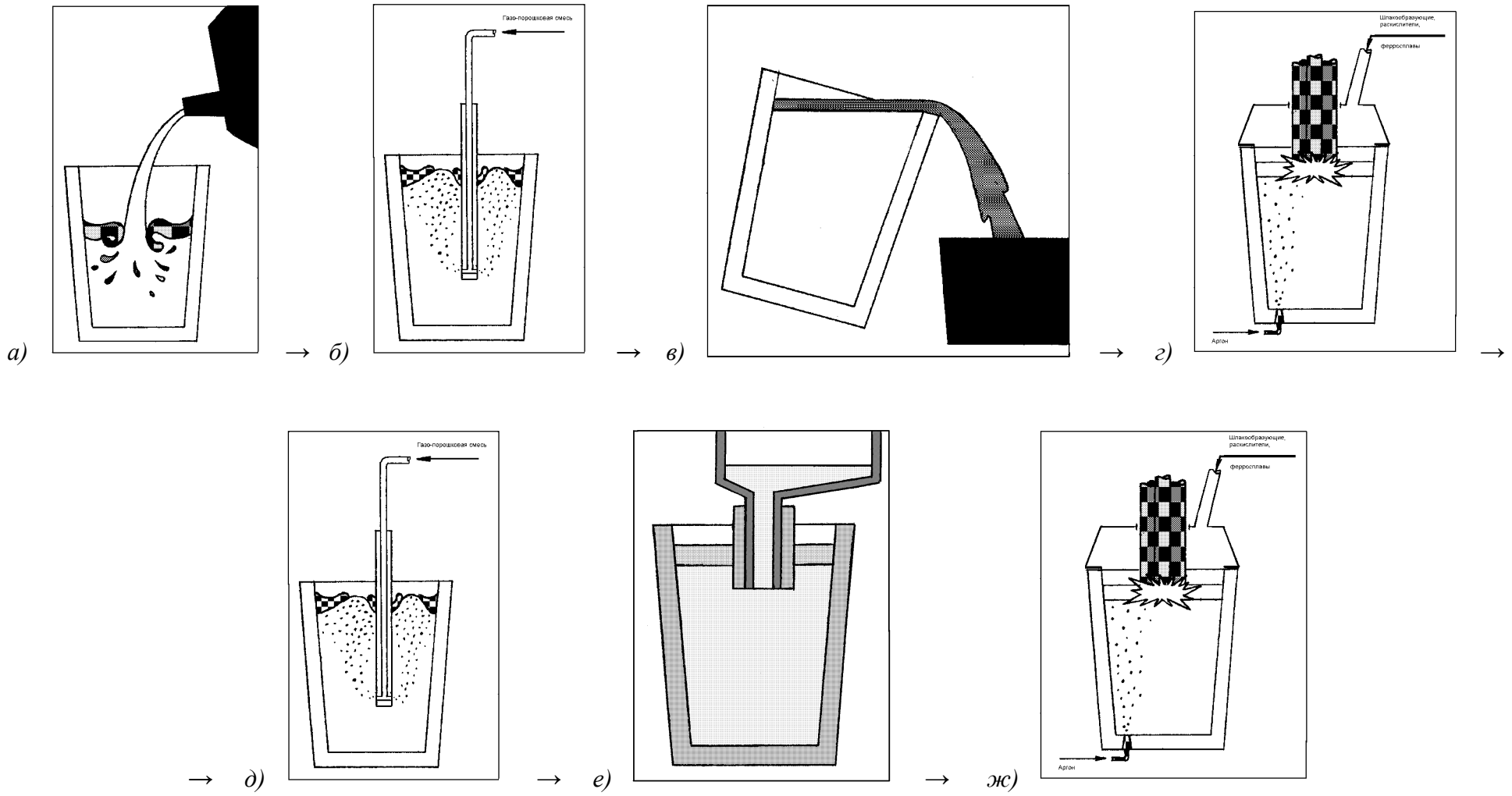


Рисунок 3.23 – Технологічна послідовність комплексного рафінування сталі

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища електросталеплавильного цеху

Темою дипломної роботи є розробка комплексної технології позапічної обробки сталі з метою зниження кількості шкідливих домішок. Тому загальні вимоги охорони праці та техногенної безпеки, які розроблялися для даного виробництва, базувалися на підставі нормативних документів, літературних джерел та досвіду аналогічних підприємств металургійної галузі.

Для запропонованої технології при виплавці сталі в дуговій електричній печі та позапічній обробці сталі на установці ківш-піч, виникають шкідливі виробничі фактори, які впливають на умови безпеки. До числа таких факторів відносяться теплові і світлові випромінювання, виділення пилу і газу у виробниче приміщення, а також шум і вібрації.

Основним джерелом небезпеки в цеху, є процес плавлення в печі, який супроводжується великим виділенням газів і пилу, оксидів заліза, підвищенням температури навколишнього повітря. Крім того, при випуску і розливанні сталі, також виділяється пил, гази і теплові випромінювання.

Джерелом випромінювання є факел полум'я, нагріта до високої температури вогнетривка футерівка внутрішнього простору печі і поверхня розплавленого металу і шлаку, вплив яких проявляється при відкритих вікнах печі. Крім того, джерелами випромінювання є чавун, який заливають до печі, рідкий шлак, розплавлений метал при випуску і розливанні сталі. Всі джерела мають температуру, що перевищує 500 ºС, тому спектр випромінювання містить світлові та інфрачервоні промені.

Теплове випромінювання, якому піддається персонал біля печей, коливається в дуже широких межах (від 698 до 6990 Вт/м^2).

В цеху тепловому опроміненню в основному піддаються сталевари і підручні сталевари. Інфрачервоні випромінювання впливають на

функціональний стан людини, його центральну нервову систему, серцево-судинну систему. Відзначається різке почастішання серцебиття, підвищення максимального і зниження мінімального артеріального тиску, частіше дихання, підвищення температури тіла і посилення потовиділення, захворюваність серцево-судинної системи та органів травлення.

