

Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет  
(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю.М. Потебні  
(назва факультету)

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

## Пояснювальна записка

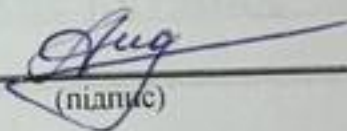
до кваліфікаційної магістерської роботи

рівень вищої освіти другий магістерський рівень  
(другий (магістерський) рівень)

на тему Дослідження впливу технологічних параметрів безперервного лиття  
заготовок на утворення дефектів сталі

Виконав: студент 2 курсу, групи 8.1362-мчм

Хижняк А.Г.  
(ПІБ)

  
(підпис)

спеціальності

136 Металургія  
(шифр і назва)

спеціалізація


(шифр і назва)

освітньо-професійна програма

Металургія чорних металів  
(шифр і назва)

Керівник Куріс Ю.В.

(прізвище та ініціали)

  
(підпис)

Рецензент Белоконь Ю.О.

(прізвище та ініціали)

(підпис)

Запоріжжя – 2023 року

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

кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

рівень вищої освіти другий магістерський рівень  
другий (магістерський) рівень

спеціальність 136 металургія  
(шифр і назва)

світньо-професійна програма металургія чорних металів  
(шифр і назва)

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

Завідувач кафедри МТЕТБ  
Ю.О. Белоконь

“ 07 ” 05 2023 року

**ЗАВДАННЯ**  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЕКТ) СТУДЕНТУ

Хижняк Андрій Григорович  
(прізвище, ім'я, по батькові)

Тема проекту (роботи) Дослідження впливу технологічних параметрів  
неперервного лиття заготовок на утворення дефектів сталі

Рівень роботи (проекту) Куріс Юрій Володимирович д.т.н, професор  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

Затверджені наказом вищого навчального закладу від “09” 10 2023 року № 1580-с

Строк подання студентом роботи (проекту) 01.12.2023

Вихідні дані до роботи (проекту) Вдосконалення технологічних параметрів  
орошкової сталі

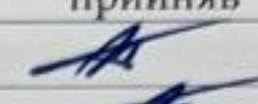
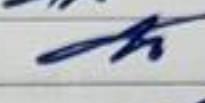
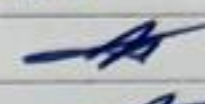

4.

міст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)  
еферат. Вступ. Загальна частина. Дослідна частина, Удосконалення процесу  
озкіслення, Охорона праці та техногенна безпека, Висновки. Перелік посилань.

Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)

реслення, презентаційний матеріал 14 слайдах (на 14 сторінках)

### Консультанти розділів проекту (роботи)

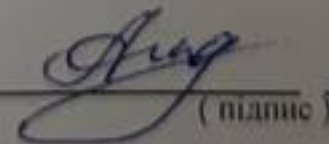
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
Розділ 1 назва розділу	Куріс Ю.В., професор	
Розділ 2 назва розділу	Куріс Ю.В., професор	
Розділ 3 назва розділу	Куріс Ю.В., професор	
Розділ 4 назва розділу	Куріс Ю.В., професор	
Нормоконтроль	Белоконь Ю.О. завідувач кафедри	

Дата видачі завдання 07.05.2023

### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ п/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
	Вступ	30.11.2023	
	Реферат	30.11.2023	
	Розділ 1	30.06.2023	
	Розділ 2	19.11.2023	
	Розділ 3	26.11.2023	
	Розділ 4	30.11.2023	
	Висновки	30.11.2023	

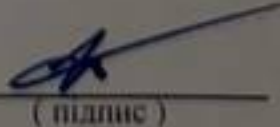
Студент

  
(підпис)

А. Г. Хижняк

(прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи)

  
(підпис)

Ю.В. Куріс

(прізвище та ініціали)

## РЕФЕРАТ

Мета роботи – Розробка технологічного процесу виготовлення конструкційних деталей з порошкової сталі.

У дипломному проекті проаналізовано та обрано матеріал і схему технологічного процесу за яким відбувається виготовлення втулок. Також актуальність виробу. На основі цих даних на завдання розраховано і складено матеріальний баланс та вибрано і розраховано кількість обладнання потрібного для виробництва.

Встановлено, що найкращім матеріалом для виготовлення, втулок, яке пройшло подвійне пресування і спікання.

**ПОРОШКОВІ МАТЕРІАЛИ, ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ПРОЦЕС, ПОДВІЙНЕ ПРЕСУВАННЯ ТА СПІКАННЯ, ВТУКЛА.**

## ABSTRACT

sources Purpose - Development of the technological process of manufacturing structural parts for work in difficult conditions.

In the diploma project the material and the scheme of technological process on which there is a manufacturing of plugs are analyzed and chosen. Also the relevance of the product. Based on these data, the material balance is calculated and compiled for the task and the amount of equipment required for production is selected and calculated.

It is established that the best material for the manufacture of bushings, which has undergone double pressing and sintering.

POWDER MATERIALS, TECHNOLOGICAL PROCESS, DOUBLE PRESSING AND SINKING, FLOWED.

## ЗМІСТ

Перелік умовних позначень, символів, одиниць і термінів.....	8
ВСТУП .....	10
РОЗДІЛ 1	
АНАЛІЗ РОЗКИСЛЕННЯ І МОДИФІКУВАННЯ СТАЛІ ПРИ ПОЗАПІЧНІЙ ОБРОБЦІ .....	16
1.1. Процеси розкислення, модифікування і дегазації сталі.....	16
1.2. Способи позапічної обробки сталі та їх вплив на якість оброблюваного металу .....	23
1.3. Продукти розкислення і їх видалення з металу .....	29
РОЗДІЛ 2    ВИВЧЕННЯ    ФІЗИКО-ХІМІЧНИХ    ХАРАКТЕРИСТИК ФЕРОСПЛАВІВ, ЯКІ ЗАСТОСОВУЮТЬСЯ ДЛЯ РОЗКИСЛЕННЯ СТАЛІ	
2.1. Методи визначення раціонального складу феросплавів.....	34
2.2. Температура плавлення феросплавів .....	36
2.2.2. <i>Методика та установка для визначення температури плавлення</i>	37
2.2.3. <i>Температура плавлення алюмінійвмісних феросплавів</i> .....	40
2.3. Щільність феросплавів .....	42
2.3.1. <i>Огляд робіт з вивчення щільності феросплавів</i> .....	42
2.3.2. <i>Щільність алюмінійвмісних феросплавів</i> .....	43
2.4. Вивчення процесу плавлення силікокальцію, що вводиться в рідку сталь різними способами.....	44
Висновки до розділу 2 .....	50
РОЗДІЛ 3 ВИВЧЕННЯ І УДОСКОНАЛЕННЯ ПРОЦЕСУ РОЗКИСЛЕННЯ І МОДИФІКУВАННЯ ПРИ ПОЗАПІЧНОЇ ОБРОБЦІ СТАЛІ В УМОВАХ КОНВЕРТЕРНОГО ВИРОБНИЦТВА ВАТ «НТМК» .....	
	52

3.1. Технологія позапічної обробки сталі на установці ківш – піч в конвертерному цеху ВАТ «НТМК» .....	52
3.2. Вивчення впливу методу введення феросплавів на їх засвоєння при розкисленні сталі на установці ківш – піч.....	56
3.3. Поліпшення розливаємості металу на МБЛЗ шляхом вдосконалення технології його розкислення.....	58
3.4. Застосування нового виду алюмінійвмісного сплаву для розкислення сталі. Розкислення сталі фероалюмінієм.....	66
3.5. Вплив зміни технології розкислення сталі на навколишнє середовище	68
Висновки до розділу 3 .....	69
<b>РОЗДІЛ 4 ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ЕКСПЛУАТАЦІЇ</b>	
<b>ВОГНЕТРИВКИХ МАТЕРІАЛІВ ФУТЕРІВКИ КОНВЕРТЕРІВ.....</b>	<b>71</b>
4.1. Конструкції торкрет-машини для нанесення захисного вогнетривкого шару на футеровку конвертерів.....	71
4.2. Торкретування футеровки конвертерів .....	78
4.3 Вивчення впливу торкретування футерівки агрегатів на забрудненість сталі неметалічними включеннями.....	80
Висновки до розділу 4 .....	81
<b>ВИСНОВКИ.....</b>	<b>83</b>
<b>ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....</b>	<b>85</b>

## ПЕРЕЛІК УМОВНИХ ПОЗНАЧЕНЬ, СИМВОЛІВ, ОДИНИЦЬ І ТЕРМІНІВ

- $\omega$  – швидкість спливання включень, м/с;
- $g$  – прискорення сили ваги, 9,81 м/с<sup>2</sup>;
- $\rho_c, \rho_{ч}$  – щільності рідкої сталі і частинки, г/см<sup>3</sup>;
- $r$  – радіус спливаючої частинки, см;
- $\eta$  – динамічна в'язкість сталі, г/см·с;
- $v_{ок}, v_{пл}$  – швидкості окислення і плавлення феросплаву за заданими температурою і розмірами шматка, г/(см<sup>2</sup>·с);
- $S_{ок}, S_{пл}$  – поверхні окислення і плавлення шматка феросплаву, см<sup>2</sup>;
- $Me_{розкислення}$  – const (Me – Al, Ca);
- $Me_{залишковий}$  – залишковий вміст у сталі;
- $Me_{угар}$  – втрати за рахунок окислення;
- $\Sigma Me$  – кількість введеного металу;
- $c$  – дослідна константа, що залежить від гранскладу транспортованого матеріалу;
- $a$  – відношення густин частинок до газу;
- $W$  – масова концентрація суміші, кг/кг;
- $D$  – діаметр труби, м;
- $K_{п}$  – коефіцієнт наповнення осередків;
- $B$  – ширина лопатевого колеса, м;
- $n$  – частота обертання лопатевого колеса в секунду;
- $R$  – радіус лопатей, м;
- $r$  – радіус колеса, м;
- $b$  – товщина лопаті, м;
- $i$  – число осередків колеса;
- $\gamma$  – об'ємна маса матеріалу, кг/м<sup>3</sup>;
- $Q$  – продуктивність тарілчастого дозатора, кг/хв;



- ΔQ – втрати продуктивності тарілчастого дозатора, кг/хв;
- МБЛЗ – машина безперервного лиття заготовок;
- НТМК – нижньотагільський металургійний комбінат;
- ТШС – тверда шлакоутворювальна суміш;
- СК – силікокальцій;
- УДМ – установка доведення металу;
- ДН – порційний процес;
- РН – циркуляційний процес;
- ПД – порошковий дріт;
- АСУЮ – автоматизована система управління інжекційним обладнанням.

## ВСТУП

**Актуальність теми:** Обмежені можливості регулювання фізичних і фізико-хімічних умов протікання процесів виплавки сталі в конвертерах, підвищення вимог до якості сталі, а також необхідність розробки технологій виробництва сталі принципово нової якості привели до створення нових сталеплавильних процесів, що відповідають сучасному рівню розвитку техніки. Одним з елементів таких технологій є позапічна обробка.

Позапічна обробка залишається головною ланкою тонкого доведення сталі, що забезпечує одержання в ній низького вмісту сірки, фосфору, газів і неметалічних включень (НВ).

Конвертерний цех ВАТ «НТМК» з середини 90-х років минулого століття почав освоювати технологію позапічної обробки сталі, використовуючи агрегати ківш-піч, циркуляційні вакууматори, машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ). Освоєння технології позапічної обробки сталі на ВАТ «НТМК» виявило ряд недоліків.

Розкислення та модифікування сталі проводилося в різних агрегатах, на різних стадіях технологічного процесу, різними видами феросплавів і методами введення. При цьому спостерігалися значні коливання в величинах засвоєння алюмінію і кальцію, їх вмісту в сталі. Це призводило до незадовільних показників розливання металу і зниження його якості. Термін служби вогнетривких матеріалів конвертерів із-за інтенсивного механічного та хімічного зносу був дуже низький.

Тому, необхідно було в умовах конвертерного цеху ВАТ «НТМК» випробувати і впровадити нові елементи технології позапічної обробки сталі Зпс, що дозволяє отримувати економію матеріалів, знижувати енергоємність, підвищувати рентабельність виробництва і покращувати екологічну обстановку.

У зв'язку з цим роботи по вдосконаленню і впровадженню технології позапічної обробки сталі Зпс в умовах ВАТ «НТМК» дуже актуальні.

**Мета роботи:** Розробка і впровадження нових ресурсозберігаючих і технологічних рішень по розкисленню і модифікуванню сталі марки Зпс, поліпшення умов їх розливання на МБЛЗ, торкретування футеровки конвертера, як основи підвищення ефективності виробництва при позапічній обробці сталі.

Для досягнення поставленої мети необхідно було вирішити такі завдання:

- вивчити в лабораторних умовах основні фізико-хімічні характеристики алюмінійвмісних сплавів і силікокальцію (температуру плавлення, густину, ступінь засвоєння провідних елементів);
- провести математичне моделювання процесів введення силікокальцію різними способами з розрахунком часу плавлення сплаву та розробити рекомендації з методів введення сплаву, швидкості занурення порошкового дроту в розплав;
- вивчити в промислових умовах коефіцієнти переходу алюмінію та кальцію в сталь, поліпшити розливаємість сталі на МБЛЗ;
- визначити доцільність застосування фероалюмінію для розкислення сталі;
- впровадити в конвертерному цеху ВАТ «НТМК» нові елементи технології позапічної обробки сталі, що дозволяють отримати економію матеріалів, знизити енергоємність та підвищити екологічність і рентабельність виробництва.

**Наукова новизна роботи:**

1. Вивчена температура плавлення і щільність алюмінійвмісних сплавів і силікокальцію, застосовуваних у конвертерному цеху ВАТ «НТМК».

2. Визначені в лабораторних і промислових умовах коефіцієнти засвоєння алюмінію і кальцію в сталі для фероалюмінію,

феросилікоалюмінію, силікокальцію та алюмінію з отриманням нових відомостей про ефективність застосування цих матеріалів.

3. Вперше проведено моделювання і порівняння процесів плавлення феросилікокальцію, що вводиться в сталь шматком, інжекцією порошку і порошковим дротом.

#### **Практичне значення роботи:**

1. Запропоновані технологічні прийоми розкислення сталі в конвертерному цеху ВАТ «НТМК», що дозволяють збільшити і стабілізувати засвоєння алюмінію і кальцію, знизити витрату матеріалів.

2. Встановлені для невакуумованої сталі величини відношення  $Ca/Al$ , що дозволяють забезпечувати розливаємість металу на МБЛЗ без затягування заглибних стаканів.

3. Встановлена доцільність використання нового розкислювача (фероалюмінію), яка дозволила знизити витрату матеріалів-розкислювачів і механізувати їх подачу в ківш.

4. Розроблені та впроваджені торкрет-установки пневмомеханічної конструкції, використання яких при торкретуванні конвертерів дозволило значно знизити витрату вогнетривів і шкідливих викидів пилу.

**Публікації:** Основні результати роботи викладені в збірці магістерських робіт і в тезах на III Всеукраїнська науково-практична конференція за участю молодих науковців «АКТУАЛЬНІ ПИТАННЯ СТАЛОГО НАУКОВО-ТЕХНІЧНОГО ТА СОЦІАЛЬНО-ЕКОНОМІЧНОГО РОЗВИТКУ РЕГІОНІВ УКРАЇНИ». Том II (17-20 жовтня 2023 р., м. Запоріжжя).

## РОЗДІЛ 1

Серед основних конструкційних матеріалів (чорні і кольорові метали, пластмаси, цемент) сталь відіграє важливу роль. Це пов'язано з багатьма причинами. По-перше, сталь перевершує всі інші матеріали за вимогами промислових споживачів (міцності, пластичності, електричними і корозійними властивостями тощо), причому вона має можливість розширення діапазону потрібних якостей за рахунок зміни хімічного складу, структури. По-друге, сталь має найвищу технологічність (здатність піддаватися обробці при отриманні готової продукції), маючи можливість формоутворення виробів тиском, різанням, литтям у форми і т.п. По-третє, вартість сталі невисока, а її виробництво найменш енергоємне і найкращим чином вирішує екологічні проблеми. Таким чином, жоден з конкуруючих зі сталлю масовий матеріал за техніко-економічними показниками зрівнятися з нею не може.

Обсяг виробництва сталі у світі зростає з року в рік і істотно перевершує обсяг виробництва будь-якого іншого конструкційного матеріалу. У наш час виробництвом сталі займається 66 країн. Світовий випуск сталі в 2010 році склав 1,414 млрд. т (рис.1), в 2011 р. заплановано підвищити його до 1,5 млрд. т.

Україна входить до числа найбільших виробників сталі, на її території працюють 16 металургійних комбінатів і заводів. Спеціалізація України на виробництві сталі зумовлена значними запасами сировини (залізні і марганцеві руди, вугілля) та вдалим географічним розташуванням. У рейтингу країн-виробників сталі Україна за 2005-2010 рр. стабільно утримує восьму позицію.

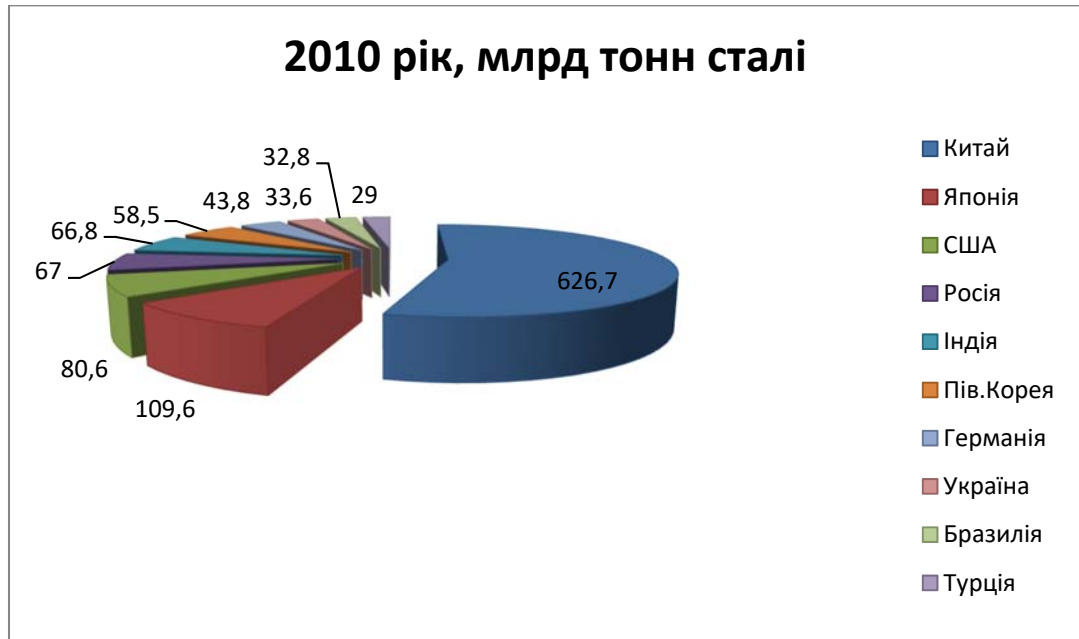


Рис.1 – Виробництво сталі у світі в 2010 р. (млрд. т)

Такий стан України в рейтингу, в першу чергу, пов'язаний з її технологічним відставанням. Виробничі фонди зношені більш ніж на 60%, половина металопродукції виготовляється на устаткуванні, у якого термін служби вище нормативного. В останні роки зросли витрати енергоресурсів на виробництво металопродукції. Рівень енергетичних витрат на виробництво кінцевої продукції на підприємствах чорної металургії майже в 2 рази перевищує світовий показник. Так, енерговитрати на виробництво 1 т сталі на українських підприємствах чорної металургії в 2,2 рази вище, ніж у Російській Федерації та в 4,8 рази вище в порівнянні з Польщею, в 9 разів більше, ніж у Туреччині і в 12 разів більше, ніж у США. Енергоспоживання в розрахунку на одиницю ВВП в США становить 0,2-0,5 кВт·год на один долар ВВП, а в Україні 1,8 - 2,0 – тобто в 4,9 рази більше. Ситуація у вітчизняній металургії посилюється ще й низьким внутрішнім споживанням сталі і домінуючою експортною залежністю. Вітчизняний ринок залишається нерозвиненим, і Україна є єдиною державою в світі з абсолютним домінуванням експорту металопродукції.