Світлові випромінювання можуть викликати цілий ряд патологічних змін в стані очей: кон’юнктивіти, помутніння рогівки, депігментація райдужної оболонки, спазм зіниць, помутніння кришталика, опіків сітківки тощо.

При тривалому перебуванні людини біля інфрачервоного випромінювання, як і при систематичному впливі високої температури, відбувається порушення водно-сольового балансу, який викликає так звану судомну хвороба. Порушення теплового балансу викликає захворювання, яке називається тепловою гіпотермією або перегрівом.

В ході технологічного процесу виділяються газоподібні шкідливі речовини. Основним джерелом забруднення є дугова піч. При порушенні газодинамічних параметрів процесу та пов'язані з цим вибивання великих язиків полум'я з-під заслінок вікон, а також при випуску та розкисленні сталі в ковші, з робочого простору печі виділяються гази. Іноді виділення газів виникає внаслідок порушення цілісності газових комунікацій.

У повітря робочої зони потрапляють такі газоподібні речовини: CO, SO_2, NO тощо.

У електросталеплавильному цеху утворюється і виділяється в виробниче приміщення значна кількість пилу (заправка подини, укосів і інших конструктивних елементів робочого простору печі, підсипка порогів).

У зоні пічного прольоту концентрація пилу досягає 143 мг/м^3. Джерелом її потрапляння в робочу зону є також не герметичність обладнання при проведенні операцій по завалці шихти.

Кількість виділеного пилу, хімічний і гранулометричний склад його залежать від складу і властивостей шихтових і заправних матеріалів, палива,

кисню і застосовуваних для футеровки вогнетривів. Пил від дугового печі нетоксичний, з вмістом SiO_2 до 6 %.

Наявність у повітрі пилу, що містить оксиди кремнію, заліза та інших мінеральних складових може викликати різні професійні захворювання, які отримали загальну назву - пневмоконіоз. Ці захворювання викликають різні зміни легеневої тканини; легені втрачають еластичність, порушуються їхні функції і кровообіг - легені відчувають кисневе голодування. Гранично допустима концентрація пилу в повітрі в цеху складає 4 мг/м^3.

При виконанні деяких операцій технологічного процесу виникає шум механічного, аеродинамічного та термічного походження. Джерелами постійних шумових перевантажень є: рух електромостових кранів, мотор-генератори машинних залів, виток повітря, згоряння палива тощо.

Крім шумових навантажень на організм людини шкідливо впливає вібрація. Вібрація в цеху створюється при русі поїздів по бункерній естакаді, роботі віброспоживачів, при русі скіпів по похилому мосту та роботі механізмів машинного залу.

Під впливом шуму настає безсоння, знижується працездатність, може виникнути професійне захворювання - туговухість. Під впливом вібраційного струсу відбувається зрушення в нервовій системі. Вібрація впливає на кровоносні судини, звужуючи капіляри. Проявляється порушення вегетативної нервової системи та кістково-суглобового апарату. При тривалому контакті з даним фактором може виникнути загальне захворювання організму - вібраційна хвороба.

Аналіз шкідливих і небезпечних виробничих факторів та карта умов праці для робочого місця сталевара представлені в таблиці 4.1.

Проведений аналіз умов праці при виплавці сталі в електросталеплавильному цеху дозволяє зробити висновок про перевищення нормативних показників по рівню шуму, вібрації, інфрачервоного випромінювання. Перевищують допустимі концентрації також кількості пилу, оксиду вуглецю та ангідриду сірчаного, ангідриду хромового, оксиду

марганцю, нікелю у повітрі робочої зони електросталеплавильного цеху. Все це дозволяє віднести умови праці до III класу 3 ступеня. За показниками робоче місце слід вважати з шкідливими і небезпечними умовами праці.

Таблиця 4.1 – Оцінка факторів виробничого трудового процесу сталевара

№	Чинники виробничого середовища і трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі і небезпечні умови			Тривалість дії чинників за зміну %
				I ступінь	II ступінь	III ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м^3 1 клас небезпеки: - ангідрид хромовий - оксид марганцю - нікель	 1,0 0,3 0,5	 0,9 0,28 0,47				 80 80 80
	3-4 клас небезпеки: - азоту диоксид - ангідрид сірчаний - оксид вуглецю	 2,0 10,0 20,0	 1,8 10,0 18,7,0				 80 84,5 80
2	Пил, з домішкою діоксиду кремнію 3,16 %	4,0	3,9				80
3	Вібрація (загальна і локальна), дБ	92	95	-	-	14	80
4	Шум, дБА	80	97	9	-	-	100
5	Мікроклімат в приміщенні: - температура повітря, ºС - швидкість руху повітря, м/с - відносна вологість, % - інфрачервоне випромінювання, Вт/м^2	 19 0,5 75 140	 37 0,6 42 5270	 - 1,6 - -	 - - - -	 13 - - 5270	 90 90 90 80
6	Тяжкість праці	Важка III					
7	Напруженість праці	Напружена					

Для зниження шкідливого впливу тепла на організм людини необхідне обмеження виділення тепла у виробничому приміщенні. З цією метою вдаються до термоізоляції печей за допомогою встановлення спеціальних термоізоляційних листів. Для видалення конвекційного тепла в цеху застосовують аерацію шляхом встановлення двох аераційних ліхтарів на покрівлі будівлі цеху. Ще одним заходом боротьби з надлишком тепла є організація на робочому місці сталевара повітряного душа.

Завдяки впровадженню сучасної системи газовідведення вдалося в проектованому цеху знизити фактичний рівень шкідливих хімічних речовин у газоповітряній суміші, що відходить від електросталеплавильних печей до нормативних значень.

Важлива умова для створення сприятливих умов праці має організований повітрообмін. Приплив зовнішнього повітря в цех здійснюється через прорізи в стінах, вікна та виїзні залізничні ворота. Прорізи в стінах закриваються поворотними панелями; вікна мають фрамуги. Це дозволяє регулювати потік зовнішнього повітря. У теплий період року повітря в цех надходить через припливні отвори, розташовані на рівні робочої зони, а холодний період - через отвори, розташовані на відстані не менш 4 м від рівня робочих площадок. Видалення повітря здійснюється за допомогою витяжних шахт, а також аераційного ліхтаря. Для охолодження та зменшення впливу надлишкового тепла в цеху можна застосовувати мілкодисперсне розпилення води на робочому місці сталевара.