Обсяг виробництва сталі в Україні за період 2002-2010 рр. представлений на рис. 2.

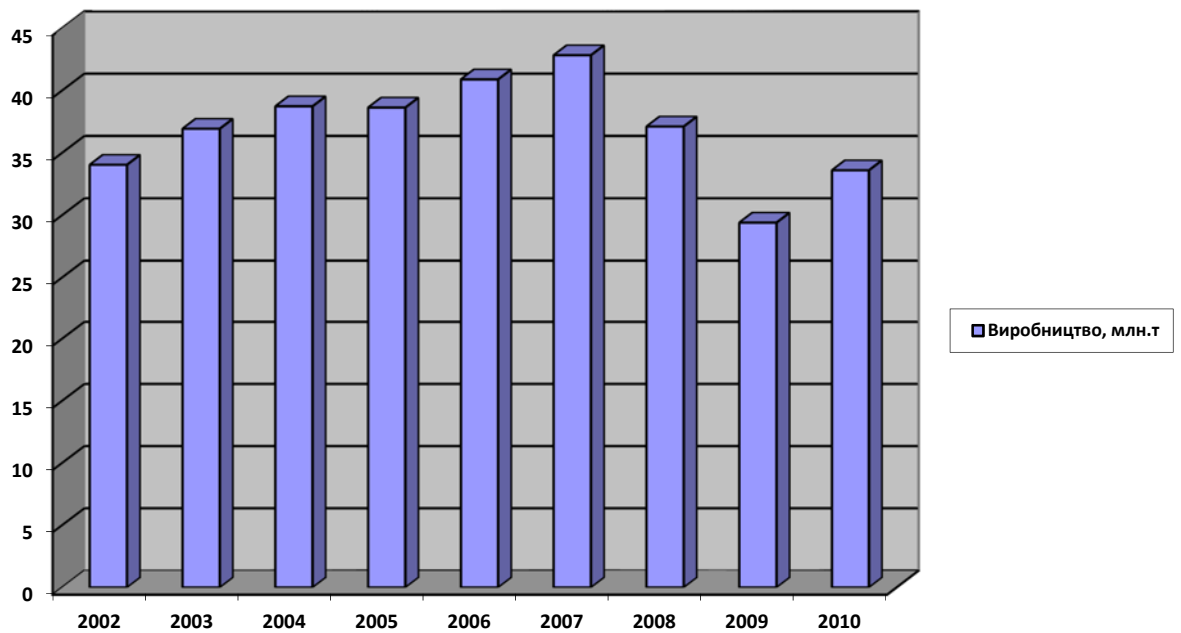


Рис. 2 – Виробництво сталі в Україні за 2002-2010 рр.

В усьому виробничому циклі отримання сталі (ківш-піч – вакууматор – МБЛЗ), де проводиться її обробка, одним з найважливіших етапів є розкислення та модифікування металу. Для розкислення найбільшого використання в усьому світі отримав алюміній, для модифікування – кальцій. Алюміній застосовується у вигляді первинного і вторинного алюмінію, фероалюмінію, феросилікоалюмінію, сплавів з марганцем (АМС) та іншими елементами. Кальцій використовують, в основному, у вигляді силікокальцію різного складу (10-30 % Са), металевого кальцію, алюмокальцію. Різноманітні і методи введення цих сплавів у рідку сталь – у вигляді шматків із пічних бункерів, вдуванням порошків із застосуванням інжекційних установок, порошком у сталевій оболонці та ін. Різні також кількість, час і місце введення цих матеріалів (ківш-піч, вакууматор, проміжний ківш, кристалізатор; при випуску з конвертера, на початку або в кінці обробки в печі-ковші і т.д.). Від зазначених чинників багато в чому залежить ефективність розкислення і модифікування сталі: її насиченість газами, НВ, сіркою, фосфором, засвоєння елементів феросплавів.

При розробці технології позапічної обробки сталі були використані публікації у пресі та досвід роботи вітчизняних і зарубіжних металургійних підприємств. Однак, цього було недостатньо для освоєння процесів обробки сталі в агрегатах позапічної обробки, оскільки навіть для аналогічного обладнання і технології кожне підприємство, цех мають свою специфіку та особливості виробництва, включаючи марочний сортамент продукції, набір агрегатів, сировину, енергоносії. Крім того, протягом останніх років з'явилися нові відомості про прогресивніші методи позапічної обробки, які необхідно було використовувати в роботі. У зв'язку з цим, виникла необхідність у розробці та вдосконаленні прийнятої раніше технології позапічної обробки сталі, включаючи пошук складу феросплавів для розкислення та модифікування, методів їх введення в розплав, визначення кількості елементів-розкислювачів, що вводяться в розплав, ступеня їх переходу в сталь, часу і методу введення в метал. Перед промисловими дослідженнями було проведено ряд теоретичних і лабораторних фізико-хімічних експериментів, які допомагають знаходити правильні технологічні рішення.

Результати даної роботи повинні знайти застосування не тільки в технології позапічної обробки сталі для конвертерного цеху ВАТ «НТМК», але і в галузі в цілому.

## **АНАЛІЗ РОЗКИСЛЕННЯ І МОДИФІКУВАННЯ СТАЛІ ПРИ ПОЗАПІЧНІЙ ОБРОБЦІ**

### **1.1. Процеси розкислення, модифікування і дегазації сталі**

Сталеплавильний процес відноситься до найбільш складних технологічних процесів, що зустрічаються в сучасній промисловості. Головним і найбільш важким завданням технології є отримання заданого



хімічного складу готової сталі, оскільки для її вирішення необхідно здійснення найбільш складних фізико-хімічних і фізичних процесів, більшість з яких важко-, або некеровані. Заданий склад сталі безпосередньо пов'язаний з її рафінуванням (видаленням надлишкових домішок), що є дуже складним елементом технології. Рафінують сталь від сірки, фосфору, кремнію, неметалічних включень (НВ), газів (водень, азот, кисень) [1]. Вимоги до якості сталі не можуть обмежуватися тільки зниженням норм вмісту в металі цих елементів, повне видалення яких при масовому виробництві навряд чи можливо і необхідно. Важливі також і форма існування домішок, рівномірність їх розподілу в металі (наприклад, не тільки зміст НВ, але і їх розмір, топографія та інші характеристики). У той же час можливості підвищення якості металу за рахунок вдосконалення технології виплавки в значній мірі вичерпані, а рівень чистоти металу, споживчих властивостей вимагає подальшого поліпшення. Одним із шляхів вирішення поставленої задачі є позапічна обробка металу масового призначення. Обробка сталі поза піччю дозволяє регулювати температуру, проводити десульфурацію, дегазацію, зневуглицювання, доводити і вирівнювати хімічний склад металу, здійснювати його розкислення, модифікування і т.д. При цьому вартість сталі, що пройшла таку обробку, зростає приблизно на 10 % [2]. Розкислення проводиться для зниження активності кисню в сталі до необхідних меж.

Кисень утворює надлишкові фази (оксиди) або розчинений (розчини впровадження) в  $\alpha$ - або  $\gamma$ -залізі. При взаємодії надлишкового кисню з елементами-розкислювачами утворюються третинні НВ ліквацийного походження, які негативно впливають на властивості сталі [3].

Автори [4] встановили, що в кисневих сполуках, виявлених в сталі, міститься не більше 35-50 % кисню від загального його вмісту, решта знаходиться у вигляді дисперсних субмікроскопічних частинок оксидів,

твердого розчину, адсорбованих на поверхні внутрішніх усадкових мікропор і в тонких неметалічних плівках.

Найважливіші завдання розкислення сталі полягають не тільки в отриманні необхідного вмісту кисню в металі, але й у забезпеченні можливо меншого вмісту у твердій сталі продуктів реакцій розкислення - неметалічних включень (НВ), а також в отриманні НВ, що надають мінімальний негативний вплив на властивості сталі. Такими властивостями володіють дрібні НВ (менше 10 мкм), що мають форму сфери, що розташовуються в об'єму металу рівномірно і не деформуються під час обробки тиском. Дуже важливо при розкисненні сталі забезпечення отримання дрібнозернистої структури металу шляхом отримання дрібних НВ, що виділяються при кристалізації сталі в твердому вигляді і відіграють роль центрів початку утворення кристалів металу [5].

При обробці сталі вакуумом знижуються вміст розчиненого кисню, кількість неметалічних оксидних включень, а також азоту і особливо водню. Водень не утворює сполук, стійких при високих температурах, ні з залізом, ні з іншими компонентами металевої фази. Він має аномально високу рухливість в металі при високих температурах. При 20 °С його коефіцієнт дифузії в  $10^{12}$  разів перевершує цю величину для вуглецю або азоту. У процесі кристалізації у зв'язку з обмеженою розчинністю водню в твердому металі рідка частина зливка збагачується воднем і його концентрація в головній і центральній частинах зливку помітно зростає [6]. При заданій температурі вміст водню в металі визначається його парціальним тиском у газовій фазі, отже, для зменшення вмісту водню в металі необхідно зниження парціального тиску в газовій фазі, що успішно відбувається при обробці металу вакуумом і інертним газом.

Азот відрізняється від водню значно меншою швидкістю поверхневих реакцій, більш низькою дифузійною здатністю і явно вираженими силами хімічного зв'язку розчиненого газу з компонентами сплаву. Азот не

поглинається залізом і не виділяється з нього при температурі нижче 600 °С [6]. Чисельні значення коефіцієнтів швидкості масоперенесення азоту в рідкому залізі і сталі в 4-6 разів менше, ніж водню. За своїми фізико-хімічними властивостями азот займає проміжне положення між киснем і воднем. Він може утворювати з деякими хімічними елементами міцні сполуки - нітриди. Введенням в метал таких елементів можна викликати випадання з розчину азоту у вигляді неметалічних нітридних включень і зменшити залишковий вміст його до безпечного рівня. В якості таких нітридоутворюючих елементів зазвичай використовують Al, V, Nb, Ti та ін. Якщо метал не містить нітридоутворюючих елементів, то розчинення-виділення азоту протікає по простому механізму  $\{N_2\} \rightarrow 2 [N]$  і його вміст у металі при обробці вакуумом і інертним газом знижується, але це зниження дуже незначне. Таким чином, процес переходу розчиненого в металі водню безпосередньо в газову фазу відбувається за схемою  $[H] \rightarrow \{H\}$ , а необхідний низький вміст кисню та азоту забезпечуються введенням в метал оксидо- і нітридоутворюючих елементів, забезпечуючи тим самим виділення цих газів з металу не в газову фазу, а в самостійні конденсовані фази - оксидну і нітридну.

Поняття рафінування сталі включає не тільки дегазацію, а й очищення сталі від інших шкідливих домішок (сірки, фосфору, неметалічних включень). В останні роки в світі для поліпшення якості сталі широко застосовуються процеси модифікування і мікролегування. Однозначне чітке визначення процесу модифікування і його відмінність від мікролегування відсутня. В. Є. Неймарк [7], наприклад, модифікуванням сталі називає такий вплив, при якому істотно змінюються її структура і властивості при практично незмінній кількості основних компонентів. Інші автори вважають, що дія модифікаторів проявляється внаслідок дроблення гілок дендритних утворень, зменшення величини зерна та подрібнення фазових складових сплаву. Я.Є. Гольдштейн під цим терміном розуміє процеси регулювання

первинної кристалізації і зміни ступеня дисперсності фаз, що кристалізуються, здійснюваних за допомогою введення в розплав малих домішок окремих елементів. Г.С. Єршов і Ю.Б. Бичков вважають, що основна відмінність між модифікуючими і мікролегуєчими присадками полягає у величині їх розчинності в матриці сталі і характеру електронної взаємодії з її основою, значна роль при цьому відводиться гомофільним властивостям елементів, що вводяться, а також їх схильності до міжкристалітної адсорбції. Під поняттям гомофільності тут приймається позитивна адсорбційна активність розчинених домішок (внутрішня адсорбція – збагачення дефектних ділянок в обсязі твердого тіла атомами легуєчої домішки, що веде до зниження надлишкової енергії дефектів). На думку автора [8] модифікуванням називають процес штучної зміни структури розплаву або утворення центрів кристалізації під впливом невеликих добавок-модифікаторів, які впливають на швидкість кристалізації, переохолодження і поверхневий натяг металевої матриці, а також впливають на морфологію НВ, рафінування металу від домішок металоїдів і утворюють тугоплавкі сполуки зі шкідливими домішками кольорових металів. По всій ймовірності, модифікування сталі або сплаву слід пов'язувати з таким впливом на механізм кристалізації, при якому подрібнюються макро- і мікроструктури, змінюються природа, форма і топографія неметалічних включень і інших вторинних фаз за допомогою дуже малих (0,05-0,2 %) добавок при майже незмінній кількості основних компонентів [10].

За останні 30-40 років операції рафінування сталі взяли багатоваріантний характер, як правило, вони здійснюються поза піччю - в ковші або на установках позапічної металургії. Серед різних способів рафінування (обробка рідкої сталі шлаками певного складу, вакуумування, продування інертними газами і т.д.) важливе місце традиційно займає обробка рідкої сталі різними феросплавами.

Для легування, розкислення, модифікування та рафінування в сталь вводиться 20 різних елементів. Ефект впливу на службові характеристики оброблюваного металу залежить від виду, кількості, послідовності і часу введення елементів, від впливу присутніх і введених елементів [10]. В даний час у нашій країні і за кордоном застосовується багато різних методів введення феросплавів в ківш. Це пов'язано з хімічним складом феросплаву, його фізико-хімічними властивостями, вимог до складу і якості сталі, типом плавильного агрегату і пристроїв для позапічної обробки сталі, конструкцією плавильного цеху і т.д. Основна кількість феросплавів (більше 95 %) вводиться в рідкий метал у вигляді шматків, що дозволяє проводити його обробку з найменшими витратами і капіталовкладеннями. У той же час феросплави з елементами, що володіють високою спорідненістю до кисню, низькою щільністю, необхідно вводити спеціальними методами, в першу чергу інжекцією порошків у газі-носії і порошковим дротом. Ці способи дозволяють швидко, точно і з мінімальними втратами елементів проводити обробку рідкого металу [11].

Схема установки для вдування порошкоподібних матеріалів у ківш наведена на рис.1.1.

У сучасній металургії для розкислення та модифікування сталі широко використовують алюміній і кальцій. Фероалюміній з 10-50 % алюмінію дозволяє збільшити засвоєння алюмінію. Д.Я. Поволоцький вважає, що розкислення сталі фероалюмінієм сприяє також зменшенню в ній НВ і газів, дозволяючи більш точно робити присадки [12].

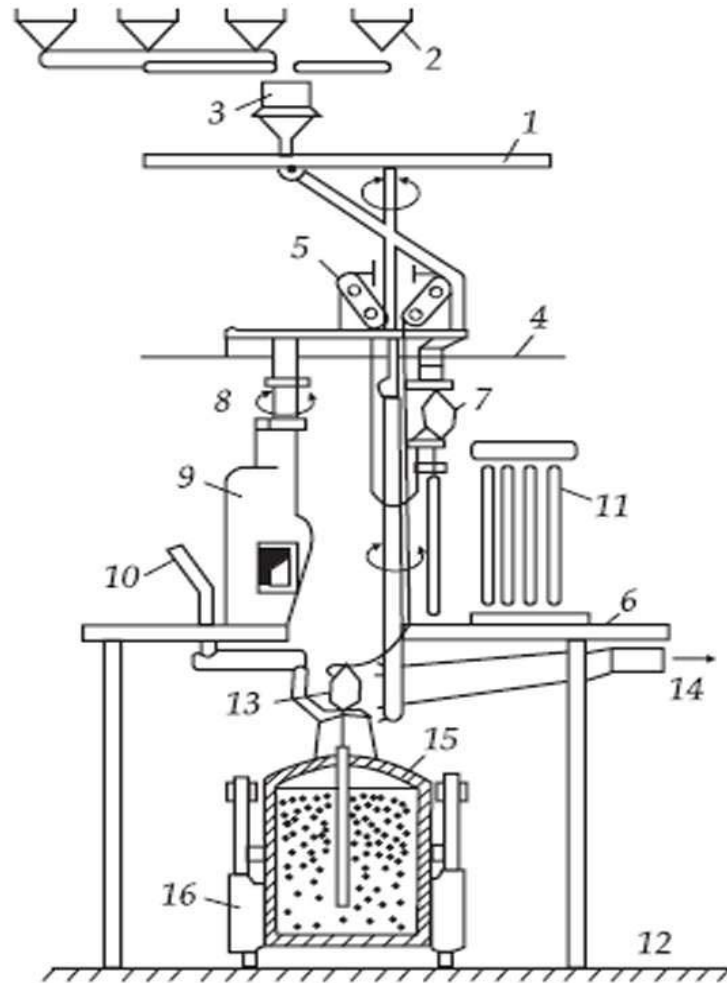


Рис. 1.1 – Схема установки для вдування порошкоподібних матеріалів у ківш:

1 – площадка на висоті 24 м; 2 – бункери для добового зберігання матеріалів; 3 – змішувач; 4 – площадка на висоті 17 м; 5 – підйомний пристрій; 6 – площадка на висоті 9 м; 7 – пневматичний нагнітач; 8 – фурма для вимірювання температури і відбирання проб металу; 9 – пульт управління; 10 – подача легуючих; 11 – резервні фурми; 12 – рівень підлоги; 13 – положення пневмонагнітача в робочому стані; 14 – відведення газів, що відходять; 15 – склепіння; 16 – сталевіз з ковшем.