Істотне значення в цеху має обдування робітників повітрям. При цьому подається вентилятором повітря, температура якого нижче температури навколишнього повітря, охоплює працюючого, сприяючи прискоренню процесів випаровування і охолоджуючи тіло працюючого. Установки для повітряного душу (стаціонарні або пересувні) розміщуються так, щоб потоки повітря були спрямовані на робоче місце сталевара і забезпечували спрямовану рециркуляцію повітря.

У цеху на робочому місці сталевара потрібно зменшити опромінення, передбачивши теплозахисні водоохолоджувальні екрани, які встановлюють у стінок і зводів печей, рам робочих вікон, біля сталерозливних канав. Теплозахисний екран дозволяє локалізувати джерело променистої теплоти, зменшити опромінення на робочих місцях і знизивши температуру поверхонь оточуючих робоче місце.

Захист від шуму та вібрації в цеху забезпечується належною щільностю повітроводів, газопроводів, арматури, кожухів печі та повітронагрівачів.

Особливу роль у ліквідації впливу шуму і вібрації грають автоматизація і механізація процесів.

Застосування амортизаторів і легких ущільнень на трасах вентиляційних систем, застосування амортизаційних підвісок на вібродвигунах, знижують шум і вібрацію.

Спецодяг виготовлений з бавовняних тканин з вогнетривкою пропиткою, а також з напіввовняних і суконних тканин. Для спецодягу горнових, жолобовщиків розливальних машин, доцільно застосовувати металізовані вогнезахисні тканини на основі азбесту і скловолокна. Застосовують чоботи з встановлюваними на нозі халявами і чоботи з манжетами. Чоботи забезпечені теплозахисною прокладкою спереду, і теплоізолюючою прокладкою між верхом і підошвою.

Для захисту очей і шкіри обличчя від бризок розплавленого металу і шлаку, впливу ультрафіолетових і інфрачервоних променів, застосовують захисні окуляри з небиткого скла, з бічним захистом і сітчасті маски. Для робітників біля печей використовують скло СС-14.

Для захисту шкіри рук, обличчя, шиї використовують захисні пасти, креми, мазі. До засобів індивідуального захисту органів дихання від впливу задушливих і токсичних газів, парів і пилу відносять респіратори (ШБ-1, У-2К, РП-К, «Астра-2»), промислові протигази. Для захисту від впливу виробничого шуму в умовах сталеплавильного цеху, застосовують протишумові вкладиші з матеріалу ФПП-Ш. Ці вкладиші («Беруші») розраховані на користування протягом одного дня. Застосовують навушні протишуми (шумозахисні навушники).

Для захисту від вібрації використовують рукавиці з подвійним шаром з паралона. Застосовують також антивібраційні пояса, подушки, прокладки, віброгасильне взуття та килимки.

4.2 Заходи з електробезпеки

Дія електричного струму на організм може мати небезпечні для здоров'я людини наслідки і навіть призвести до смерті. Небезпека ураження електричним струмом виникає при зіткненні людини з незаземленими струмоведучими частинами робочих установок (заливальним або розливному краном, заправної машиною тощо). За ступенем електронебезпеки ЕСПЦ відноситься до другого класу небезпеки при наявності високих температур.

Дія електричного струму на людини багато в чому залежить від ряду факторів: загальний стан людини, характер включення тіла людини в електричний ланцюг і від багато чого іншого. Порогові значення сили струму (мА):

- 0,6…1,5 при змінному струмі 50…60 Гц - легке тремтіння пальців;
- 5…10 - судоми рук;
- 20…25 - параліч рук, ускладнене дихання, сильні болі.

Струм в людському тілі спричиняє різні фізіологічні, термічні, хімічні та механічні дії. Так, дія електричного струму на організм виражається в нагріванні тіла (до 50…60 °С), розривах шкіри під впливом нагрітого електричним струмом повітря, скороченні м'язів в результаті їх збудження при проходженні струмі.

Для попередження нещасних випадків необхідний захист від виникнення надмірних струмів, дотику до струмоведучих частин, дотики до не струмоведучих частин, що випадково опинилися під напругою.

Для запобігання перевантаження мережі необхідні: правильний вибір перерізу провідників, недопущення підключення до мережі додаткових непередбачених споживачів, виключення нагрівання частин електроустановок вище допустимого. Для захисту електроустановок від струмів перевантаження застосовують плавкі запобіжники.

Захист від дотику до струмоведучих частин електротехнічних пристроїв досягається ізоляцією, огорожею, блокуванням, дистанційним

керуванням, недоступним розташуванням. Для захисту від напруги, що виникає на металевому корпусі обладнання при пошкодженні ізоляції, застосовують захисне заземлення.

До захисних засобів відносяться: монтерський інструмент (ізолюючі оперативні і струмовимірювальні штанги, кліщі тощо), частини одягу (гумові діелектричні рукавиці, боти, калоші, брезентові рукавиці, протигази, запобіжні пояси тощо), допоміжні пристосування (ізолюючі майданчики, підставки, ковпаки, накладки, тимчасові огорожі тощо), вказівники напруги (для визначення наявності напруги).

4.3 Заходи пожежної безпеки

Характерними причинами виникнення пожеж на виробництві є необережне поводження з вогнем, порушення технологічного процесу виробництва та несправності виробничого обладнання, неправильний монтаж і несправності електричних проводок і устаткування, неправильне користування електричними приладами; іскри з виробничих установок; статична електрика тощо.

Для запобігання виникнення пожеж необхідно виключити перелічені порушення.

В умовах ЕСПЦ при постійній наявності розплавленого і нагрітого металу і шлаку, великих мас горючих газів, а також в умовах застосування в широких масштабах кисню особливо не припустимі порушення розробленого технологічного режиму і порядку проведення робочих операцій.