Кальцій є активним модифікатором і розкислювачем, він володіє високою хімічною спорідненістю до кисню й сірки, забезпечуючи високу ступінь розкислення і десульфурзації сталі після позапічної обробки. Крім того, автори [13] відзначають, що кальцій сприяє видаленню свинцю, олова, миш'яку. Введення в сталь, розкислену алюмінієм, кальцію і окислення останнього до CaO призводить до появи алюмінатів кальцію, частіше за все глобулярного виду. При цьому кальцій впливає на розливаємість на МБЛЗ

сталей, розкислення алюмінієм, не допускаючи затягування заглибних розливних стаканів твердими частинками глинозему.

## **1.2. Способи позапічної обробки сталі та їх вплив на якість оброблюваного металу**

Збільшення попиту на сталь, особливо ту, що містить мінімальну кількість сірки, посилення вимог до готового прокату викликають необхідність удосконалення традиційної технології позапічної обробки. При цьому особлива увага приділяється сірці у зв'язку з тим, що частка впливу сірки на отримання якісної макроструктури слябів оцінюється в 30-40 % [14]. На сучасних металургійних підприємствах нашої країни і за кордоном широко застосовуються і вивчаються нові прогресивні технології позапічної обробки сталі.

У конвертерному цеху металургійного комбінату "Азовсталь" [15] досліджували вплив на характер зміни рівня забруднення сталі неметалічними включеннями різних способів позапічного рафінування металу. З застосовуваних способів позапічної обробки сталі найбільш ефективним є обробка розплаву твердими шлаковими сумішами (вапно + плавиковий шпат) з одночасним введенням порошкового кальцієвмісного дроту в сталерозливний ківш і в проміжний ківш на МБЛЗ. Автори показують, що позапічна обробка за дослідженими варіантами сприяє зниженню вмісту оксидів в 1,5-3,2 рази залежно від технології рафінування, але на подальших етапах розливання (на ділянках сталерозливний ківш – проміжний ківш – кристалізатор) спостерігається підвищення забрудненості сталі нітридними і оксидними включеннями, обумовлене контактом струменя металу з атмосферним повітрям.

У конвертерному цеху Дніпровського металургійного комбінату ім. Ф.Е. Дзержинського (ДМКД) розроблена і освоєна технологія обробки

вуглецевого і низьколегованого металу кусковим ТШС в ковшах з шамотної футеровкою.

Технологія обробки кусковим ТШС включає змішування на транспортерній стрічці свіжовідпаленого кускового вапна і просушеного плавикового шпату, узятих у співвідношенні 4:1 по (масі), складування суміші в бункері-дозаторі і подальшу видачу її в ківш у процесі випуску плавки після присадки навуглецювальника, феросплавів і алюмінію. Для відсічення конвертерного шлаку на початку випуску в сталевипускний отвір конвертера вводили пробку, а в кінці випуску піднімали конвертер.

Проведені дослідження технології обробки кусковим ТШС показали, що при витраті ТШС до 15 кг/т, зміст алюмінію в пробі сталі в межах 0,005-0,03 %, зміст сірки в металі перед випуском до 0,05 % середня ступінь десульфурації склала 33,8 % з коливаннями від 18 до 54 %.

Інститутом чорної металургії (ІЧМ) і комбінатом "Криворіжсталь" розроблена і впроваджена раціональна технологія десульфурації спокійної сталі кусковий ТШС, що складається з свіжовідпаленого вапна і плавикового шпату в співвідношенні 4:1. Температура сталі перед випуском з конвертера перебувала в межах 1570-1650 °С, що вище на 10-20 °С, ніж при звичайній технології. Зміст вуглецю в металі 0,06-0,46 %. Підвищення температури металу необхідно для компенсації втрат тепла на формування шлаку з ТШС.

Для приготування ТШС використовували вапно і плавиковий шпат в шматках розміром до 30 і 170 мм відповідно. Хімічний склад вапна був наступним: 85-90 % CaO, 3-7 % MgO, 1-3 % SiO<sub>2</sub>, 4-8 % втрати при прожарюванні, а плавикового шпату: 75-85 % CaF<sub>2</sub> та 20-25 % SiO<sub>2</sub>. Кускову суміш у кількості 5-10 кг/т вводили в ківш з короба (в ККЦ-1) або з вагового бункера по тракту феросплавів (ККЦ-2) після присадки легуючих і розкислювачів.

Вміст сірки в металі перед випуском з конвертера знаходилося в межах 0,028-0,053 %, а в готовій сталі - 0,016-0,035 %. При цьому ступінь



десульфурації металу склала 20-58 %. Знижена (менше 30 %) ступінь десульфурації металу на деяких плавках обумовлена наявністю в суміші шматків плавикового шпату фракцією більше 30 мм і більше пізньої (після наповнення ковша металом на 1/2 висоти) присадкою суміші, що супроводжувалося утворенням конгломератів.

Автори рафінування сталі проводили вдуванням в ківш порошкоподібних сумішей трьох типів: тільки шлакоутворюючої суміші (85 % вапна + 15 % плавикового шпату); з добавкою в шлакову суміш силікокальцію (0,3 кг на 1 т сталі); з добавкою понад 0,2 кг на 1 т сталі порошкоподібного алюмінію. Загальна маса суміші становила 1 % маси металу. Вміст сірки в готовій сталі при обробці шлакоутворюючої сумішшю з силікокальцієм та добавкою порошкоподібного алюмінію знижено до 0,002 %.

На Новолипецькому металургійному заводі (НЛМЗ) аргонні установки для рафінування і модифікування обладнали системою подачі порошкоподібних матеріалів в рідкий метал. Для продувки металу застосовували порошкоподібний силікокальцій, отриманий після помолу кускового силікокальцію СК30 на кульовому млині. Основну масу порошку становили частинки діаметром до 1 мм. Метал продували порошкоподібним силікокальцієм протягом 8-12 хв з витратою порошку 25-40 кг/хв і витратою аргону (чистотою не менш 99,98 %) близько 40-50 м<sup>3</sup>/год. У процесі продувки температура металу знижувалася з 1615-1640 до 1590-1605 °С. Ступінь десульфурації досягала 40 %.

Установки доведення металу (УДМ) конвертерного виробництва ВАТ "Северсталь" [16] оснащені сучасними засобами продувки металу газом, введення порошку силікокальцію в струмені газу через занурювальну фурму; коригування хімічного складу сталі і температури, в тому числі введенням алюмінієвої катанки і порошкового дроту з силікокальцієм, а також засобами підвищення температури металу шляхом хімічного підігріву. У металі,

обробленому на УДМ порошковим силікокальцієм, кількість сірки протягом витримки в ковші після закінчення обробки і в процесі розливання може зменшитися ще на 0,001-0,002 %, найвірогідніше, внаслідок спливання дрібнодисперсних неметалічних включень, що містять сірку та погано видаляються під час продувки інертним газом. Завдяки використанню технології введення порошкового дроту з силікокальцієм є можливість для отримання металу з вмістом сірки в межах 0,006-0,009 % малою кількістю неметалічних включень, причому переважно глобулярної форми, що відповідає сучасним вимогам, які пред'являються до якості готового прокату для виробництва труб.

У дослідницькому центрі матеріалів і технологій фірми "Nippon Kokan" (Японія) проведені теоретичні та експериментальні дослідження зміни вмісту сірки в сталі при циркуляційному вакуумуванні. Для десульфурзації металу в вакууматорі RH використовують різні прийоми: вдування флюсу-десульфуратора в сталь через занурювальну фурму, вдування порошкоподібного матеріалу в нижню частину вакуум-камери, вдування порошку на поверхню вакуум-камери через фурму і гравітаційна подача флюсу у вакуум-камеру. Для підтримки постійної температури сталі в ході експериментів її підігрівали включенням індукційного нагрівача. У результаті експериментів було встановлено, що вміст сірки в сталі знижується у часі з моменту подачі на поверхню або вдування в обсяг сталі порошкоподібного флюсу, а кінцевий вміст сірки залежить від маси флюсу, його складу і витрати газу на перемішування.

У киснево-конвертерному цеху ВАТ "Маріупольський завод ім. Ілліча" впроваджена технологія позапічної обробки сталі порошковим дротом із наповненням гранульованим алюмінієм і кальцієм у співвідношенні 60/40 % замість силікокальцієвого дроту [17]. Аналіз всього масиву дослідних і порівняльних плавок показує, що при витраті алюмокальцієвого дроту 0,8-1,0 кг/т (за наповнювачем 0,31-0,4 кг/т) на трубних марках сталі досягається

такий же рівень залишкового вмісту кальцію в готовому металі і механічних властивостей, як при витраті силікокальцієвого дроту 2,2-2,6 кг/т (за наповнювачем 1,1-1,4 кг/т), що в 2,6 рази нижче, ніж у порівняльних плавках, розкислених порошковим силікокальцієвим дротом. У безперервнолитих слябах, оброблених алюмокальцієвим дротом, відсутні ліквацийні смужки і осьові тріщини. Рівень механічних властивостей товстолистового прокату дослідних і порівняльних плавок практично однаковий.

На металургійному комбінаті "Азовсталь" розроблена технологія позапічної обробки сталі порошковим дротом з регульованою швидкістю введення в залежності від температури, висоти шару рідкої сталі та характеристики дроту [18]. За результатами роботи слід зазначити, що при нерегульованій швидкості введення у 39,2 % (з 2415 плавок) спостерігався вміст кальцію в металі менше 0,0005 %, при регульованій - 8,1 %.

Середня ступінь засвоєння кальцію при нерегульованому введенні дроту склала 3,97 % на експортному металі і 3,45 % на трубному, а при роботі з регульованою швидкістю введення дроту - 6,44 і 5,33 % відповідно. Розроблений режим позапічної обробки сталі з регульованою подачею порошкового силікокальцієвого дроту дозволив значно підвищити ефективність її використання.

Автори [19] провели порівняння окремих показників найбільш поширених методів введення легкоокислювальних домішок (Ca, Al) в рідку сталь. Найбільш простий і дешевий спосіб – у вигляді шматків, але він не забезпечує високого і стабільного засвоєння активних елементів (засвоєння кальцію, наприклад, становить 1-10 %, засвоєння РЗМ 10-30 %). Вдування добавок фракції менше 1 мм в струмені інертного газу дозволяє завдяки барбатажу збільшити швидкість розчинення феросплавів, вирівнювати хімічний склад металу по всьому об'єму ковша. Цей спосіб широко застосовується для введення кальцію в сталь підвищеної оброблюваності, для

десульфурації металу, модифікування сульфідних та оксидних НВ. Не гірше оцінений і метод введення присадок порошкового дроту.

Сучасні конвертерні цехи Магнітогорського металургійного комбінату (ММК) і "Северсталі", що є провідними металургійними комбінатами Росії, в умовах гострої конкуренції ринкової економіки об'єднали зусилля і спільно з проектними та дослідницькими організаціями розробили та впровадили комплекс технологічних заходів і нового обладнання з докорінного поліпшення якості виплавленого металу (за змістом шкідливих домішок, не більше, %: S-0,005, N-0,004, H-0,0002 і кольорових металів (Cu + Ni + Cr) - 0,15). На ММК отримала розвиток технологія вакуумування сталі після пуску в експлуатацію комбінованої установки вакуумування. Установка дозволяє обробляти рідкий метал у сталерозливному ковші ємністю 380т як порційним (DH-процес), так і циркуляційним (RH-процес) способами залежно від типу використовуваного днища вакуумної камери. На обох комбінатах розроблена і впроваджена у виробництво донне продування металу в ковші аргонном через спеціальні донні дуттьові пристрої. Застосування донної продувки дозволяє знизити вміст FeO в ковшових шлаках до 1-2 %, що значною мірою зменшує коливання хімічного складу металу, який знаходиться в під шлаком, і знижує забрудненість сталі неметалічними включеннями.

За останнє десятиліття агрегати циркуляційного і порційного вакуумування сталі отримали досить широке застосування. Між тим, наведений огляд наявних даних свідчить про те, що агрегати циркуляційного вакуумування повинні зайняти в майбутньому лідируюче положення серед інших агрегатів позапічного рафінування, насамперед при виробництві сталі з особливо низьким вмістом вуглецю, водню, сірки та азоту.

### 1.3. Продукти розкислення і їх видалення з металу

У розплаві, що містить кисень, після присадки розкислювача утворюються безліч типів неметалевих включень різного складу. Це оксидні включення  $MnO$ ,  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$  і інші, сульфідні, наприклад,  $CaS$  або на їх основі комплексні з'єднання.

Розрізняють два типи продуктів розкислення:

— «первинні», які утворюються в розплаві при добавці розкислювачів, якщо фактичний вміст кисню в металі вище рівноважного при даній температурі і певному вмісті розкислювача;

— «вторинні», які виникають у результаті зниження температури металу аж до моменту кристалізації і зменшення у зв'язку із цим розчинності кисню. Цих включень тим більше, ніж сильніше залежність концентрації кисню від температури в присутності даної кількості розкислювача. Тому, при розкисленні металу, наприклад, кремнієм виникає більше вторинних продуктів розкислення, чим при розкисленні алюмінієм.

Кількість оксидних неметалічних включень у звичайній сталі рідко перевищує 0,01 – 0,02 %, а в якісній вона істотно нижча. Однак, у зв'язку з тим, що розміри включень дуже малі (радіус їх становить  $10^{-4}$  –  $10^{-5}$  см і менш), число включень величезне і їхній вплив на механічні і інші властивості сталі може бути значний.

Істотне, а іноді і вирішальне значення мають властивості включень: їхній розмір, форма, механічні властивості (твердість, здатність деформуватися при куванні або прокатці) і характер їхнього розташування стосовно зерен металу. Властивості включень залежать також від того, представляють вони собою прості оксиди або ж комплексні оксидні або оксидносульфідні фази.

Найменш шкідливі для властивостей сталі глобулярні силікатні, дрібні і рівномірно розподілені включення. Більш небезпечні кристалічні, майже правильно обмежені включення: нітриди титану, корунд і інші. Такі включення, внаслідок своєї низької пластичності при деформації металу є концентраторами напруги. Ще більш шкідливі скупчення ( у вигляді роїв і хмар) великої кількості дрібних включень, що приводять іноді до появи видимих пороків (розшарувань) металу. Такі включення частіше зустрічаються в сталі, погано підготовленої до розкислення алюмінієм (високі залишкові концентрації кисню перед уведенням алюмінію).

Негативно впливає ланцюжкове розташування неметалічних включень, коли по границях литого зерна розташовується у вигляді ланцюжка ряд легкоплавких і легкодеформованих включень. Такі включення ослабляють зчеплення між окремими зернами і різко знижують міцнісні і пластичні характеристики сталі. Ланцюжки утворюють частіше сірчисті і рідше оксидно-сульфідні включення.

Для деяких сталей бажано повна відсутність неметалічних включень. Такі високі вимоги пред'являють, наприклад, до шарикопідшипникової сталі. Тому однією із завдань металургії є пошук методів видалення неметалічних включень. Деякі фізичні властивості продуктів розкислення наведені в таблиці 1.1.

Більшість неметалічних включень мають щільність меншу, ніж розплавлений метал. Виключення становлять включення, що є продуктами розкислення РЗМ, які мають майже таку ж або навіть більшу щільність, ніж рідкий метал. Внаслідок різниці щільності включення повинні відстоюватися або спливати в рідкому металі. Чим швидше спливають неметалічні включення, тим чистіше повинен бути готовий метал і вища його якість [20].

Таблиця 1.1 -

**Основні фізичні властивості продуктів розкислення сталі**

Включення	Температура плавлення, °С	Щільність при 20 °С, г/см <sup>3</sup>	Питома міжфазна енергія на границі з рідким металом при 1500-1600 °С, МДж/м <sup>2</sup>
FeO	1369	5,8	200
MnO	1785	5,5	400
SiO <sub>2</sub> (кварцове скло)	1710	2,2-2,6	500
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (корунд)	2050	4	1000
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2280	5	-
TiO <sub>2</sub>	1825	4,2	-
(FeO) <sub>2</sub> ·SiO <sub>2</sub>	1180-1380	4-5,8	-
(FeO)·SiO <sub>2</sub>	1380-1700	2,3-4	-
(MnO) <sub>n</sub> · SiO <sub>2</sub>	1210-1600	4-5	-
(Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) <sub>2</sub> ·SiO <sub>2</sub>	1545	3,05	-

Швидкість спливання неметалічних включень можна приблизно оцінити за рівнянням Стокса:

$$\omega = \frac{2}{9} \cdot \frac{(\rho_c - \rho_q) \cdot g \cdot r^2}{\eta} \quad (1.1)$$

де  $\omega$  - швидкість спливання включень, м/с;

$g$  - прискорення сили ваги, 9,81 м/с<sup>2</sup>;

$\rho_c, \rho_q$  - щільності рідкої сталі і частинки, г/см<sup>3</sup>;

$r$  - радіус спливаючої частинки, см;

$\eta$  - динамічна в'язкість сталі, г/см·с.

З рівняння (1.1) видно, що найбільший вплив на швидкість видалення включень має їхній розмір. Тому необхідно укрупнення включень, що можливо в результаті:

- коалесценції, тобто злиття двох крапельок, що зустрілися, і утворення однієї більшої;

- коагуляції, тобто зчеплення або спікання двох твердих часток. При цьому, на поверхні контакту двох твердих частинок зосереджена менша міжфазна енергія, чим при контакті їх з металом;

- прилипанні твердого включення до рідкого або змочування рідкою часткою поверхні твердого включення, розтікання рідкої крапельки по його поверхні.

Укрупнення неметалічних включень відіграє значну роль у процесі їхнього видалення з металу, однак, вплив розмірів включень далеко не такий великий, як це слідує з рівняння Стокса.

Значний розвиток одержала точка зору, що не розміри неметалічних включень, а їх питома міжфазна енергія (натяг) на границі з рідким металом, в основному, визначає швидкість виділення і видалення їх з металу. Цим пояснюється відносно краще видалення часточок глинозему з металу, ніж більших силікатних включень. Сталь із малим вмістом кисню не змочує глинозем (міжфазний натяг на границі сталь-глинозем значний), а міжфазний натяг сталь-силікатне включення – мале. Змочуваність силікатів, навіть якщо вони мають відносно більші розміри, затрудняє їхнє видалення з розплаву.

Однак часто зустрічаються і протилежні випадки, коли підвищення чистоти сталі досягається в результаті застосування комплексних розкислювачів або інших прийомів одержання рідких продуктів розкислення, здатних до швидкого укрупнення і спливання.

У практиці видаленню неметалічних включень сприяє інтенсивний рух металу в ковші, наприклад, при продувці інертним газом. При цьому на поверхні металу необхідно мати шар шлаку, здатного асимілювати включення, що виносяться вихідними потоками. У протилежному випадку, включення, підняті на поверхню металу, будуть знову захоплюватися вглиб спадаючими об'ємами розплаву. Шлак в цьому випадку відіграє ніби фільтруючу роль, при цьому проявляється селективність шлаків стосовно включень.



Одержання сталі із заданим низьким вмістом сірки і певною морфологією неметалічних включень забезпечується шляхом комбінованого використання різних методів позапічної десульфурації, як це показано на технологічній схемі виробництва металу з низьким вмістом сірки, що використовується в киснево-конвертерному цеху заводу в Лекенбі і фірми «British Steel» (Великобританія) (рис. 1.2).

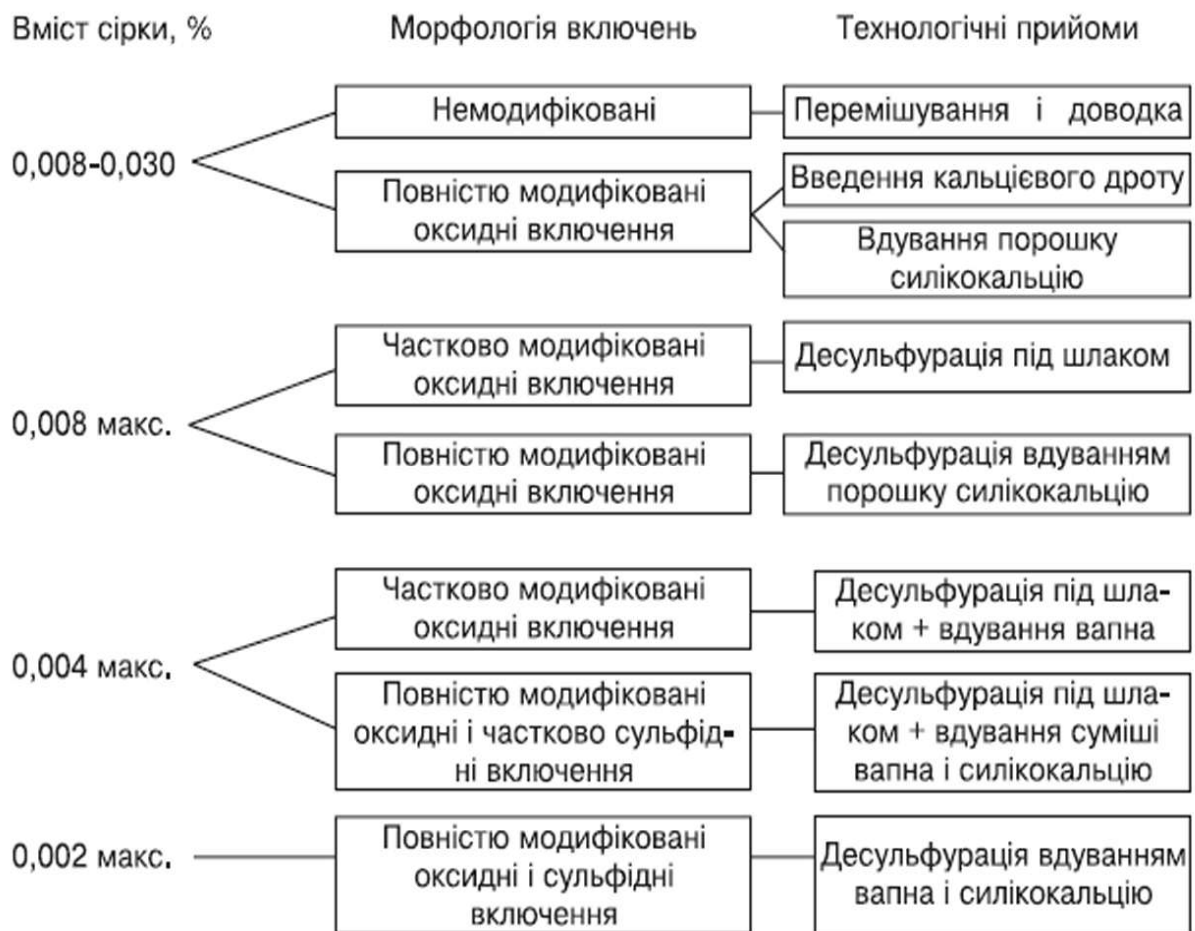


Рис. 1.2 – Технологічна схема виробництва металу з низьким вмістом сірки

У цілому, співвідношення швидкостей видалення неметалічних включень залежить від багатьох факторів. Нерідко, правильний метод розкислення і обробки металу в ковші з метою видалення неметалічних включень може бути підібраний тільки дослідним шляхом.

## РОЗДІЛ 2

### ВИВЧЕННЯ ФІЗИКО-ХІМІЧНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ФЕРОСПЛАВІВ, ЯКІ ЗАСТОСОВУЮТЬСЯ ДЛЯ РОЗКИСЛЕННЯ СТАЛІ

#### 2.1. Методи визначення раціонального складу феросплавів

В даний час існує безліч різних методів визначення раціонального складу феросплавів. Деякі дослідники основним критерієм при оптимізації складу сплаву вибирають його вплив на якість і властивості оброблюваного металу. Автори [21] вважають, що крім відомостей про ступінь засвоєння сплавів, механічних і технологічних властивостях сталі, виявляють інтерес і дані про розкислювальну здатність лігатур. У роботі при розробці нових марок феросплавів пропонують враховувати, крім відомих фізико-хімічних характеристик (температури плавлення, щільності), додатково економічну ефективність і технологічність виплавки, потребу в сплаві, його засвоєння, розкислювальну здатність і т.д. Серед усіх методів необхідно особливо відзначити комплексний підхід до визначення необхідного для споживача складу феросплаву, який дозволяє всебічно розглянути його характеристики та взаємодію з оброблюваним розплавом, більш обґрунтовано вибрати елементи та їх співвідношення в сплаві [5, 9]. Вимоги, що враховують основні фактори, які впливають на застосування феросплавів з точки зору як їх отримання, так їх і використання:

1. Температура плавлення (початок кристалізації) феросплавів, призначених для обробки сталі, повинна становити 1350-1400 °С.
2. Щільність промислових феросплавів повинна знаходитися в межах 5000-7000 кг/м<sup>3</sup>.
3. Для кращого засвоєння провідних елементів останні повинні слабо окислюватися киснем повітря, для цієї мети в комплексному феросплаві

бажано мати недорогі елементи, що володіють більшою окисною здатністю, поверхневою концентрацією і активністю, ніж основні компоненти сплаву.

4. У сплаві, призначеному для мікролегування, доцільно мати знижений вміст провідного елементу - до 10-25, а в окремих випадках до 2-5 %.

5. Час плавлення і розчинення феросплаву в оброблюваному металі має бути мінімальним.

6. У комплексних розкислювачах необхідно мати елементи, що володіють різною спорідненістю до кисню і забезпечують максимальне видалення, подрібнення і глобуляризацію неметалічних включень.

7. Тепловий ефект взаємодії феросплаву з рідким металом повинен призводити до мінімального охолодження останнього.

8. Феросплави повинні володіти: механічною міцністю, що забезпечує задовільну дробильність при утворенні мінімуму дрібних фракцій; низькими значеннями пористості, сипучості і ліквідації елементів у зливку; задовільним гранулометричним складом та зовнішнім виглядом; сприятливою мікроструктурою.

9. Необхідно, щоб феросплави відповідали вимогам санітарної та пожежної вибухонебезпеки.

10. Склад феросплаву повинен перебувати у відповідності з економічною ефективністю і технологічними особливостями його отримання і використання.

## 2.2. Температура плавлення феросплавів

### 2.2.1. Огляд робіт з вивчення температури плавлення феросплавів

Температура плавлення – одна з основних характеристик феросплавів, що впливають як на технологію отримання самого феросплаву, так і на його службові характеристики. Досвід феросплавного виробництва [22] показує, що процес отримання феросплаву відбувається без особливих труднощів при температурі початку його кристалізації ( $T_{\text{п}}$ ) не більше 1450-1500 °С. Для застосування феросплавів при обробці рідкого металу температура їх плавлення повинна бути, на думку одних авторів, нижче температури кристалізації оброблюваного металу ( $T_{\text{к}}$ ); інші вважають, що температура плавлення сплавів має бути нижче температури сталі в ковші ( $T_{\text{в}}$ ).

У літературних джерелах іноді наводяться однозначні температури плавлення сплавів, в іншому випадку дані інтервали плавлення сплавів, у третьому – інтервал температур, обумовлений значним коливанням складу металу однієї марки. Це пов'язано з відсутністю точного поняття терміну «температура плавлення феросплаву» (феросплави як багатокомпонентні системи плавляться в температурному інтервалі ліквідус-солідус). Швидкість плавлення феросплавів залежить від температури металу, а перегрів металу вище температури ліквідус різний. Тому оптимальну температуру плавлення феросплаву слід пов'язувати з тією, котру має рідкий метал при введенні сплаву [9]. У залежності від температури плавлення, феросплави поділяються на три групи:

- легкоплавкі, у яких  $T_{\text{п}} < T_{\text{к}}$ ;
- тугоплавкі, у яких  $T_{\text{к}} < T_{\text{п}} < T_{\text{в}}$ ;
- надтугоплавкі, у яких  $T_{\text{п}} > T_{\text{в}}$ .

Як бачимо, класифікація феросплавів є не абсолютною, а відносною - по відношенню до даного залізовуглецевого розплаву, тобто для конкретних значень  $T_{\text{к}}$  і  $T_{\text{в}}$ . Найкраща температура плавлення для феросплавів повинна

бути нижче температури залізовуглецевих розплавів в ковші на 200 °С і більше. Прийнятні значення температур плавлення мають легкоплавкі й тугоплавкі феросплави. Застосування надтугоплавких феросплавів для легування сталі небажано, тому що це значно збільшить час плавлення сплавів і, як наслідок, погіршить техніко-економічні показники плавки. Нижня межа температури плавлення сплавів не обмежена, так як на практиці немає феросплавів, що мають  $T_{\text{п}} < 1000$  °С.

Існують різні методи визначення температур плавлення феросплавів, як розрахункові, так і експериментальні. Розрахункові методи полягають у визначенні температур солідус і ліквідус за існуючими діаграмами стану. Ці методи добре підходять, в основному, для сплавів подвійних систем. Температуру плавлення для складних багатокомпонентних сплавів необхідно встановлювати експериментально. Деякими авторами пропонується використовувати в цих цілях метод лежачої краплі. У такому методі за температуру початку плавлення зразка приймається момент оплавлення вершини конуса, а повного плавлення – момент формування краплі. Цей метод слід вважати наближеним, оскільки фіксування моментів оплавлення і формування краплі ведеться візуально і суб'єктивно. Для визначення температури плавлення феросплавів були обрані два найбільш простих методи: експериментальний метод фіксування температурних кривих при охолодженні розплавів і визначення температури плавлення за діаграмами стану металевих систем. За температуру плавлення феросплавів прийнята температура ліквідусу, так як вона, по-перше, найбільш важлива в процесах засвоєння феросплавів в залізовуглецевому розплаві, по-друге, легше і чіткіше визначається експериментально.

### *2.2.2. Методика та установка для визначення температури плавлення*

Температуру плавлення (початку кристалізації) визначали фіксуванням температурних кривих при охолодженні сплавів. В якості плавильного

агрегату використовувалася піч типу Тамана з алундовим чохлом. Всі експерименти проводилися в потоці інертного газу – аргону (рис. 2.1).

Сплав розміщували в корундовий тигель з внутрішнім діаметром 50 мм і висотою 60 мм. Температуру вимірювали вольфрам-ренієвими термопарами ВР-5/20 з алундовими наконечниками за допомогою потенціометра КСП-4 і самописця. Під час замірів наконечник однієї термопари знаходився в центрі розплаву, а інший наконечник – у робочому просторі печі в безпосередній близькості від тигля з розплавом. За показниками першої термопари визначали температуру розплаву, а за показниками другої – температуру печі.

Перед початком дослідження в робочий простір печі встановлювали алундову трубку, через яку протягом усього експерименту подавали інертний газ. Піч нагрівали на 50-100 °С вище температури плавлення сплаву, після чого охолоджували зі швидкістю 10-15 °С/хв, при цьому на кривих охолодження фіксували площадки. Перша площадка на кривій охолодження відповідає температурі початку кристалізації. Кінець кристалізації, як правило, не фіксували. Кожен вимір повторювали не менше трьох разів. Помилка вимірювання температури не перевищувала 0,8 %.

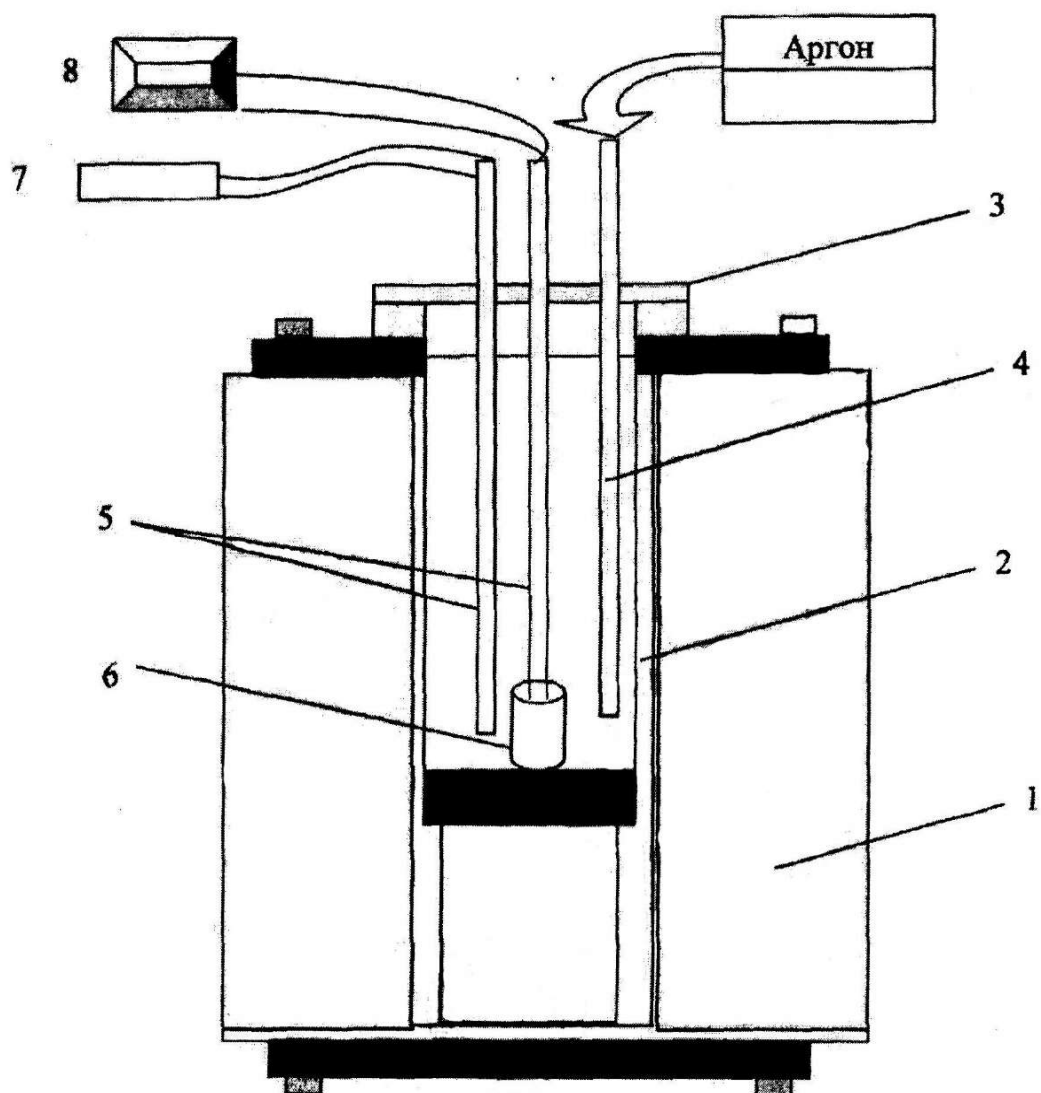


Рис. 2.1 – Схема установки для визначення температур плавлення феросплавів:

1 – піч Тамана; 2 – алундовий чохол; 3 – термостійка кришка, 4 – газопідвідна трубка; 5 – термопари; 6 – тигель з досліджуваним зразком; 7 – мілівольтметр; 8 – самописець.

### 2.2.3. Температура плавлення алюмінійвмісних феросплавів

У роботі визначено температури плавлення групи алюмінійвмісних феросплавів, що відрізняються вмістом алюмінію в присутності інших елементів-розкислювачів (кремнію, магнію, кальцію). Результати експериментів представлені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1-

#### Хімічний склад і фізико-хімічні властивості сплавів, що використовуються для розкислення сталі

Сплав	Хімічний склад*, %					Т <sub>п</sub> , °С	Щільність сплавів, кг/м <sup>3</sup>
	Al	Si	Mg	Ca	Fe		
Алюміній	99,6	-	-	-	-	660	2697
Силікокальцій	-	55,8	-	26,4	15,4	1160	2590
Фероалюміній	29,5	1,5	-	-	66,5	1340	5520
Феросиліко-алюміній	15,3	62,4	-	-	19,1	1210	3020

\* Зазначено вміст основних елементів, решта – домішки.

Температура плавлення чистого алюмінію складає 661 °С, тому саме алюміній використовували для перевірки точності створеної експериментальної установки.

Для подвійний металевої системи Fe-Al добре відома діаграма стану, за якою з достатньою точністю можна дізнатися температуру початку і кінця кристалізації сплаву даної системи з будь-яким співвідношенням Al і Fe. На жаль, всі промислові феросплави містять домішки і являють собою багатоконпонентні металеві системи. Так, відібраний для досліджень зразок фероалюмінію містить 4 % домішок, які можуть чинити істотний вплив на температуру плавлення сплаву і обумовлювати розбіжність фактичної температури плавлення фероалюмінію і температури ліквідусу, визначеної за діаграмою стану системи Fe-Al. Температура плавлення фероалюмінію,



визначена за діаграмою стану, становить 1420 °С, а експериментальне значення - 1340 °С, що пов'язано з впливом домішок і утворення в структурі фероалюмінію сполук, що мають більш низькі температури плавлення.

Розглядаючи температуру початку кристалізації сплавів в залежності від вмісту алюмінію, можна відзначити, що зі зменшенням вмісту алюмінію з 99,0 до 29,5 %  $T_n$  підвищується з 660 до 1340 °С, що обґрунтовано присутністю в фероалюмінії більш тугоплавкого елемента - заліза з температурою плавлення 1539 °С. Розглянута залежність зміни  $T_n$  від вмісту алюмінію в сплавах добре узгоджуються з лінією ліквідусу на діаграмі стану систем Fe-Al.