Найбільш поширеним і доступним засобом гасіння пожеж є вода, але не завжди її можна використовувати. Широке застосування для гасіння пожеж на підприємствах отримала піна. Для отримання хімічної піни застосовують піногенераторні порошки ПГП і ПГПС, що складаються з кислотної і лужної частин. Повітряно-механічна піна також використовується. Вона являє собою механічну суміш повітря, води і

піноутворювача (ПУ-1, ПУ-6, ПУ-1А, ПУ-1Д), що складається з гасового контакту, столярного клею і етилового спирту.

Вогнегасні речовини у вигляді твердих порошків застосовують для гасіння невеликих загорянь різних горючих речовин та матеріалів, а також тих, при гасінні яких не можна застосовувати інші засоби. Для цього розроблені спеціальні склади ПС-1, ПС-2, СІ-2, ПСБ.

Також для гасіння пожежі застосовують різні вогнегасники; рідинні, хімічні пінні, повітряно-пінні, порошкові, вуглекислотні, хладонові.

Електросталеплавильний цех відноситься до категорії «Г» за вибухопожежною небезпекою. До пожежонебезпечної категорії Г відносять виробництва, пов'язані із застосуванням:

- негорючих речовин і матеріалів в гарячому, розпеченому або розплавленому стані, процес обробки яких супроводжується виділенням променистого тепла, іскор або полум'я;

- твердих, рідких або газоподібних речовин, які спалюються або утилізуються як паливо.

В ЕСПЦ в даний час застосовуються хімічні та пінні вогнегасники типу ВХП-10 з зарядом. Також застосовуються повітряно-пінні вогнегасники типу ВПП-5, ВПП-10, ВППУ-250, в кількості 30 шт, які розташовані на протипожежних стендах.

4.4 Технічні заходи виробничої санітарії

4.4.1 Освітлення виробничих приміщень

В ЕСПЦ застосовується природне і штучне освітлення. Для освітлення приміщень, як правило, передбачають газорозрядні лампи низького і високого тиску (люмінесцентні, ДРЛ).

Норму освітлення вибирають в залежності від характеристики зорової роботи, види якої по напруженості ділять на вісім розрядів з підрозряду.

Робота сталева має VII розряд зорової роботи, оскільки його обов’язки пов’язані з матеріалами, які світяться.

Найменше освітлення робочих поверхонь і території підприємств, які потребують обслуговування при аварійному режимі, повинна становити 5 % робочого освітлення, але не менш 2 лк всередині будівель і 1 лк для території. Евакуаційне освітлення повинно забезпечувати найменшу освітленість на підлозі основних проходів, на землі і на щаблях сходів 0,5 лк в приміщенні і 0,2 лк на відкритих територіях.

4.4.2 Опалення і вентиляція

Для забезпечення нормальної роботи в різні періоди року на робочих місцях встановлюються різні пристрої для опалення та вентиляції. В приміщеннях з постійним або тривалим перебуванням обслуговуючого персоналу в холодний період часу встановлюються системи опалення, батареї, калорифери.

В'їзні та виїзні ворота обладнані повітряними та тепловими завісами з механічним приводом для відкривання і закривання дверей. На головних посадах управління процесом встановлені батареї з паровим опаленням.

У літній період часу на виробництві для очистки виробничого повітря і подачі в приміщення чистого повітря використовуються системи кондиціювання повітря.

4.5 Розрахунок обсягу газоповітряної суміші, яка відводиться від електросталеплавильної печі

Необхідно визначити кількість і температуру газоповітряної суміші, що видаляється від електродугової печі для вибору схеми відведення газів від електросталеплавильної печі та оцінки характеристик газовідвідного тракту [46].

Максимальна витрата газів при окисному режимі, якщо кількість газів з урахуванням надходить в піч кисню дорівнює 100 м^3/ г, становить:

$$Q = 50 \cdot 100 = 5\ 000\ м^3/г \text{ при } \gamma_0 = 1{,}29\ кг/м^3.$$

Гази виходять через патрубок на склепінні печі з температурою 1500 °С; при цьому обсяг їх збільшиться в 6,4 рази, а $\gamma_г$ - 0,19 кг/м^3;

$$Q = 5000 * 6{,}4 = 32\ 000\ м^3/г.$$

Площа перерізу патрубка на склепінні печі f визначимо, приймаємо швидкість в ньому дорівнює 7 м / с:

$$f = 5000 : 3600 \cdot 7 = 0{,}2\ м^2; \qquad \text{діаметр 500 мм}$$

Швидкість газів в патрубку при $T_г$ = 1500 ° С

$$v = 32000 : 0{,}2 \cdot 3600 = 45\ м / с.$$

Для відсмоктування газів біля витоку патрубка необхідно створити розрядження, відповідне або трохи більше втрат, що витрачено газоповітряною сумішшю при проходженні через піч на виході з патрубка.

Природний напір, створюваний в печі за рахунок різниці температур:

$$H = h(\gamma_н — \gamma_г) = 5\ (1{,}2 — 0{,}19) = 5{,}3\ кгс/м^2;$$

де $\gamma_н$ і $\gamma_г$ - щільність газово-повітряної суміші початкова та кінцева, кг/м^3;

h - швидкість руху газів в патрубку, м / с

Припускаючи, що тепловий напір витрачається на надходження повітря в піч, визначаємо розрідження, необхідне для відводу газів з печі:

$$\frac{\gamma v_1^2}{2q} \sum \zeta = 1{,}8 * 0{,}19 * 45^2 / 19{,}62 = 35 кгс/м^2.$$

При відношенні l / d = 0,1 K = 0,72.

Розрідження в стаціонарній трубі газовідводу має бути більше необхідного (35 кгс/м^2):

$$H_p = 35 \cdot 1,39 \cdot 1,1 = 55 \text{ кгс/м}^2.$$

В розриві між патрубками одночасно з газами буде підсмоктуватиметься повітря з навколишнього середовища. Приймаємо, що кількість його буде дорівнює кількості газів, що відсмоктується з печі, при цьому температура суміші близько 800 ° С, а γ = 0,254 кг/м^3:

$$V_2 = \sqrt{55*19,6/0,254} = 65 \text{ м/с}.$$

Розрідження в системі забезпечує швидкість підсосу повітря

$$V = \sqrt{65*19,6/1,2*3,5} = 17,4 \text{м/с},$$

де 3,5 - сума місцевих опорів входу повітря в систему.