У літературних джерелах є велика кількість даних про температуру і інтервал плавлення силікокальцію [23], які мають значний інтервал - від 980 до 1200 °С, що, в першу чергу, пояснюється різницею хімічного складу і методів визначення температури плавлення. Основою силікокальцію є кремній (55,8 % Si), а залізо і кальцій можна розглядати в якості домішок і порівнювати характер їх впливу на температуру плавлення силікокальцію з лініями ліквідусу діаграм стану подвійних систем Si-Fe і Si-Ca, відповідно. Так, за діаграмою стану системи Si-Fe збільшення вмісту заліза від 3 до 43 % призводить до плавного зниження лінії ліквідусу від 1414 до 1205 °С та утворення легкоплавкої евтектики при вмісті 43 % Fe у двокомпонентному сплаві Si-Fe. Аналогічний вплив спостерігається і при збільшенні вмісту кальцію від 0 до 39 % приводить до різкого зниження лінії ліквідусу від 1414 до 980 °С на діаграмі стану системи Si-Ca. Таким чином, отримані експериментально дані за температурою плавлення силікокальцію (1160 °С) добре узгоджуються з впливом заліза і кальцію на температуру ліквідусу подвійних систем Si-Fe і Si-Ca.

Основною відмінністю феросилікоалюмінію від фероалюмінію є підвищений вміст кремнію (62,4 % замість 1,5 % Si), тому феросилікоалюміній більш близький до феросиліцію. Алюміній впливає на

температуру плавлення сплаву аналогічно впливу кремнію (в даному діапазоні концентрацій). Визначена нами температура плавлення феросилікоалюмінію становить 1210 °С.

## **2.3. Щільність феросплавів**

### *2.3.1. Огляд робіт з вивчення щільності феросплавів*

Щільність – важлива фізико-хімічна і структурно-чутлива властивість сплавів. Ступінь і стабільність засвоєння провідних компонентів феросплаву, швидкість його плавлення і рівномірність розподілу в об'ємі рідкого металу в значній мірі залежать від величини щільності сплаву [24]. Про величину оптимальної щільності феросплаву з позиції його взаємодії зі сталлю є суперечливі думки. За одними даними, оптимальна щільність феросплавів повинна бути трохи більшою, ніж щільність рідкої сталі. За іншими даними, вона повинна бути близькою до щільності рідкої сталі, в іншому випадку сплав заплутається в шлаку або опуститься на дно ковша. У роботі [25] проведена оцінка оптимальної щільності феросплавів виходячи з характеру їх руху в ковші. На гідравлічній моделі встановлена залежність ймовірності перебування частинок в рідині від діаметра кульок і відносини їх щільності до щільності рідини. Визначено оптимальні щільності феросплавів для шматків різної крупності. Так, з урахуванням процесів плавлення, зменшення розміру, окислення менш щільних феросплавів і наможення сталевोї кірки на поверхні шматка для практики рекомендується мати щільність 5000-7000 кг/м<sup>3</sup> для сплавів фракції 0,10-0,15 м. Отже, за щільністю всі феросплави можна умовно розділити на три групи: важкі, оптимальні і легкі. Важкі сплави мають щільність вище щільності рідкої сталі (більше 7000 кг/м<sup>3</sup>). У легких сплавів щільність менше 5000 кг/м<sup>3</sup>, у оптимальних – 5000-7000 кг/м<sup>3</sup>. Сплави, які мають оптимальну щільністю, найбільш повно залучаються до гідродинамічного руху потоками сталі в ковші і, як наслідок, встигають

найбільш швидко і повно розплавитися і повністю засвоїтися в залізовуглецевих розплавах.

Для дифузійного розкислення сталі потрібно, щоб феросплав знаходився в шлаку, мінімально занурюючись в металевий розплав. Щільність такого сплаву повинна бути менше 5000 і більше 3500 кг/м<sup>3</sup> (щільність рідкого сталеплавильного шлаку складає ~ 3000 кг/м<sup>3</sup> [1]).

### *2.3.2. Щільність алюмінійвмісних феросплавів*

Хімічний склад і щільність сплавів представлені в таблиці 2.1.

Збільшення вмісту алюмінію, кремнію, кальцію і магнію у всіх представлених сплавах призводить до стабільного зниження щільності, що, безсумнівно, пов'язано з щільністю чистих елементів, що складають 2697, 2328, 1540 і 1737 кг/м<sup>3</sup> при кімнатній температурі відповідно. Основним єдино важким елементом в даних сплавах є залізо з щільністю 7874 кг/м<sup>3</sup>. Феросплави, що містять максимальну кількість заліза (серед розглянутих) характеризуються найбільш високими значеннями густин. До таких сплавів фероалюміній, що містить більше 65 % заліза.

Проведеними дослідженнями встановлено, що в алюмінійвмісних феросплавах щільність знаходиться в межах 2697-5520 кг/м<sup>3</sup>. Вимоги оптимальної щільності феросплавів, призначених для обробки сталі, відповідає тільки фероалюміній, щільність якого знаходиться в межах 5100-5600 кг/м<sup>3</sup>. Щільність сплавів з високим вмістом кремнію (силікокальцію і феросилікоалюмінію), не перевищує 3020 кг/м<sup>3</sup> і є занадто низькою для застосування даних сплавів з метою обробки сталі так само, як і щільність чистого алюмінію. Корисне використання (засвоєння) таких феросплавів буде низьким і нестабільним, тому для їх введення необхідно застосування спеціальних методів (дріт, порошковий дріт, інжекція і т.п.), що безсумнівно здорожує процес обробки сталі феросплавами.

## 2.4. Вивчення процесу плавлення силікокальцію, що вводиться в рідку сталь різними способами

В даний час в Україні та світі силікокальцій вводиться в рідку сталь для її модифікування і розкислення в основному трьома способами: зануренням в розплав шматками, введенням у вигляді порошоків у струмені газу (інжекційні метод) і в порошковому дроті [26].

На ВАТ «НТМК» застосовується введення силікокальцію як шматками, так і порошковим дротом. До цих пір порівняння цих способів введення проводилося за результатами промислового застосування, які були не однозначні для різних підприємств через випробування на різних агрегатах, сортаменті сталі, сировині та ін. Крім того, слід було оцінити можливість інжекційного методу введення порошку. У зв'язку з цим виникла потреба об'єктивного порівняння цих способів введення силікокальцію в однакових умовах. Порівняння проводилось за часом плавлення феросплаву, яке корелює зі ступенем засвоєння елементів сплаву по залежності [27]:

$$K_{\text{эф}} = (v_{\text{ок}} * S_{\text{ок}}) / (v_{\text{пл}} S_{\text{пл}} + v_{\text{ок}} S_{\text{ок}}), \quad (2.1)$$

де  $v_{\text{ок}}$ ,  $v_{\text{пл}}$  – швидкості окислення і плавлення феросплаву за заданими температурою і розмірами шматка, г/(см<sup>2</sup>\*с);

$S_{\text{ок}}$ ,  $S_{\text{пл}}$  - поверхні окислення і плавлення шматка феросплаву, см<sup>2</sup>.

Розраховано тривалість плавлення силікокальцію СК30 (37 % Са; 56 % Si; 6 % Fe) для зазначених методів його введення [28]. Розрахунки проводилися з використанням раніше розробленої математичної моделі [29]. Було прийнято, що процес плавлення твердих шматків феросплавів ділиться на три періоди. У перший період феросплав прогрівається до температури початку його плавлення, а на його поверхні утворюється кірка намерзлого розплаву; в другому періоді одночасно плавляться ядро феросплаву і намерзла кірка; в третьому періоді відбувається повне плавлення твердого ядра феросплаву, яке залишилося, або кірки.

Програмне забезпечення моделі дозволяє розраховувати тривалість окремих періодів, час існування твердої і рідкої фаз. Приймали, що сплав СК30 має щільність  $2109 \text{ кг/м}^3$ , температуру плавлення ( $T_p$ )  $1190 \text{ }^\circ\text{C}$ , теплоємність при  $25 \text{ }^\circ\text{C}$ , яка складає  $906,61 \text{ Дж/(кг}\cdot\text{K)}$ , коефіцієнт теплопровідності  $25,94 \text{ Вт/(м}\cdot\text{K)}$  і теплоту плавлення  $1160 \text{ кДж/кг}$ . Температура сталі в ковші приймалася  $1600 \text{ }^\circ\text{C}$ ; початкова температура шматка феросплаву  $20 \text{ }^\circ\text{C}$ , густина рідкої сталі  $7000 \text{ кг/м}^3$ .

Результати розрахунків кінетики плавлення, наведені в таблиці 2.2, показали, що процес плавлення феросплаву під кіркою (період 2) найтриваліший, а плавлення кірки (період 3) найкоротший. Загальний час плавлення феросплаву залежить від розміру шматка і становить від 0,09 до 11,84 секунд. Рекомендований розмір шматка феросплаву повинен бути таким, щоб шматок при падінні подолав сили поверхневого натягу, лобового опору та виштовхування. Шматок феросплаву вважається впровадженим, якщо він занурюється на глибину не менше свого діаметру від поверхні металу.

Розрахунки показали, що для виконання цих умов розмір шматка повинен бути не менше 32 мм для силікокальцію СК30; 12 мм для СК20; 4 мм для СК10. На практиці звичайно застосовують шматки феросплавів розміром 10-60 мм. Після попадання в рідку сталь феросплав занурюється в нього на глибину, що залежить від різниці густин розплаву і шматка феросплаву. У силікокальцію марки СК30 занурений обсяг шматка за розрахунком складає всього 31 % від повного обсягу, а занурена поверхню сплаву 40 %. Це, безумовно, призводить до значного окислення кальцію і низькому його засвоєнню.

Таблиця 2.2 –

**Кінетика плавлення шматка силікокальцію марки СК30**

Розмір, мм	Максимальна товщина кірки, мм	Час першого періоду плавлення, с	Час другого періоду плавлення, с	Час третього періоду плавлення, с	Загальний час плавлення, с
5	0,86	0,03	0,04	0,02	0,09
10	1,46	0,12	0,19	0,04	0,35
20	2,60	0,48	0,79	0,08	1,35
40	4,68	1,82	3,16	0,33	5,31
60	6,57	3,98	7,12	0,74	11,84

Для розрахунків часу плавлення порошкового дроту (ПД) з силікокальцієм брали: зовнішній діаметр дроту і товщину сталеві оболонки відповідно 13 і 0,8 мм; крупність частинок силікокальцію 0,5 мм; швидкість руху дроту в залізобуглецевому розплаві постійна в межах від 1 до 5 м/с. Наявність сталеві оболонки враховували, усереднюючи теплофізичні властивості порошку і сталеві оболонки за обсягом.

Періоди плавлення порошкового дроту аналогічні періодам плавлення шматка. У перший період при зануренні дроту в розплав, на сталеву оболонку намерзає кірка твердої сталі. При температурі розплаву 1600 °С розмір намерзлої кірки становить від 2,3 до 1,88 мм при швидкості руху дроту від 1 до 5 м/с відповідно. Одночасно зі зростанням кірки відбувається прогрівання сталеві оболонки дроту і феросплаву. Перший період закінчується, коли температура феросплаву досягає температури початку його плавлення. Другий період починається з моменту початку плавлення феросплаву під сталеві оболонкою і завершується повним його розплавленням. При цьому одночасно плавиться намерзла сталеві кірка. У третій період завершується плавлення кірки і сталеві оболонки. Загальний час плавлення 1м порошкового дроту зі сплавом СК30 склало при русі в рідкій сталі зі швидкістю 1 м/с – 1,08 с; 5 м/с – 0,88 с. Порівняння результатів

розрахунків, отриманих нами, з результатами інших авторів [30] показало, що величини товщини намерзає сталевий кірки і часу плавлення дроту відрізняються незначно.

Визначений час плавлення дроту використовували для оцінки глибини його занурення. Взаємодія розплавленого силікокальцію з рідкою сталлю починається тільки після повного розплавлення сталевої оболонки. Для кращого засвоєння силікокальцію необхідно, щоб дріт розплавилася приблизно на відстані  $4/5$  глибини ковша.

Розрахунковим шляхом отримали залежність глибини, на якій відбувається повне розплавлення оболонки ПД з СК30, від швидкості її введення. При різній температурі рідкої сталі час плавлення дроту різний і, як наслідок, глибина розплавлення дроту залежно від швидкості введення буде різною. При температурі рідкої сталі  $1600\text{ }^{\circ}\text{C}$  глибина занурення до розплавлення становить від  $1,08$  до  $4,45$  м при швидкості введення  $1-5$  м/с відповідно.

Таким чином, рекомендована швидкість введення дроту з силікокальцієм СК30 в ківш глибиною  $5$  м при температурі розплаву  $1600\text{ }^{\circ}\text{C}$  повинна становити  $3,5-5$  м/с. В умовах конвертерного цеху ВАТ «НТМК» введення порошкового дроту з силікокальцієм провадять із швидкістю  $4-4,5$  м/с.

Проведено розрахунок плавлення порошоків феросплавів при інжекційному способі введення. Визначався час плавлення часток силікокальцію СК30 розмірами  $0,4$ ;  $2$ ,  $4$  і  $6$  мм, що вводяться вдуванням з початковою швидкістю  $25$  м /с. Плавлення часток феросплаву приймалося аналогічно плавлення шматка. Результати розрахунків наведено в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 -

**Кінетика плавлення порошку силікокальцію марки СК30**

Крупність, мм	Максимальна товщина кірки, мм	Час плавлення, с
0,4	0,15	0,018
2,0	0,68	0,065
4,0	0,87	0,089
6,0	0,91	0,114

Швидкість вдування часток у залізовуглецевий розплав незначно впливає на час їх плавлення, оскільки, потрапляючи у залізовуглецевий розплав з деякою початковою швидкістю, частка починає гальмуватися і в певний момент набуває постійною швидкості руху, яка дорівнює швидкості рівномірного вільного спливання. Чим дрібніше частка і більша різниця густин матеріалу частинки і розплаву, тим швидше досягається ця швидкість. Як видно з розрахунку, гальмування руху частки силікокальцію СК30 від 25 м/с до початку спливання при її потраплянні в рідкий метал відбувається за 0,002 с для частинок діаметром 0,4 мм і за 0,01 с для частинок діаметром 6 мм. Далі частки починають спливати з швидкостями 0,088 і 0,45 м/с. відповідно.

Важливою величиною при інжекційному введення феросплавів є висота спливання частинок до повного розплавлення. Висота спливання частки залежить від її розміру і теплофізичних властивостей, температури і в'язкості рідкої сталі, гідродинамічних умов. Частинки сплаву СК30 діаметром 0,4 мм, що вдмухуються зі швидкістю 25 м/с, повністю розплавляються практично в тому ж місці, куди їх ввели, спливаючи на 2-3 мм. Більш великі частинки СК30 (діаметром до 6мм) розплавляється за 0,114 с, спливаючи на відстань 0,376 м. Висоту спливання частки СК30 ( $h$ , м) до повного розплавлення в залежності від розміру ( $d$ , мм), в нерухомій сталі при температурі 1600 °С, можна розрахувати за формулою:

$$h = 0,0668 * d - 0,0246 \quad (2.2)$$



Знаючи характеристики і розмір часток феросплаву, швидкість їх вдмухування, можна визначити необхідну глибину введення фурми, а, отже, феросплаву у залізовуглецевий розплав, щоб його плавлення відбулося в об'ємі металу.

На час плавлення феросплаву впливає і температура оброблюваного металу. За практичними даними [31] при продувці металу в ковші порошками зниження температури металу становить 2-3 град/хв за рахунок вдмухування великої кількості інертного газу. Отже, при часі продувки 4-6 хв, зниження температури рідкого металу відбудеться на 10-18 °С. Розрахунковим шляхом отримали, що зниження температури залізовуглецевого розплаву з 1600 до 1500 °С призведе до збільшення часу плавлення частки діаметром від 2 до 6 мм на 25 і 48 % відповідно. Зниження температури на 18 °С збільшує час плавлення часток діаметром 6 мм, вплив температури розплаву (при продувці через фурму) на час їх плавлення не суттєвий, тому що складає соті долі секунди.

Порівняння методів введення феросплавів шматками, порошковим дротом і вдмухуванням порошку підтверджує, що легкоокислювані феросплави, що мають щільність менше 5000 кг/м<sup>3</sup> (наприклад, силікокальцій), вводити шматками недоцільно, оскільки вони спливають на поверхню металу (через малу щільність), порівняно довго плавляться і зазнають значного окислення. Такі феросплави можуть успішно вводитися в сталь у вигляді порошкового дроту та інжекційним методом.

В даний час на металургійних заводах силікокальцій вводиться, в основному, порошковим дротом. Практика роботи ВАТ «НТМК» показала, що засвоєння кальцію сталлю при введенні кускового силікокальцію становить 7 %, а порошковим дротом 22 %. У зв'язку з цим обробка сталі порошковим дротом виявилася дешевше і ефективніше, ніж кусковим силікокальцієм.

Інжекційні метод введення силікокальцію дозволяє значно збільшити швидкість подачі силікокальцію в розплав у порівнянні з порошковим дротом (до 70 кг/хв проти 15-25 кг/хв). Угар кальцію, як і при введенні дроту, значно нижче, ніж при введенні кускового силікокальцію. У зв'язку з цим інжекційний метод введення силікокальцію, як і інших феросплавів, досить поширений за кордоном, повинен знайти застосування у вітчизняному сталеплавильному виробництві.

Таким чином, запропонований метод оцінки впливу способу введення феросплаву в рідку сталь на час їх плавлення може бути використаний для вибору параметрів обробки рідкої сталі феросплавами.

### *Висновки до розділу 2*

1. Вивчені основні фізико-хімічні характеристики застосовуваних у конвертерному цеху ВАТ «НТМК» алюмінійвмісних феросплавів і силікокальцію – температура плавлення, густина, а також ефективність засвоєння.

2. Дослідження температури плавлення алюмінійвмісних сплавів показали, що їх можна віднести до розряду легкоплавких. При цьому найменшими значеннями  $T_{\text{п}}$  характеризуються силікокальцій і феросилікоалюміній, що пов'язано з підвищеним вмістом у сплавах легкоплавких елементів Al, Si і Ca.

3. Вивчення щільності сплавів показало, що вона підвищується із збільшенням вмісту заліза, перебуваючи в межах від 2697 кг/м<sup>3</sup> (для алюмінію) до 5520 кг/м<sup>3</sup> (для фероалюмінію з 30 % Al). Вимогам оптимальної щільності феросплавів, призначених для обробки сталі, відповідає фероалюміній; щільність силікокальцію, алюмінію і феросилікоалюмінію низька і тому для їх застосування необхідно використання спеціальних методів введення (дріт, порошковий дріт, інжекція і т.д.).

4. Визначення ефективності засвоєння компонентів алюмінійвмісних сплавів сталю показало доцільність використання комплексних алюмінійвмісних феросплавів замість існуючого методу розкислення – кусковим алюмінієм. Найбільший коефіцієнт засвоєння алюмінію в сталь має фероалюміній з вмістом  $\sim 30\%$  Al.

5. Моделювання процесу плавлення феросплавів, що вводяться в сталь різними способами, показало, що мінімальний час плавлення сплаву СК30 при інжекції порошку і введенні порошковим дротом. Введення силікокальцію цими способами в глибину металу забезпечує мінімальне окислення кальцію і високу ступінь його засвоєння.