Площа отворів, через які повітря надходить в систему,

$$f = 1,25 \cdot 3,14 \cdot 0,125 = 0,5 \text{м}^2.$$

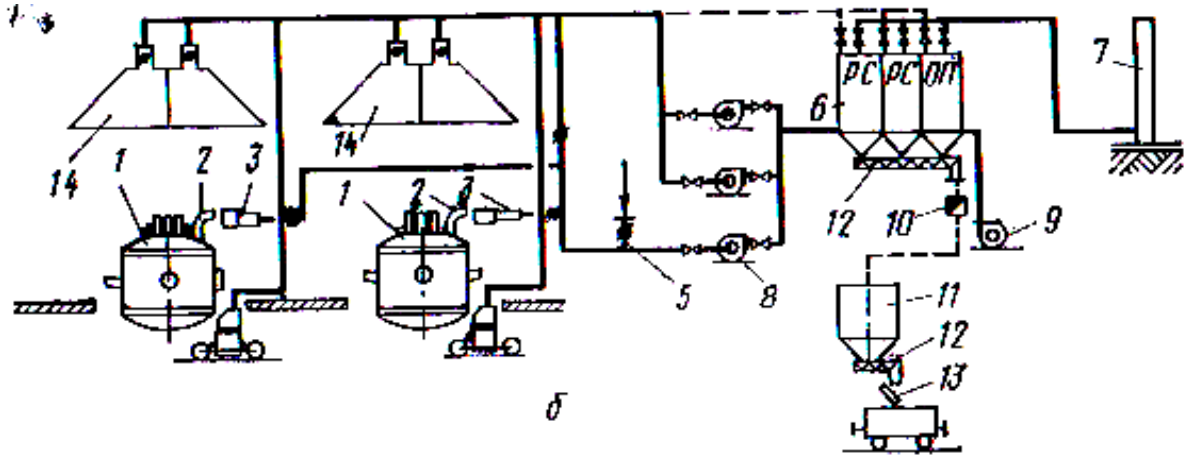
Кількість повітря Q = 0,5 · 3600 · 17,4 = 31320 м^3/г,

$$t_{cm} = (5\ 000 \cdot 1500 \cdot 0,31 + 31320 \cdot 0,31 \cdot 50) : 30\ 800 \cdot 0,31 = 294° \text{ С}.$$

Для електросталеплавильної печі розрахували систему газоотсоса через звід печі з розривом струменя. З розрахунку випливає, що для даної схеми відведення газів від печі через розташований над нею парасольку кількість відсмоктується повітря буде значно більше кількості виділяються газів. Температура відхідних газів на виході буде дорівнює 294 ° С. Послідовність

руху газів в системі газовідводу та рекомендовані заходи по охолодженню їх і очищенні наведені нижче.

На рис. 4.1 наведена схема системи відведення газів від електросталеплавильної печі.



1 - електропіч, 2 - газовідвід; 3 - охолоджуваний газопровід,
4 - газоохолоджувач; 5 - клапан атмосферний; 6 - тканинний фільтр,
7 - димова труба; 8 - димосос; 9 - вентилятор зворотної продувки;
10 - пневмонасоси; 11 - бункер; 12 - шнековий живильник,
13 - дисковий зволожувач; 14 - кабіна парасолька

Рисунок 4.1 – Схема відводу газів від електросталеплавильних печей

Для запобігання вибивання газів в цех система газоотсоса створює розрідження в камері. Після завалки скрапу кран виходить з камери, зсувний стіна повертається у вихідне положення. Потім в піч подають окотиші та необхідні добавки в залежності від вимог до якості сталі.

Газ з печі через водоохолоджуваний патрубок відводиться в систему; на першій ділянці системи газ потрапляє в водоохолоджуваний газопровід, в якому відбувається допалення вуглецю за рахунок надходження в газопровід повітря. Суміш повітря і газу проходить в теплообмінний апарат, де піддається охолодженню приблизно до 400 ° С. Суміш охолоджених газів і повітря надходить в газоочищення. Для очищення газів рекомендується застосовувати тканинні фільтри, так як гази - збіднені і містять велику

кількість пилу з розміром частинок менше 5 мкм. З фільтра осаджений пил шнековим живильником і пневматичною системою подається в бункернакопичувач. З бункера за допомогою шнекового живильника і дискового комкувача (зволожуючого пил до 7 - 8%) пил вивантажується і направляється на повторне використання. При зливі шлаку і сталі в ковші гази піднімаються догори і, потрапляючи в камеру, видаляються.

Кількість повітря, що видаляється з камери печі, приблизно в 4-5 разів більше кількості газоповітряної суміші, що видаляється безпосередньо від печі. Зонт розділений на дві половини, для того щоб при випуску шлаку або стали система працювала з 50%-им навантаженням. Обидва відсіку працюють тільки під час подачі кисню у ванну або під час завалювання печі. Для орієнтовних розрахунків кількості видаляється через парасольку повітря можна приймати 6-8-кратну продуктивність газовідвідного тракту електросталеплавильної печі.

ВИСНОВКИ

1. Конкурентоспроможність металу на внутрішньому і зовнішньому ринку металопродукції багато в чому визначається експлуатаційними властивостями (межа текучості, межа міцності, відносне подовження при робочих температурах і тиску, достатня в'язкість і стійкість до крихкого руйнування, а також зварюваємість в польових умовах) трубних і конструкційних марок сталей, які, як показали результати аналізу металознавчих досліджень залежать головним чином від рівня вмісту шкідливих домішок ([O] 20 ppm, [N] 50 ppm, [P] 50 ppm, [S] 20 ppm).

2. Для отримання в металі ультранизьких вмістів шкідливих домішок менше 150 – 200 ppm, була розроблена комплексна технологія глибокого рафінування металевого розплаву в позапічних агрегатах, включаючи установку «ківш-піч».