## РОЗДІЛ 3

### ВИВЧЕННЯ І УДОСКОНАЛЕННЯ ПРОЦЕСУ РОЗКИСЛЕННЯ І МОДИФІКУВАННЯ ПРИ ПОЗАПІЧНОЇ ОБРОБЦІ СТАЛІ В УМОВАХ КОНВЕРТЕРНОГО ВИРОБНИЦТВА ВАТ «НТМК»

#### 3.1. Технологія позапичної обробки сталі на установці ківш – піч в конвертерному цеху ВАТ «НТМК»

Процес позапичної обробки сталі починається при випуску розплаву в кількості 160 т з конвертера в ківш відповідно до технологічної інструкції. Під час випуску плавки виробляється присадка чушкового алюмінію АВ87 за ГОСТ 295-98 (вміст алюмінію не менш 87 %) в кількості 400 г / т. При цьому ступінь засвоєння чушкового алюмінію складає 10-15 % (середня 12,5 %). Після виміру температури металу і відбору проби сталерозливний ківш передається на установку ківш – піч. Метал на початку обробки продувається аргоном через донну фурму протягом не менше трьох хвилин і проводиться електричний підігрів металу протягом 2-5 хвилин. Пробовідбірником ПМА-900 береться перша проба металу. Алюмінієвий дріт або алюміній чушковий на початку обробки не вводяться. Після отримання хімічного аналізу першої проби металу в ківш додаються розкислювачі.

Хімічний склад застосовуваних феросплавів зазначений у таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 –

**Базовий вміст провідного елемента в феросплавах, що застосовуються при позапічній обробці сталі**

Феросплав	Позначення	Провідний елемент	Вміст, %
Феромарганець	ФМн78	Марганець	76
Феросилікомарганець	МнС17	Марганець Кремній	65 17
Феросиліцій	ФС65 ФС45	Кремній Кремній	65 45
Алюміній вторинний, чушковий	АВ87	Алюміній	≥ 87
Алюміній вторинний, дріт	АВП90	Алюміній	≥ 90
Силікокальцій	СК30	Кремній Кальцій	50 28
	СК20	Кремній Кальцій	45 20

Ступінь засвоєння базових елементів феросплавів при доведенні плавки на установці ківш – піч показано в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 –

**Засвоєння базових елементів феросплавів на установці ківш - піч**

Базовий елемент	Si	Mn	B	Ti	Nb	V	Cr	Al* куск.	Ca** куск.
Засвоєння, %	$\frac{70-85}{77,5}$	$\frac{90-100}{95}$	$\frac{65-70}{67,5}$	$\frac{80-85}{82,5}$	$\frac{80-85}{82,5}$	$\frac{95-100}{97,5}$	$\frac{85-95}{90}$	$\frac{10-18}{14}$	$\frac{3-6}{5}$

\* Засвоєння Al з дроту складає: 75-85 %, середній 80 %.

\*\* Засвоєння Ca з дроту становить 10-20 %, середній 15 %.

За показник засвоєння алюмінію, кальцію ми умовно приймаємо їх залишковий вміст у сталі ( $Me_{\text{залишковий}}$ ), при цьому кількість алюмінію і

кальцію, що пішли на корисне розкислення сталі, приймаємо постійним.  
Таким чином,

$$\Sigma Me = Me_{\text{угар}} + Me_{\text{розкислення}} + Me_{\text{залишковий}} \quad (3.1)$$

де  $Me_{\text{розкислення}} = \text{const} (Me - Al, Ca)$ ;

$Me_{\text{угар}}$  – втрати за рахунок окислення;

$\Sigma Me$  – кількість введеного металу.

Кількість введеного в сталерозливний ківш дроту наведена в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 -

**Кількість введеного в ківш алюмінієвого та порошкового дроту з силікокальцієвим наповнювачем (г/т сталі і метрів на плавку)**

Склад сталі	Найменування і кількість введеного дроту			
	Алюмінієвий, діаметр 14 мм		Порошковий, діаметр 13 мм	
Без обмежень за змістом алюмінію	Кількість, г/т	Кількість, м на плавку	Кількість, г/т	Кількість, м на плавку
		45	16	530
З вмістом алюмінію $\geq 0,02\%$	400	145	1700	650

Схема уведення алюмінієвого дроту в глибину металу показана на рисунку 3.1.

Остаточне розкислення сталі алюмінієм і модифікування її кусковим силікокальцієм СК30 або порошковим дротом із силікокальцієвим наповнювачем (СК30), проводиться в кінці обробки плавки.

Після доведення сталі на установці ківш – піч до необхідної температури і хімічного складу частина марок металу передається для обробки на циркуляційний вакууматор, де виходячи з аналізу хімічного складу необхідної марки сталі на початку вакуумування проводиться його

коректування. Величина коефіцієнтів засвоєння базових елементів під час вакуумування вказана в таблиці 3.4.

Таблиця 3.4 –

**Коефіцієнти засвоєння базових елементів під час вакуумування**

C	Mn	Si	V	Ti	Ni	Mo
0,93-0,96	1,00	0,95-1,00	0,98-1,00	0,50-1,00	1,00	1,00

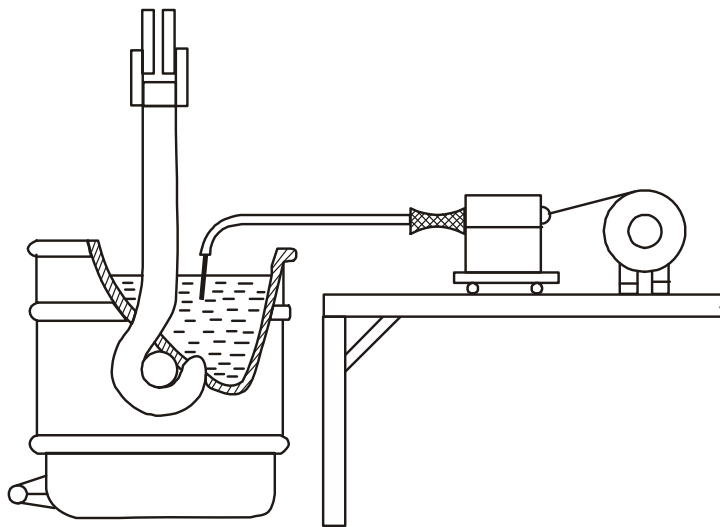


Рис. 3.1 – Схема уведення алюмінієвого дроту в глибину металу

Після закінчення вакуумування метал передається для розливання на МБЛЗ.

Технологія позапічної обробки сталі, що існувала в конвертерному цеху в 1995 – 1998 роках, мала недоліки:

— високий, непередбачуваний угар алюмінію при зливі розплаву з конвертера, що залежить від окислення сталі і шлаку, кількості конвертерного шлаку, що потрапив в ківш при зливі, температури сталі;

— низьке засвоєння алюмінію і кальцію при введенні їх на установках ківш - піч як в кускових матеріалах, так і в порошковому дроті;

— низькі показники розливаємості сталі через затягування заглибних розливних стаканів оксидами алюмінію (11,6 плавок зі зміною проміжного

ковша);

— високі матеріальні витрати для виробництва продукції.

### **3.2. Вивчення впливу методу введення феросплавів на їх засвоєння при розкисленні сталі на установці ківш – піч**

У конвертерному цеху ВАТ «НТМК» на установці ківш - піч проведені дослідження різних варіантів розкислення і модифікування сталі з використанням декількох видів феросплавів. Метою роботи є:

1. Вивчення ефективності засвоєння різних видів розкислювачів в умовах цеху;
2. Зниження питомих витрат на розкислення сталі.

Були проаналізовані проби з 285 плавок, оброблені на установках ківш – піч і розкисленні різними способами. Проби відбиралися пробовідбірником ПМ-900 в кінці обробки сталі по одній пробі з кожної плавки.

Варіант 1. Розкислення 100 плавок алюмінієвою катанкою в кількості 10,2 кг на плавку (0,064 кг/т) і порошковим дротом з силікокальцієвим наповнювачем СК30 у кількості 100 кг на плавку (0,625 кг/т).

Варіант 2. Розкислення 100 плавок кусковим (чушковий) алюмінієм у кількості 40 кг на плавку (0,250 кг/т) і порошковим дротом з силікокальцієм СК30 у кількості 100 кг на плавку (0,625 кг/т).

Варіант 3. Розкислення 85 плавок кусковим (чушковий) алюмінієм у кількості 40 кг на плавку (0,250 кг/т) і кусковим силікокальцієм СК15 у кількості 250 кг на плавку (1,56 кг/т).

З використанням проведених розрахунків була встановлена швидкість введення силікокальцієвого дроту, яка склала 4-4,5 м/с (розділ 2). Різні варіанти розкислення проводилися на сталях марок СтЗпс (СтЗсп) (0,14-



0,22 % С) і Ст5пс (Ст5сп) (0,28-0,37 % С), при цьому вміст у них загального кисню до розкислення складав (0,007-0,009 %).

Загальний вміст кисню (сумарний вміст розчиненого в металі FeO і кисню, пов'язаного з іншими оксидами) визначали за ГОСТ 17745-90 методом відновного плавлення в вакуумі або в потоці інертного газу-носія. Відбір проб для виготовлення зразків для аналізу проводився за ГОСТ 7565.

Засвоєння елементів визначали за залишковим вмістом у сталі Al і Ca. Результати аналізу представлені в таблиці 3.5.

Таблиця 3.5 –

### Засвоєння Al і Ca в металі при різних способах розкислення

Марка сталі	Найменування	1 варіант		2 варіант		3 варіант	
		Al дріт	SiCa дріт	Al куск.	SiCa дріт	Al куск.	SiCa куск.
3пс і 3сп	Введено розкислювачів, кг/т	0,064	0,625	0,25	0,625	0,25	1,56
	Вміст елементів в сталі *, %	0,0030- <u>0,0070</u> 0,0050	0,0015- <u>0,0025</u> 0,0020 Ca	0,0030- <u>0,0070</u> 0,0050	0,0014- <u>0,0018</u> 0,0016 Ca	0,0030- <u>0,0070</u> 0,0050	0,0010- <u>0,0014</u> 0,0012 Ca
	Засвоєння елементів середнє, %	85,3	20,9 Ca	18,9	17,3 Ca	19,9	5,0 Ca
5пс і 5сп	Введено розкислювачів, кг/т	0,064	0,625	0,25	0,625	0,25	1,56
	Вміст елементів в сталі *, %	0,0030- <u>0,0070</u> 0,0050	0,0018- <u>0,0024</u> 0,0021 Ca	0,0030- <u>0,0070</u> 0,0050	0,0018- <u>0,0024</u> 0,0021 Ca	0,0010- <u>0,0070</u> 0,0040	0,0010- <u>0,0020</u> 0,0015 Ca
	Засвоєння елементів середнє, %	78,0	22,5 Ca	19,0	22,4 Ca	17,6	6,6 Ca

\* У чисельнику максимальне і мінімальне значення, в знаменнику – середнє.

З наведених даних (табл. 3.5) випливає, що найбільша ефективність засвоєння алюмінію і кальцію при розкисленні металу в кінці обробки на

установці ківш – піч може бути досягнута при їх введенні в рідку сталь у вигляді дроту (варіант 1), засвоєння алюмінію при розкисленні алюмінієвою катанкою склало 78-85 %, а при розкисленні металу кусковим алюмінієм тільки 17,6-19,9 %; засвоєння кальцію відповідно 20,9-22,5 і 5-6,6 %.

Розрахунок витрат на розкислення сталі після її обробки на установці ківш – піч показав, що при розкисленні металу тільки дротом (варіант 1) витрати знижуються в порівнянні з розкисленням комбінацією матеріалів (варіант 2) і кускових матеріалів (варіант 3) на 12,95 % і 26,8 % відповідно.

Вміст кисню в металі після його розкислення на установці ківш – піч склав (0,0035-0,0045) %.

Таким чином, в результаті дослідження ефективності різних методів розкислення сталі на установці ківш – піч в конвертерному цеху НТМК встановлено, що найбільш ефективним є метод розкислення металу алюмінієвою катанкою та порошковим силікокальцієвим дротом.

### **3.3. Поліпшення розливаємості металу на МБЛЗ шляхом вдосконалення технології його розкислення**

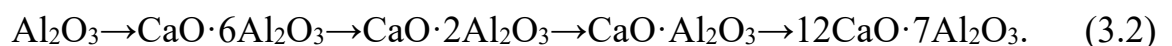
Продукт розкислення сталі алюмінієм – глинозем навіть при загальній відносно високій чистоті сталі викликає різке погіршення рідкотекучості і затягування каналів розливних вогнетривких стаканів. Кристалічні гострокутні включення, як концентратори напружень і місця руйнування металу, знижують пластичність, міцність і особливо небезпечні в умовах окрихчування сталі при низьких температурах і великих миттєвих навантаженнях [32]. З літературних джерел відомо, що обробка кальцієм сталі, розкисленої алюмінієм, дозволяє усунути цей небажаний ефект [33]. Хімічний і фазовий склад включень у сталі, обробленої кальцієм, свідчить про те, що оптимальна кількість кальцію в сталі перетворює оксидні включення, зокрема, твердий глинозем, в рідкі комплекси системи CaO -

$\text{Al}_2\text{O}_3$ . Тому основним завданням обробки кальцієм рідкої сталі, розкисленої алюмінієм, є модифікування твердих включень глинозему в рідкі комплекси, які можуть частково вилучатися у шлак [34]. Цей процес інтенсифікується при вдуванні аргону в сталерозливний ківш при позапічній обробці. Розчинений кальцій з'єднується з включеннями глинозему і утворює великий спектр алюмінатів кальцію, вміст  $\text{CaO}$  в яких зростає пропорційно кількості розчиненого кальцію.

При  $1600\text{ }^\circ\text{C}$ , коли вміст  $\text{CaO}$  в алюмініаті досягає 40 %, вони стають рідкими. Ці включення залишаються рідкими до вмісту 60 %  $\text{CaO}$ . Рідкі модифіковані включення близькі за складом до  $12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$ .

Співвідношення між кальцієм і алюмінієм у сталі (за даними хімічного аналізу готової сталі) важливе для успішної модифікації включень глинозему. На думку японських дослідників [35], модифікація має місце тоді, коли співвідношення  $[\text{Ca}/\text{Al}]$  в сталі знаходиться в межах 0,15-0,30. Для того, щоб отримати це співвідношення необхідно знати засвоєння кальцію та алюмінію в технологічному процесі. Вміст кальцію змінюється в часі, тому що він окислюється киснем металу, шлаку і т.п. При обробці металу порошковим дротом із силікокальцієм засвоєння кальцію становить 15-20 %, як показано в розділі 3.1, при цьому спостерігається стабільність засвоєння. Кількість кальцію, що вводиться, повинна знаходитися у відповідності до кількості включень глинозему, що залишилися в рідкій сталі, таким чином, щоб останні могли бути перетворені в рідкі алюмінати кальцію. Надалі ці алюмінати кальцію повинні ретельно підтримуватися в рідкому стані відповідно до температури рідкої сталі при її розливанні.

Склад включень у рідкій сталі змінюється зі збільшенням кальцію в такій послідовності:



У реальних умовах виробництва в ковші вміст кисню суттєво знижується при додаванні в сталь  $\text{Al}$  і  $\text{Ca}$ , при цьому його бажано мати

$\leq 0,0005\%$ . Такий показник вмісту  $O_2$  можна вважати достатнім для отримання необхідної чистоти сталі і забезпечення потрібного вмісту розчиненого кальцію. Для того, щоб забезпечити правильну трансформацію первинних включень глинозему вміст алюмінію в сталі краще обмежувати нижньою межею нормативних вимог. При недостатній добавці Са відбувається неповне модифікування включень глинозему в алюмінати кальцію з низькою температурою плавлення, що викликає затягування сталерозливного стакану при розливанні металу на МБЛЗ. Для отримання прийняттого співвідношення Са/Al, що забезпечує розливаємість сталі на МБЛЗ без заміни заглибних розливних стаканів через їх заростання оксидами алюмінію, необхідно було точно встановити це співвідношення для умов конвертерного цеху ВАТ «НТМК».

Співвідношення Са/Al в сталі, відповідне утворенню рідких алюмініатів кальцію, не є постійним і залежить від окислення сталі, яка у свою чергу пов'язана з її складом, обробкою вакуумом і т.д. Тому прийнятне співвідношення Са/Al слід знати для різних марок сталей, що піддавалися або не піддавалися вакуумуванню. Встановивши вміст у сталі кальцію і алюмінію, отриманий після її обробки на установці ківш – піч за існуючою технологією (Са/Al = 0,15-0,30) до розливання на МБЛЗ, зробили оцінку зниження вмісту в сталі кальцію і алюмінію під час розливання невакуумованої сталі на МБЛЗ для отримання можливості коригування їх вмісту на установці ківш – піч з метою виявлення такого співвідношення Са/Al, яке забезпечує задовільну розливаємість сталі на МБЛЗ [36].

Були проаналізовані 360 невакуумованих плавок (70 плавок – сталь 5пс (5сп) з 0,28-0,37 % С; 160 плавок – сталь 35Г з 0,32-0,40 % С; 130 плавок – сталь 3ПС (3сп) з 0,14-0,22 % С). Розкислення сталей 5пс (5сп) і 35Г було здійснено алюмінієвим та порошковим силікокальцієвим (СК30) дротом в кінці доведення плавки перед подачею ковша на МБЛЗ. На плавках сталі 3пс (3сп) замість алюмінієвої катанки присаджували чушковый алюміній. Для

визначення зниження вмісту кальцію та алюмінію в сталі при розливанні з проміжного ковша, крім основних проб, узятих всередині розливання (маса плавки 160 т), був проведений аналіз додаткових проб, взятих на початку і в кінці розливання плавки. Результати аналізу проб, взятих з проміжного ковша МБЛЗ, наведені у таблиці 3.6.

Низький вміст алюмінію в сталі 3пс (3сп), розкислення чушковим алюмінієм, пояснюється меншим ступенем його засвоєння у порівнянні з алюмінієвою катанкою (17 % для кускового алюмінію і 83 % для катанки).

Таблиця 3.6 –

**Вміст кальцію і алюмінію у додаткових пробах металу**

Марка сталі	Витрата матеріалів, кг/т		Вміст [Al], % *		Вміст, [Ca], %		Відношення [Ca]/[Al]	
	Al	SiCa	в основній пробі	у додатковій пробі	в основній пробі	у додатковій пробі	в основній пробі	у додатковій пробі
5пс (5сп)	0,06	0,5	0,05- <u>0,009</u> 0,007	0,005- <u>0,009</u> 0,007	0,0010- <u>0,0038</u> 0,0019	0,0010- <u>0,00320,</u> 0016	0,20- <u>0,42</u> 0,27	0,20- <u>0,36</u> 0,23
35Г	0,06	0,5	0,004- <u>0,010</u> 0,007	0,004- <u>0,010-</u> 0,007	0,0010- <u>0,0038</u> 0,0019	0,0010- <u>0,00180,</u> 0014	0,25- <u>0,38</u> 0,27	0,18- <u>0,25</u> 0,20
3пс (3сп)	0,12	0,6	0,002- <u>0,004</u> 0,003	0,002- <u>0,004</u> 0,003	0,0010- <u>0,0018</u> 0,0014	0,0008- <u>0,00120,</u> 0010	0,45- <u>0,50</u> 0,47	0,30- <u>0,40</u> 0,35

\* У чисельнику максимальне і мінімальне значення, в знаменнику – середне.