3. В процесі кипіння поряд з видаленням азоту з рідкої сталі можливе поглинання деякої кількості азоту з газової фази. При малому вмісті азоту в сталі кількість поглиненого азоту з атмосфери для печей може виявитися більше кількості вилученого азоту.

4. Ванадій, ніобій і алюміній в різній мірі сприяють розчиненню азоту в залізі, тому необхідно виключити їх введення в ківш під час випуску плавки. Сірка займає позицію ближче до нейтралі і тому практично ніяк не впливає на розчинність азоту. Фосфор і кисень практично в рівній мірі знижують розчинність азоту в залізі, але в свою чергу вони є шкідливими домішками, тому їх вміст в залізі має бути мінімальним. Розчинності азоту в значній мірі сприяють хром і марганець, відповідно необхідно виключити їх введення в ківш під час випуску плавки. Вуглець і кремній (особливо вуглець) здатні своєю присутністю знизити азотування металу.

5. Для запобігання азотації розплаву в процесі випуску необхідно виконання наступних умов:

- випуск плавки здійснювати компактним струменем;

- спочатку випуску плавки після сходу (або під час сходу) від 5 до 10 т металу в ківш вводиться ФС65 в кількості, що забезпечує одержання середньомарочного значення кремнію в сталі;
- на початку випуску плавки (після сходу від 5 до 10 т металу) в ківш вводити від 800 до 1000 кг вапна і від 250 до 350 кг плавикового шпату;
- присадку алюмінію і феросплавів проводити після випуску близько 90 т металу або на агрегатах позапічної обробки сталі.

6. Для запобігання азотації розплаву в процесі обробки на УКП необхідне виконання наступних умов:

- швидке наведення шлаку в кількості, що забезпечує повне екранування електродуги;
- мати максимально можливу інтенсивність продувки металу аргоном.

7. Підвищення основності шлаку веде до підвищення коефіцієнта розподілу сірки і зниження рівноважної концентрації сірки в металі.

8. Алюміній сприяє значному підвищенню коефіцієнта розподілу сірки, тим самим знижуючи рівноважну концентрацію сірки в металі. Зменшення концентрації кремнезему веде до підвищення основності шлаку, тим самим збільшується коефіцієнт розподілу сірки і рівноважна концентрація сірки в металі знижується. Оксид магнію міститься в шлаку будучи основним оксидом і сприяє підвищенню основності шлаку. Вміст оксиду алюмінію в шлаку сприяє зниженню коефіцієнта розподілу сірки між металом і шлаком і знижує його десульфуруючу здатність.

9. Сприятливими умовами рафінування ковшового розплаву є: основність шлаку в межах 4-5, співвідношення $B/A1_2O_3$ = 0,25 – 0,35, вміст оксидів заліза в шлаку не більше 1%. Для підтримки заданого значення співвідношення $B/A1_2O_3$ = 0,30, при основності шлаку 4,5, необхідно мати в шлаку 15% $A1_2O_3$. Відсутню кількість $A1_2O_3$ необхідно вводити в ківш разом зі шлакоутворюючими у вигляді корунду або бокситу.

10. В якості порошкоподібного матеріалу пропонується використовувати подрібнений синтетичний шлак, до складу якого входить 55% CaO; 30% Al_2O_3; 15% CaF_2; 5% SiO_2. Перевага цього шлаку полягає в наступному:

1. максимально ефективний хімічний склад;
2. низька температура плавлення шлаку, яка становить близько 1420 ^{0}C.

11. Вдування в сталь синтетичного шлаку має дуже хороший ефект, не дивлячись на те, що витрата шлаку знижена у 2 рази. Час проведення десульфурації при цьому залежить тільки від швидкості вдування порошку.

12. Результати фізико-хімічного аналізу рафінуючих властивостей шлаків різного складу дозволили визначити їх сорбційні характеристики по відношенню до фосфору й сірки, при регульованому рівні окислення системи. При цьому ступінь одночасного рафінування сталі від азоту і сірки може досягати R_P = 93%, R_S = 91% (при витраті суміші 10 кг/т).

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Hansen M., Anderko K. Constitution of binary alloys. 1959. P. 539-541.

2. Shenck H., Frohberg M., Heineman H. Untersuchungen zur stickstoff aufnahme in flussigen Druckbericht lis zu vier Atmosfiran. *Eisenlegirungen in Archiv fur Eisenhuttenw*. 1962. B.33. №9. S. 503-602.

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

4. Дурягіна З. А., Лизун О. Я., Пілюшенко В. Л. Сплави з особливими властивостями : навч. посіб. для студ. вищ. навч. закладів. Львів : Львівська політехніка, 2007. 236 с.

5. Теорія будови рідкого, аморфного і кристалічного стану (об’єм поверхні та поверхня в об’ємі) : монографія / М.М. Бережний та ін. Кривий Ріг : «Мінерал», 2007. 291 с.

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

7. Попович В. В., Попович В. В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Львів : Світ, 2006. 624 с.

8. Атаманюк В. В. Технологія конструкційних матеріалів. Київ : Кондор, 2006. 528 с.

9. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва : навч. посіб. / А. М. Верховлюк, А. В. Нарівський, В. Г. Могилатенко. За ред. академіка НАН України В. Л. Найдека. Київ : Видавничий дім “Вініченко”, 2016. 224 с.

10. Збожна О. М. Основи технологій : навч. посіб. Тернопіль : Картбланш, 2002. С. 30–58.

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

12. Афтанділянц Є. Г., Зазимко О. В., Лопатько К. Г., Поліщук А. В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Конспект лекцій в 2-х книгах. Київ: НУБіП України, 2016. 125 с.

13. Сологуб М. А., Рожнецький І. О., Некоз О. І. Технологія конструкційних матеріалів та матеріалознавство. Київ : Техніка, 2002. С. 374.

14. Попович В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Книга І. Львів. 2000. С. 264.

15. Попович В., Голубець В. Технологія конструкційних матеріалів і матеріалознавство. Книга ІІ. Суми : Університетська книга, 2002. С.259.

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

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

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

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

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

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

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

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

24. ДСТУ ГОСТ 12.4.221:2004 Система стандартов безопасности труда. Одежда специальная для защиты от повышенных температур

теплового излучения, конвективной теплоты. Общие технические требования (ГОСТ 12.4.221-2002, IDT).

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

26. СНиП 2.01.02-85*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) (2.01.02-85*) (СНиП 2.01.02-85*. Противопожарные нормы (Действует ДБН В 1.1-7-2002)).

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

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

ДОДАТОК А

ПУБЛІКАЦІЇ ЗА ТЕМОЮ КВАЛІФІКАЦІЙНОЇ РОБОТИ

Міністерство освіти і науки України
Запорізький національний університет
Інженерний навчально-науковий
інститут ім. Ю. М. Потебні

ІНЖЕНЕРНІ ІННОВАЦІЇ ТА РОЗБУДОВА НАЦІОНАЛЬНОЇ ЕКОНОМІКИ

Матеріали
І Міжнародної науково-практичної конференції
Інженерного навчально-наукового інституту
ім. Ю. М. Потебні

09–10 травня 2024 року

Видавничий дім
«Гельветика»
2024

УДК 001.895:62+330.341.1(477)(062.552)
І-62

Редакційна колегія:

В. В. Храпкіна, доктор економічних наук, професор, професор кафедри маркетингу та управління бізнесом, Національний університет «Києво-Могилянська академія» (м. Київ);

О. Г. Вагонова, доктор економічних наук, професор, завідувач кафедри прикладної економіки, підприємництва та публічного управління, Національний технічний університет «Дніпровська політехніка» (м. Дніпро)

Рекомендовано до друку
Рішенням Вченої ради Запорізького національного університету
(протокол № 14 від 27 червня 2024 року)

І-62 **Інженерні інновації та розбудова національної економіки** : матеріали І Міжнародної науково-практичної конференції Інженерного навчально-наукового інституту ім. Ю. М. Потебні (09–10 травня 2024 року, м. Запоріжжя) / наук. ред. Н. Г. Метеленко ; Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю. М. Потебні Запорізького національного університету. – Одеса : Видавничий дім «Гельветика», 2024. – 1020 с.

ISBN 978-617-554-288-0

У виданні представлені тези доповідей учасників І Міжнародної науково-практичної конференції «Інженерні інновації та розбудова національної економіки» (09–10 травня 2024 року), підготовлені за такими базовими тематичними напрямами, як: Цифрова трансформація економіки України: Industry 4.0, інноваційне підприємництво, національна безпека; Європейські інтеграційні процеси розбудови національної економіки: фінанси, оподаткування, страхування; Фізична електроніка та біоінженерія: тренди розвитку; Інженерна екологія. Сучасні технології кольорової та чорної металургії; Інновації в інженерії програмного забезпечення; Електрична інженерія: відновлювані джерела енергії, «зелена» воднева енергетика, інтеграція в енергетичну інфраструктуру Європи; Архітектура та будівництво: фундатор сучасних будівельних технологій; Механічна інженерія: сучасне обладнання та новітні технології в промисловості; Філософія управління та адміністрування: ризик-менеджмент і цифровізація на макро- і мікрорівнях; Автоматизація, комп'ютерно-інтегровані технології та робототехніка: сучасні виклики.

УДК 001.895:62+330.341.1(477)(062.552)

© Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю. М. Потебні
Запорізького національного університету, 2024
© Автори статей, 2024

ISBN 978-617-554-288-0

УДК 669.182.71

Дворцов Олександр Олександрович
магістрант, 1 курс, кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки, Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю. М. Потебні Запорізького національного університету

Єлісєєв Олександр Євгенович
здобувач вищої освіти першого освітнього рівня, 4 курс, кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки, Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю. М. Потебні Запорізького національного університету

Кириченко Олексій Геннадійович
к. т. н., доцент, доцент кафедри металургійних технологій, екології та техногенної безпеки, Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю. М. Потебні Запорізького національного університету

ОСОБЛИВОСТІ ТЕХНОЛОГІЇ КОМПЛЕКСНОГО РАФІНУВАННЯ СТАЛІ

Актуальність. Детальні маркетингові дослідження на ринку металопродукції переконливо показують, що одним з перспективних напрямів завоювання значної ринкової ніші для цілого ряду підприємств є виробництво високоякісної трубної заготовки, що в свою чергу зажадає розробки і впровадження високих технологій її виробництва. Це в першу чергу відноситься до комплексної позапічної обробки сталі, де закладаються основні експлуатаційні характеристики готового металу.

У даній роботі поставлена задача на основі глибоких фізико-хімічних досліджень, використання останніх досягнень металургійної науки розробити технологію комплексного впливу на металевий розплав в агрегатах позапічного доведення сталі з метою отримання в трубній сталі наднизьких вмістів шкідливих домішок [N] менше 0,005 %; [P] менше 0,005 %; [S] менше 0,003 %. Це дозволить в значній мірі очистити міжвузлів'я решітки і границі зерен, і тим самим досягти унікального рівня експлуатаційних характеристик готового металу.

Аналіз останніх досліджень. Найбільш повно інформація щодо цього питання представлена у роботах [1; 2].

Мета. розробити технологію комплексного впливу на металевий розплав в агрегататах позапічної обробки сталі з метою отримання в сталі наднизьких вмістів шкідливих домішок.

Основний текст. Посилення конкуренції ставлять перед металургами завдання щодо підвищення якості сталі, що задовольняє вимогам споживачів усередині України і зарубіжних замовників.

Вимоги, що пред'являються до труб великого діаметру для транспортування нафти і газу, неухильно зростають у зв'язку зі збільшенням обсягів транспортування при одночасному забезпеченні високого рівня безпеки. Експлуатаційна надійність трубопроводів оцінюється в першу чергу, виходячи з розрахунків їх характеристик міцності, до яких відносяться: межа текучості, межа міцності, відносне подовження при робочих температурах і тисках, достатня в'язкість і стійкість до крихкого руйнування, а також зварюваність в польових умовах.