При цьому наявність надлишкового залишкового кисню в сталі 3пс (3сп) призводить до збільшення ступеню окиснення кальцію при введенні в метал порошкового силікокальцієвого дроту. Великі інтервали вмісту кальцію в основних і додаткових пробах металу, взятих з проміжного ковша МБЛЗ, пояснюється вторинним окисненням кальцію при розливанні сталі. Угар елементів збільшується через підсоси повітря у вузлах примикання захисної труби між сталерозливними і проміжними ковшами і відсутності вдування в захисну трубу інертного газу на деяких плавках, що призводить до контакту рідкої сталі, обробленої кальцієм, з киснем повітря.

З результатів, наведених у таблиці 3.6, випливає, що вміст алюмінію в сталі при розливанні її на МБЛЗ не змінюється, а вміст кальцію в сталі знижується до кінця розливання плавки на 15-26 %. Незважаючи на невелике зниження вмісту кальцію в металі до кінця розливання плавки на МБЛЗ, підтверджено, що співвідношення  $[Ca]/[Al] = 0,15-0,30$  в металі (за існуючою технологією) забезпечує його розливаємість протягом всього розливання без випадків затягування заглибних розливних стаканів оксидами алюмінію і їх заміни. Отже, додаткове введення алюмінію і кальцію в проміжний ківш МБЛЗ не потрібно.

Було вивчено вплив попереднього розкислення алюмінієм на якість і металу розливаємість невакуумованого металу. Випробування проводилися на 100 плавках стали 20сп (20пс) і 3сп (3пс) з попереднім розкисленням алюмінієм і 100 плавках без нього. Алюміній додаткового розкислення сталі вводили в метал у вигляді дроту в кількості 0,20 кг/т на установці ківш – піч на початку обробки плавки відразу на початку продувки металу інертним газом. Продування металу проводилася протягом 25-45 хв, інтенсивність продування при цьому склала 150-200 л/хв. Остаточне розкислення сталі на установці ківш – піч проводили в кінці обробки плавки алюмінієвим та порошковим силікокальцієвим дротом в кількості: 0,40 кг/т алюмінієвого дроту і 1,7 кг/ порошкового силікокальцієвого дроту. В обох випадках метал продували аргоном через донну фурму з інтенсивністю продувки 200-250 л/хв. Результати досліджень наведені в таблиці 3.7.

З даних (табл. 3.7) видно, що на дослідних плавках вміст алюмінію в сталерозливному ковші після додаткового розкислення при обробці на установці ківш – піч зростає з 0,004 % до 0,0095 %.

Вміст алюмінію в проміжному ковші МБЛЗ після проведення остаточного розкислення в кінці обробки металу на установці ківш – піч різною кількістю алюмінієвого дроту на дослідних і порівняльних плавках

знаходиться на одному рівні. Можна вважати, що додаткове введення алюмінію знизило окисненість сталі і угар кальцію.

Таблиця 3.7 –

**Зміст алюмінію в дослідному і порівняльному металі**

Найменування	Вміст Al у металі до обробки, %*	Кількість на додаткове розкислення Al, кг/т	Вміст Al в металі після попереднього розкислення, %	Кількість Al для остаточного розкислення, кг/т	Зміст Al в пробі метала з промківша МБЛЗ, %
Дослідні плавки	0,003- <u>0,005</u> 0,004	0,20	0,007- <u>0,012</u> 0,0095	0,40	0,014- <u>0,021</u> 0,018
Порівняльні плавки	0,002- <u>0,006</u> 0,004	—	0,003- <u>0,005</u> 0,004	0,60	0,016- <u>0,022</u> 0,019

\* У чисельнику максимальне і мінімальне значення, в знаменнику – середнє.

Додатково були вивчені механічні властивості та мікроструктура дослідного металу (табл. 3.8).

Таблиця 3.8 –

**Механічні властивості дослідного і порівняльного металу**

Найменування	$\sigma_T$ , Н/мм <sup>2</sup>	$\sigma_B$ , Н/мм <sup>2</sup>	$\delta$ , %	$\Psi$ , %	$O_{zag}^*$
Дослідний метал	309	430	34	61	<u>0,0025-0,0035</u> 0,0030
Порівняльний метал	310	430	35	61	<u>0,0035-0,0045</u> 0,0040

\* У чисельнику максимальне і мінімальне значення, в знаменнику – середнє.

Дані таблиці 3.8 показують, що механічні властивості на дослідному і порівняльному металі однакові. Оцінка якості макроструктури проведена за шкалами ГОСТ 10243-75. Встановлено, що на пробах металу дослідних плавок газові міхури відсутні. На порівняльних плавках газові міхури відсутні тільки при вмісті алюмінію не менше 0,015 %. Очевидно, це пов'язано з тим, що вміст загального кисню на дослідних плавках нижче на

25 %, що пояснюється більш глибоким розкисленням сталі за рахунок більшого навішування алюмінію для розкислення і більш повним видаленням утворених при розкисленні оксидів в шлак.

При розливанні на МБЛЗ металу, розкисленого за існуючою технологією, мали місце випадки заростання глиноземом розливного стакану-дозатора проміжного ковша. Наступні промивання розливного стакану киснем закінчувалися «некриттям» стопору. Таких випадків при розливанні на МБЛЗ порівняльних плавок було до 20 % від усього розлитого металу. При розливанні на МБЛЗ металу, обробленого на установці ківш – піч за дослідною технологією з попереднім розкисленням алюмінієвим дротом на початку доведення плавки, не було жодного випадку заростання глиноземом розливних стаканів-дозаторів або некриття стопорів, співвідношення  $[Ca]/[Al]$  при цьому знаходилося нижче межі, встановленого існуючою технологією ( $< 0,15$ ).

Поліпшення розливаємості на МБЛЗ дослідного металу пояснюється:

- меншим вмістом в металі твердих частинок глинозему із-за їх видалення в шлак при тривалішій продувці його аргоном під час обробки сталі на установці ківш – піч (25-45 хв.) після попереднього розкислення його алюмінієвим дротом на початку обробки;
- гарантованим отриманням більш сприятливого для розливаємості сталі співвідношення кальцію і алюмінію із-за низького вмісту загального кисню на дослідних плавках при глибшому розкисленні сталі великою кількістю алюмінієвого дроту.

Слід зазначити, що в дослідних плавках серії розливання металу на МБЛЗ методом «плавка на плавку» зросли в середньому з 11,6 до 19,3 плавок і більше зі зміною проміжних ковшів. Кількість металу, розлитого в один проміжний ківш до його зміни, збільшилася з 4,5 до 10 плавок.

У результаті проведених досліджень впливу попереднього розкислення сталі алюмінієвим дротом на початку обробки на установці ківш – піч на



розливаємість невакуумованої сталі на МБЛЗ встановлений діапазон найбільш сприятливого співвідношення кальцію до алюмінію, який також як і на вакуумованому металі знаходиться в межах 0,085-0,14. Використання більш низького відношення  $Ca/Al$  дозволило скоротити кількість порошкового силікокальцієвого дроту з 1,7 кг/т до 1,5 кг/т.

Був проаналізований весь масив випадків некриття стопорів МБЛЗ. З'ясували, що вони часто відбуваються при вмісті кальцію в металі вище 0,003 %. За літературними джерелами це пояснюється реакціями, які залежать від матеріалу вогнетриву і відношення загального вмісту кальцію до вмісту оксиду алюмінію вогнетриву.

Відомо, що обробка розплавів кальцієм впливає на термін служби вогнетривів. Особливо це відноситься до зон вогнетривкої кладки, які контактують з великою кількістю рідкої сталі (наприклад, вогнетривкий стопор-моноблок, вогнетривкий стакан-дозатор, заглибний стакан МБЛЗ). Введений в метал кальцій сприяє відновленню вогнетривкого матеріалу і реагує з цим матеріалом, створюючи різні продукти реакції. Наприклад, утворюються алюмінати і алюмосилікати кальцію з різними температурами плавлення. Ці процеси призводять до посиленого зносу вогнетривів. Для глиноземистих вогнетривів було зазначено, що, якщо вміст кальцію в сталі не перевищує 0,0030 %, то знос стопорів моноблоків, стаканів-дозаторів і заглибних стаканів МБЛЗ буде незначний або помірний. Використання описаного вище методу попереднього розкислення сталі алюмінієвим дротом дозволило забезпечити розливаємість сталі на МБЛЗ з нижчим відношенням  $Ca/Al$  (0,085-0,14), уникнути підвищеного зносу стопорів-моноблоків, що викликається відновними реакціями з вогнетривом при високому (більше 0,0030 %) вмісті кальцію в металі. Ввівши регламент за вмістом кальцію в межах 0,0020-0,0030 % для металу, що розливається на МБЛЗ, були повністю ліквідовані випадки некриття вогнетривких стопорів-моноблоків МБЛЗ із-за зносу.

### **3.4. Застосування нового виду алюмінійвмісного сплаву для розкислення сталі. Розкислення сталі фероалюмінієм**

За існуючою в конвертерному цеху технологією виплавки спокійних марок сталі розкислення металу під час зливу плавки з конвертера здійснювалося чушковим алюмінієм АВ-87, який давався в ківш під струмінь металу в кількості 64 кг на плавку, засвоєння чушкового алюмінію не перевищувало 12 % через високий угар при взаємодії з конвертерним шлаком, що містить понад 20 % FeO. Причиною високого угару чушкового алюмінію можна вважати його низьку температуру плавлення (660 °С) і невисоку щільність (2700 кг/м<sup>3</sup>) по відношенню до щільності рідкої сталі (7000 кг/м<sup>3</sup>). Така щільність алюмінію, близька до щільності шлакового розплаву (2700-3000 кг/м<sup>3</sup>), призводить до спливання в шлак шматків алюмінію та інтенсивному його угару при взаємодії з киснем шлаку і атмосфери. Вивчивши дані про фізико-хімічні характеристики алюмінійвмісних сплавів (розділ 2) для забезпечення найбільш повного і стабільного засвоєння алюмінію при обробці сталі на установці ківш – піч під час зливу плавки з конвертера, був запропонований раніше не вживаний у ВАТ «НТМК» алюмінійвмісний феросплав – фероалюміній.

Технологія отримання сплаву – плавка в індукційній печі ІЧТ-6 сталевого і алюмінієвого брухту під шлаком. Дослідженнями було показано, що найбільш прийнятним складом сплаву (за фізичними і механічними характеристиками, саморозсипанням, подрібнюваністю) є фероалюміній з 30-40 % Al, решта Fe [37]. Хімічний склад і щільність фероалюмінію, що застосовувався у ВАТ «НТМК», наведений в розділі 2 (таблиця 2.1). Щільність фероалюмінію складає 5000 кг/м<sup>3</sup>, що дозволяє перебувати сплаву зануреним між шлаком (щільність ~ 3000 кг/м<sup>3</sup>) і металом (щільність 7000 кг/м<sup>3</sup>), занурюючись вглиб ковша. Така щільність феросплаву мінімізує його окислення киснем шлаку і атмосфери, збільшуючи засвоєння алюмінію.

Перевагою застосування фероалюмінію є також той факт, що цей феросплав може подаватися в ківш механізованим способом через систему бункерів. Це значно знижує трудовитрати при остаточному розкисленні сталі під час зливу її з конвертера, оскільки чушковий алюміній подається в ківш вручну.

Для визначення засвоєння алюмінію при остаточному розкисленні сталі фероалюмінієм були проведені дослідно-промислові випробування феросплаву на 9 плавках (4 плавки – Зпс (Зсп), 5 плавок – 5пс (5сп)). Для порівняння аналізувалися сталі тих же марок, остаточне розкислення яких проводили чушковим алюмінієм. Результати випробувань показують, що засвоєння алюмінію при розкисленні сталі фероалюмінієм в ковші при зливці плавки з конвертера вище, ніж засвоєння чушкового алюмінію в 1,7-2,2 рази (таблиця 3.9).

Таблиця 3.9 –

**Порівняльні дані по застосуванню фероалюмінію і алюмінію чушкового для розкислення сталі**

Маса плавки, т		Витрата алюмінію*, кг на плавку		Зміст Al в сталі, %		Засвоєння, %	
З алюмінієм чушковим	З фероалюмінієм	Алюміній чушковий	Фероалюміній	Розкислення Al чушковим	Розкислення фероалюмінієм	Розкислення Al чушковим	Розкислення фероалюмінієм
<b>ЗПС (ЗСП)</b>							
156,02	150,94	64/56	105/31,5	0,0040	0,0050	11,2	24,0
154,52	157,02	64/56	100/30,0	0,0038	0,0043	10,5	22,5
165,00	149,60	64/56	100/30,0	0,0037	0,0040	11,0	19,9
157,80	156,30	64/56	100/30,0	0,0038	0,0045	10,8	23,4
<b>5ПС (5СП)</b>							
156,80	170,90	64/56	90/27,0	0,0040	0,0033	11,3	20,9
153,52	146,94	64/56	80/24,0	0,0041	0,0031	11,3	19,0
163,80	160,02	64/56	95/28,5	0,0044	0,0034	12,9	19,1
154,02	140,36	64/56	80/24,0	0,0040	0,0033	11,1	19,3
146,44	148,94	64/56	85/25,5	0,0040	0,0033	10,5	19,3
середнє		64/56	92,8/27,8	0,0040	0,0038	11,2	20,8

\* У чисельнику загальна витрата, в знаменнику в перерахунку на чистий алюміній.

### **3.5. Вплив зміни технології розкислення сталі на навколишнє середовище**

Потенціал заощадження екологічних та енергетичних ресурсів у чорній металургії значний і навіть при сучасному інтенсивному науково-технічному розвитку галузі можна скоротити забруднення навколишнього середовища. Основними напрямками зниження впливу на навколишнє середовище конвертерного цеху ВАТ «НТМК» є удосконалення технологічних процесів розкислення металу, ліквідація неорганізованих викидів і застосування сучасних систем аспірації при підготовці плавки до розливання на установці ківш – піч.

Середня концентрація пилу в конвертерних газах становить 150-350 г/м<sup>3</sup>. Очищення конвертерних газів від пилу відбувається в апаратах мокрого очищення (у трубах Вентурі), при цьому 10-30 % викидів є неорганізованими, тобто потрапляють в атмосферу, оминаючи очисні пристрої. Ліквідація такого виду викидів є не менш важливим завданням, ніж оснащення конвертерів вискоелективними очисними системами. З результатів робіт, описаних в цьому розділі, випливає, що якість безперервнолитих заготовок підвищується, при цьому знижується витрата феросплавів на 1т сталі (за рахунок більш високого їх засвоєння). Знижується на 30 % угар матеріалів при розкисненні металу, що призводить до зниження неорганізованих викидів при зливі металу з конвертера в ківш не менш ніж на 15 %.

Технологічні гази з установки ківш – піч підлягають сухому очищенню від пилу за допомогою рукавних фільтрів. Застосування сухого очищення газів з екологічної точки зору доцільніше, ніж мокрою, оскільки відбувається економія витрати води на тону сталі, а ступінь очищення газів при цьому досягає 99,9 % (середній розмір часток уловленого пилу складає 10-100 мкм). Ці фільтри застосовані в конвертерному цеху. Очищене повітря, що

відходить, через витяжний газохід і димову трубу випускається в атмосферу. Прийомні бункери сипучих матеріалів і феросплавів, а також тракт їх транспортування, забезпечені місцевою системою аспірації і повітря проходить очищення від пилу в аналогічних системах сухого очищення, що повністю виключає неорганізовані викиди при подачі матеріалів у ківш.

Таким чином, разом зі зміною технології розкислення сталі в конвертерному цеху ВАТ «НТМК» знизилася забруднення навколишнього середовища.

### *Висновки до розділу 3*

1. Показано, що в умовах конвертерного виробництва ВАТ «НТМК» розкислення сталі алюмінієвою катанкою та порошковим силікокальцієвим дротом забезпечує краще засвоєння Al і Ca (78-85 % і 17-22 %) у порівнянні з чушковим алюмінієм і кусковим силікокальцієм (відповідно 18-20 % і 5-7 %).

2. Встановлено, що під час розливання сталі на МБЛЗ зниження вмісту в ній алюмінію не відбувається, а кальцію зменшується незначно, що не має негативного впливу на умови розливання і дозволяє коригувати вміст Al і Ca перед розливанням сталі на МБЛЗ без додаткового введення елементів в проміжний ківш.

3. Враховуючи, що вакуумований метал відрізняється від невакуумованого меншим вмістом розчиненого кисню і НВ, розроблений метод попереднього розкислення невакуумованої сталі алюмінієвим дротом. Алюміній вводиться на установці ківш – піч відразу після початку продувки металу інертним газом, забезпечуючи більш глибоке розкислення сталі і повніше видалення НВ в шлак через тривалу продувку металу інертним газом. Це поліпшило розливаємість металу, дозволило усунути брак за газовим міхуром в безперервнолітій заготівці і збільшити серії розливань на МБЛЗ методом «плавка на плавку». Показано, що для поліпшення умов розливання невакуумованої сталі з застосуванням цієї технології без

затягування заглибних стаканів необхідно мати таке ж відношення  $\text{Ca/Al} = 0,085-0,14$ , як і для вакуумованої сталі.

4. Вивчено, випробувано та впроваджено розкислення сталі в ковші фероалюмінієм замість чушкового алюмінію при зливі плавки з конвертера. Показано, що засвоєння алюмінію при цьому в 2 рази вище, ніж при розкисленні сталі чушковим алюмінієм. Крім того була механізована подача в ківш алюмінійвмісного сплаву.

## РОЗДІЛ 4

### ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ЕКСПЛУАТАЦІЇ ВОГНЕТРИВКИХ МАТЕРІАЛІВ ФУТЕРІВКИ КОНВЕРТЕРІВ

#### 4.1. Конструкції торкрет-машини для нанесення захисного вогнетривкого шару на футеровку конвертерів.

Існує два варіанти торкретування – сухе і мокре. Для сухого торкретування застосовуються машини з ротором або ресивером.