Аналіз показує, що зазначені властивості сталі визначаються насамперед хімічним складом і ступенем чистоти, які повинні бути відрегульовані в ході ведення сталеплавильних процесів, а також досягнення мікроструктури, залежною від технології прокатки і термообробки.

Проведено велику кількість досліджень з виявлення впливу домішкових елементів – сірки, фосфору, азоту і водню на характеристики міцності трубних сталей і визначені межі їх допустимого вмісту, виходячи з вимог у відношенні зазначених властивостей.

Найбільш радикальними шляхами підвищення ударної в'язкості і зниження анізотропії в'язких властивостей в низьколегованих сталях, особливо піддаються прокатці по контрольованим режимам є зниження вмісту сірки і модифікування сульфідних включень. Для отримання задовільних показників в'язкості і пластичності трубної сталі вміст сірки в ній повинен складати 0,003–0,006 %. Для сталей експлуатованих в умовах півночі, а також сталей з підвищеним опором розтріскування в сіркомісному середовищі і підвищеною стійкістю до водневого розтріскування, пред'являються вимоги досить низького вмісту сірки: 0,001 % і нижче.

В даний час трубна сталь, вироблена на вітчизняних підприємствах, містить 0,006–0,012 % сірки.

Фосфор також негативно впливає на хладостійкість сталі. Охрупчувальний вплив фосфору проявляється в ослабленні межкристалічних зв'язків в результаті збагачення границь зерен елементарним фосфором і утворенням неметалічних включень фосфідної евтектики.

Проведені дослідження показали, що для сталей класу міцності К60-К 70 вміст фосфору має становити 0,010 %, для сталей категорій міцності К 80-К 100 потрібно мати більш низький вміст фосфору. Зниження негативного впливу фосфору можна досягти зв'язуванням його в інтерметалідні з'єднання.

Надлишковий вміст азоту в сталі призводить до пониження межі текучості і тимчасового опору, до того ж він є основною причиною старіння маловуглецевих сталей. У сталі виробленої в електропечах міститься

0,008–0,012 % азоту. Оскільки азот є важковидаляємою домішкою, його негативний вплив можна нейтралізувати шляхом введення мікродобавок титану або іншого нітридоутворюючого елемента для отримання високоміцних нітридів. При цьому досягається в першу чергу підвищення в'язких властивостей сталей. Але для зниження шкідливого впливу азоту до мінімуму бажано отримувати сталь із вмістом цього елементу ≤0,004 %.

Водень слабо впливає на ударну в'язкість і холодноламкість. З низьколегованих сталей він відносно легко видаляється завдяки підвищеній дифузії. Однак при підвищеному вмісті водню в сталі спостерігається так зване водневе розтріскування. Для запобігання цього явища (особливо в трубах з великою товщиною стінки) бажано, щоб вміст водню в сталі не перевищував 0,00015 %. Сталі, що не володіють підвищеною стійкістю до водневого розтріскування, містять 0,0003–0,0004 % водню.

Великий вплив на якість металу робить кількість і морфологія неметалічних включень (НВ). Відзначається негативний вплив НВ на холодостійкість, в'язкість руйнування при негативній температурі і втомні властивості. Найбільш несприятливими є сульфіди і оксиди, особливо якщо вони витягнутої форми. Наявність в сталі силікатів і алюмінатів також знижує в'язкість, а такі включення як високоміцні нітриди на вищевказані властивості практично не впливають.

Середній об'ємний відсоток включень в трубних сталях становить 0,036–0,065 %. Приблизно 60–70 % з них складають сульфіди, 10 % алюмінати, 10–15 % складні оксиди і близько 5–7 % сульфоалюмінати.

Кількість великих включень (діаметром від 40 мкм і більше) становить приблизно 3 шт./см^2, з них 98 % сульфіди і тільки 2 % оксиди.

Основна маса включень, що утворюються в рідкій сталі має розмір 1–15 мкм. Частина включень утворюється вже в твердій сталі, їх діаметр, як правило, не перевищує 1 мкм. Включення розміром більше 100 мкм є екзогенними.

Проведені дослідження по впливу кількості і форми сульфідів на величину ударної в'язкості для сталі 09Г2ФБ показали, що в поєднанні з глибокою десульфурацією ефект обробки сталі модифікуючими елементами може бути дуже високим. Модифікування призводить до сфероідизації сульфідних включень. У сталі не обробленої модифікаторами включення мають форму рядків довжиною 100–300 мкм, а в обробленої сталі їх діаметр не перевищує 10 мкм. Основна частка НВ в сталі модифікованою РЗМ має розмір 3–4 мкм, а в сталі обробленої кальцієм – 5–6 мкм.

Радикальним способом видалення зі сталі дрібних 3–10 мкм включень є фільтрація керамічними фільтрами. Ступінь рафінування при такій технології становить 40–50 %.

Важким є видалення включень розміром зразків <2 мкм, хоча скупчення саме таких включень часто виявляються в місцях крихкого руйнування.

В даний час штрипс, що вироблений в Україні, містить сумарну кількість шкідливих домішок (сірки, фосфору, азоту, водню) на рівні 0,03–0,04 %, що в значній мірі впливає на вихід придатного металу труб, зниження їх службових характеристик та конкурентоспроможності на світовому ринку. Для задоволення сучасних вимог необхідно розробити нові технології позапічної обробки сталі, при яких кількість шкідливих домішок в готовому металі не буде перевищувати величини 0,0045–0,010 %.

Висновки. Проведений аналіз літературних даних дозволяє зробити висновок, що комплексна технологія рафінування металу повинна дозволяти отримувати в готовому металі вміст шкідливих домішок на рівні ([O] менше 20 ppm; [N] менше 50 ppm; [HB] менше 20 ppm; [P] менше 70 ppm; [S] менше 20 ppm). Це забезпечить досягнення необхідного рівня експлуатаційних і службових характеристик, що гарантують високу якість металу і його властивостей.

Список використаних джерел

1. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський та ін. ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
2. Охотський В. Б. Феноменологія сталеплавильних процесів : навч. посібник. Дніпропетровськ : НМетАУ, 2011. 90 с.