Для сухого торкретування футерівки конвертерів використовувалися торкрет-установки пневматичного типу китайського виробництва, що знаходяться в експлуатації в конвертерному цеху з 1995-1996 рр.. Продуктивність даних установок до 4 м<sup>3</sup>/год. Суттєвими недоліками застосовуваних в цеху торкрет-установок пневматичного типу є обмеження технологічних параметрів для використовуваних матеріалів (фракція частинок – не більше 3 мм; вологість – не більше 1%) і високі вимоги до газу-носія (вологість до 1%). Недотримання цих вимог призводить до частого утворення пробок у матеріалопроводі, що в кінцевому рахунку сприяє нестійкій роботі установки і, як наслідок, зниженню стійкості футерівки конвертера. Виходячи з необхідності збільшення стійкості футерівки конвертерів на 15-20 % за рахунок нанесення якісного торкрет-шару, в конвертерному цеху ВАТ «НТМК» виникла потреба вибору і придбання більш надійних і ефективних торкрет-установок нової конструкції і нового покоління.

Одним з основних та визначальних факторів успішної роботи інжекційного обладнання є правильний вибір типу камерного нагнітача, відповідного вимогам технологічного процесу, умов експлуатації, параметрам газу-носія і властивостями застосовуваних матеріалів.

В даний час в металургії для інжекційних технологій використовуються, в основному, два типи камерних нагнітачів: аераційний і пневмомеханічний. Критерії вибору типу нагнітачів представлені в таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 –

**Критерії вибору типу нагнітачів для інжекційних технологій**

Найменування критерію	Тип нагрівача	
	Пневмомеханічний	Аераційний
Продуктивність за матеріалом (можливий діапазон), кг / хв	5-150	5-150
Діапазон регулювання продуктивності	дворазовий	п'ятикратний
Дальність подачі матеріалу, м	до 150	до 150
Можливість застосування сипких матеріалів з кутом природного укосу, °	до 45	до 45
Можливість використання вологих насипних матеріалів, %	до 4	до 0,5
Можливість застосування насипних матеріалів з щільністю частинок до 4500 кг/см <sup>3</sup>	так	так
Необхідність використання псевдозгоряючих сипучих матеріалів	ні	так
Розмір частинок матеріалу, мм	0-15	0-2
Робочий тиск газу-носія, МПа	0,25-0,60	0,60-1,00
Витрата газу-носія при нормальних умовах, м <sup>3</sup> /хв	2,0-8,0	0,7-2,0
Можливість використання газу-носія вологістю до 10 г/м <sup>3</sup>	так	не допускається
Масова концентрація порошку в транспортуючому газі, кг/м <sup>3</sup>	0,5-40	2-60
Необхідність аерації в нижній частині нагнітача	ні	так
Кількість виходів для матеріалу	1-4	1

У аераційних живильниках створюється локально псевдозріджений шар в нижній частині робочої камери, що забезпечує плавне транспортування і дозування сипучих матеріалів з високою щільністю і невеликою швидкістю



транспортування (щільний потік) або з помірною і малою щільністю матеріалу (змішаний і розріджений потік).

Можна налаштувати установку для створення як щільного, так і розрідженого потоку, регулюючи тиск. До достоїнств живильника слід віднести можливість простої і надійної зміни його продуктивності в широкому діапазоні, транспортування газосуспензії з невеликою швидкістю при малому вмісті технологічного газу. Продуктивність живильника може досягати 500 кг/хв, а відстань подачі – 70 м без розшарування по зерну і 150 м з розшаруванням. Ці живильники застосовують в основному для інжекції порошкоподібних матеріалів, що не містять великих часток і мають вологість не більше 1 %. Проте, при появі у вихідних порошках крупних частинок (понад 3мм) або при підвищеній вологості матеріалу і несучого газу виникають проблеми зі створенням локального псевдозрідженого шару і нестабільністю дозування та подачі порошку, що в результаті призводить до закупорювання пневмопроводу.

В останні роки за кордоном широке розповсюдження отримали камерні живильники пневмомеханічного типу, вживані як для торкретування футерівки поверхонь, так і для інжекції порошкоподібних матеріалів в розплав металу. Живильники цього типу оснащені тарілчастим дозатором, встановленим в горизонтальній площині нижньої частини робочої камери (рис.4.1). Пневмомеханічний живильники найбільше відповідають умовам металургійного підприємства завдяки своїй простоті і надійності; вони придатні для дозування і транспортування як пилу, так і крупнозернистого матеріалу з розміром часток до 15 мм і вологістю до 4 %.

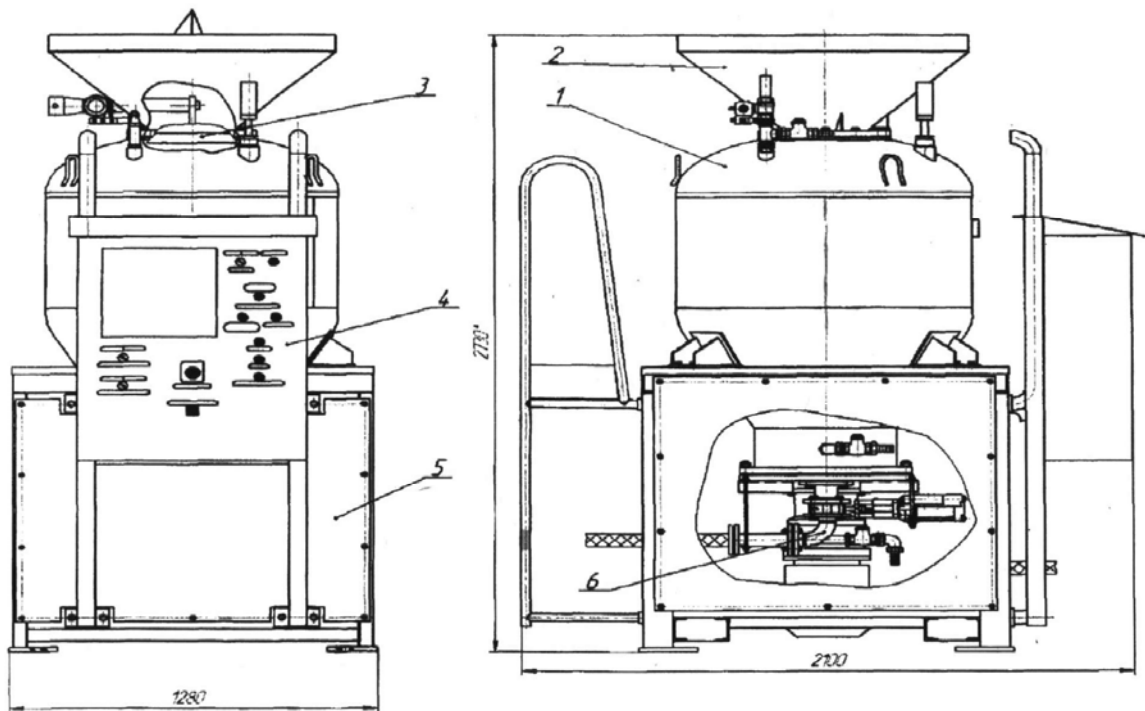


Рис. 4.1 – Конструкція пневмомеханічної торкрет-установки

1 – робоча камера, 2 – завантажувальна воронка, 3 – дзвоновий клапан, 4 – шафа управління, 5 – рама; 6 – розвантажувальний пристрій з тарілчастим дозатором.

Вивчення параметрів вітчизняних і зарубіжних установок показало, що пропонувані інжекційні установки НТМ-01-4 пневмомеханічного типу, на відміну від зарубіжних аналогів, мають наступні переваги:

- широкий діапазон регулювання продуктивності (газодинамічне і механічне регулювання);
- можливість використання торкрет-матеріалів фракцією до 15 мм, вологістю до 4% і газу-носія вологістю понад 1 %;
- простота і надійність в експлуатації;
- нижча вартість (у 2-3 рази);
- відповідність умов вітчизняного металургійного виробництва;
- простота обслуговування при експлуатації;

Вивчено вплив режимних і конструктивних факторів на інтенсивність виведення сипучих матеріалів з пневмомеханічний живильника. У результаті

були виділені основні параметри пило-газового потоку в інжекційних системах:

1. В якості величини, що визначає режим течії газосуспензії, була обрана швидкість газу, який переносить суспензію.

На малюнку 4.2 показаний експериментально встановлений вид кривих.

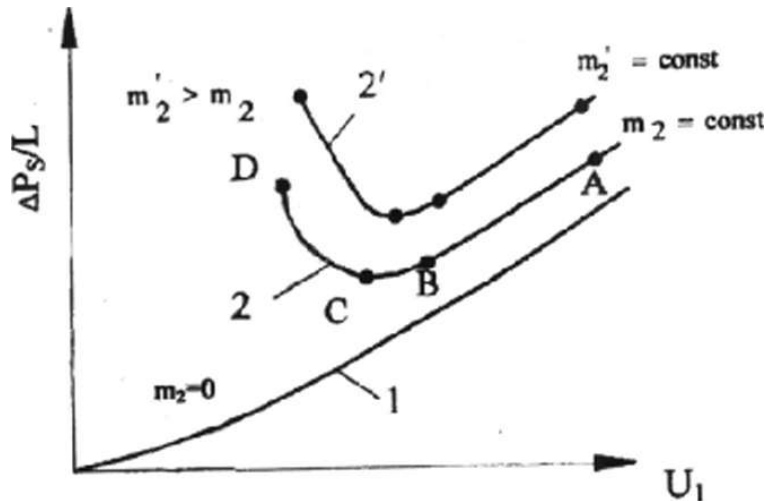


Рис. 4.2 – Залежність перепаду тиску від швидкості газу при пневмотранспорту порошку в горизонтальній трубі

1 – чистий газ; 2 – газопорошкова суміш при  $m_2 = \text{const}$ ; 2' – газопорошкова суміш при  $m_2' = \text{const}$

Ці криві відображають залежність перепаду тиску  $\Delta P_s$  на одиницю довжини труби  $L$  від швидкості  $U_1$  транспортуючого газу при постійній витраті порошку  $m_2$ . Якщо швидкість  $U_1$  зменшувати від величини в точці "A" до величини в точці "B", то відрізок кривої 2 між цими точками розташовується майже паралельно кривій 1, у цьому діапазоні швидкостей переміщення порошку здійснюється в підвішеному стані.

При подальшому зменшенні швидкості газу відбувається розшарування однорідної структури потоку, що супроводжується зростанням пульсацій тиску. Значення швидкості газу, що відповідає точці "B", називають критичною швидкістю  $U_{1\text{кр}}$  пневмотранспорту.

Однією з основних характеристик двофазного потоку є масова концентрація  $W$  суміші, що представляє відношення масової витрати порошку  $m_2$  до масової витрати газу  $m_1$ :

$$W = m_2/m_1 \quad (4.1)$$

Загальна схема транспортування матеріалів по трубі представлена на малюнку 4.3.

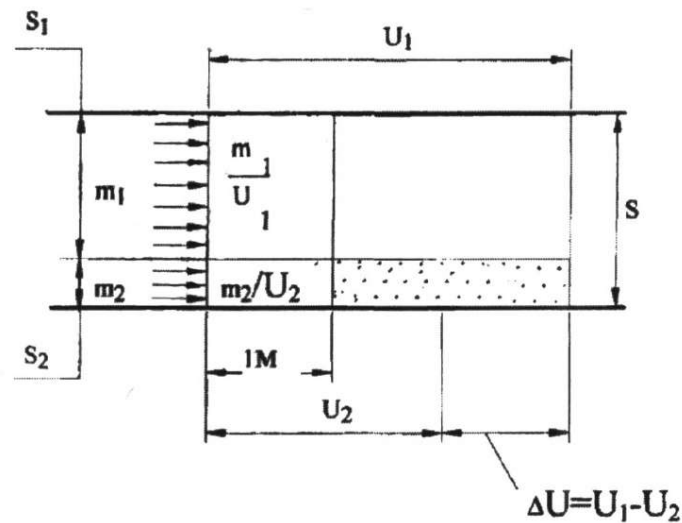


Рис. 4.3 – Схема транспортування матеріалу

$S_1$  – площа перерізу труби, зайнята газом;  $S_2$  – площа перерізу труби, зайнята матеріалом;  $m_1$  – маса газу;  $m_2$  – маса порошку;  $U_1$  – швидкість газу;  $U_2$  – швидкість порошку

Критична швидкість пневмотранспорту є головним параметром, від якого залежить надійність роботи всього продувного пристрою. Розрахунки критичної швидкості для різних пневмоліній були виконані за формулою, запропонованою А.Є. Смолдиревим. Для вихідного перетину пневмолінії, де є атмосферний протитиск, вона становить:

$$U_{1кр} = c\sqrt{gaWD}, \quad (4.2)$$

де  $c$  – дослідна константа, що залежить від гранскладу транспортованого матеріалу (для кускових матеріалів, де є більше 3 мм, величину  $c$  рекомендується приймати на рівні 0,35);

$g$  – прискорення сили тяжіння,  $\text{м/с}^2$ ;

$a$  – відношення густин частинок до газу ( наприклад, при  $\rho_2 = 3500 \text{ кг/м}^3$ ,  $\rho_1 = 1,2 \text{ кг/м}^3$ , значення  $a = \rho_2/\rho_1 = 2920$ );

$W$  – масова концентрація суміші,  $\text{кг/кг}$ ;

$D$  – діаметр труби,  $\text{м}$ .

Пневмомеханічний живильник обладнаний приводним тарілчастим дозатором, що має лопастне колесо з осередками, яке встановлено в нижній частині робочої камери. Сипкий матеріал під впливом власної ваги і верхнього тиску газу заповнює осередки і переміщається обертливим колесом до розвантажувального отвору, розташованого під лопастями. При відсутності підведення стисненого газу до установки (тобто при механічному дозуванні) продуктивність тарілчастого дозатора  $Q$  у вигляді секундної витрати матеріалу визначається виходячи із загального рівняння живильників безперервної дії:

$$Q = K_n \cdot V \cdot n [\pi(R^2 - r^2) - (R - r) \cdot b \cdot i] \cdot \gamma, \quad (4.3)$$

де  $K_n$  – коефіцієнт наповнення осередків;

$V$  – ширина лопатевого колеса,  $\text{м}$ ;

$n$  – частота обертання лопатевого колеса в секунду;

$R$  – радіус лопатей,  $\text{м}$ ;

$r$  – радіус колеса,  $\text{м}$ ;

$b$  – товщина лопаті,  $\text{м}$ ;

$i$  – число осередків колеса;

$\gamma$  – об'ємна маса матеріалу,  $\text{кг/м}^3$ .

З формули випливає, що продуктивність дозатора залежить тільки від його геометричних розмірів і частоти обертання колеса дозатора.

Коефіцієнт заповнення клітинок визначається за формулою:

$$K_{\text{п}} = 1 - \frac{\pi^2(R+r)}{1800g} n^2, \quad (4.4)$$

де  $g$  – прискорення вільного падіння.

Дослідним шляхом встановлено, що зі збільшенням вологості матеріалу від 0 до 9 % скорочується його витрата при однакових режимах. Зниження продуктивності установки від вологості суміші можна представити у вигляді додаткового члена розрахункової функції, яка має вигляд:

$$Q_{\text{факт}} = Q - \Delta Q, \quad (4.5)$$

де  $Q$  – продуктивність тарілчастого дозатора, кг/хв;

$\Delta Q$  – втрати продуктивності тарілчастого дозатора, кг/хв.

Із застосуванням отриманих результатів та з урахуванням досвіду роботи пневмоагрегатів в різних галузях промисловості були виготовлені інжекційні установки, які пройшли випробування і впроваджені у виробництво. Промислові випробування інжекційних установок і їх подальша експлуатація підтвердили, що їх конструкція не поступається зарубіжним аналогам за надійністю і діапазоном застосування, найбільше відповідають умовам вітчизняного виробництва і, разом з тим, значно дешевші.

## 4.2. Торкретування футеровки конвертерів

Однією з негативних сторін роботи конвертерного цеху ВАТ «НТМК» була низька стійкість футерівки конвертерів. У зв'язку з цим була введена в експлуатацію інжекційна установка НТМ-01-4М пневмомеханічного типу для торкретування футерівки конвертерів. Пуск установки в експлуатацію дав змогу провести випробування і відпрацювати технологію нанесення торкрет-шару периклазовими торкрет-масами LNM-85 і DSA-MCAREP 80C

китайського виробництва на різні частини футерівки конвертера, в тому числі і в область цапфових зон. Хімічний склад торкрет мас зазначений у таблиці 4.2.

Таблиця 4.2 –

**Хімічний склад торкрет-мас для торкретування футерівки конвертера**

Найменування	Вміст MgO, %	Вміст С, %	Зерновий склад
LNM-85	85,47	6,21	0-3
DSA-MCAREP 80C	80,63	6,72	0-6

Торкрет-масу LNM-85 наносили торкрет-установкою НТМ-01-4М шарами на велику площу в область конічної частини конвертера, зливну частину, завантажувальну частину від середини циліндричної частини і нижче, в цапфові зони. Витрата вогнетривкої торкрет-маси LNM-85 склала 1000 кг на одну операцію торкретування при мінімальному відскоку порошку. Час спікання (горіння) маси склав 25-40 хв. в залежності від товщини нанесеного торкрет-шару. При випробуванні торкрет-маси DSA-MCAREP 80C її наносили торкрет-установкою НТМ-01-4М в область цапфових зон конвертера, витрата маси склала 300-500 кг за одну операцію. Відзначено, що час спікання маси становив 12-18 хв., відскік порошку значно вище, ніж у порівнювальній. Результати випробувань торкрет-мас китайського виробництва, які наносяться на футерівку конвертера торкрет-установкою НТМ-01-4, вказані в таблиці 4.3.

З таблиці 4.3 випливає, що стійкість торкрет-шару у мас LNM-85 вище, ніж у мас DSA-MCAREP 80C. Триваліше спікання маси LNM-85 пояснюється більшою товщиною нанесеного торкрет-шару, тому що витрата маси на операцію перевищила порівняльну в 2-3 рази. Більший відскік порошку і нижча стійкість торкрет-мас DSA-MCAREP 80C пояснюється крупнішим зерновим складом (таблиця 4.2).

Таблиця 4.3 –

**Результати випробувань торкрет-мас китайського виробництва**

Параметри	LNМ-85	DSA-MCAREP 80C
Час спікання, хв.	25-40	12-15
Витрата маси на операцію, кг	1000	300-500
Стійкість шару в цапфових зонах, плавок	2-6	2-4
Стійкість шару в інших частинах футеровки, плавок	4-7	2-4

На підставі вищеписаних дослідних робіт була спроектована, виготовлена і введена в експлуатацію нова конструкція інжекційної установки пневмомеханічного типу з автоматизованою системою управління інжекційним обладнанням (АСУІО) для торкретування футерівки конвертерів. Знайомство з інжекційними установками, застосовуваними для торкретування металургійних агрегатів, показало, що за надійністю експлуатації установки НТМ-01-04М перевершують зарубіжні аналоги, а за рівнем автоматизації з застосуванням нової АСУІО не поступаються їм.

Застосування АСУІО дозволяє розширити можливості використання інжекційного обладнання та значно поліпшити техніко-економічні показники виробництва сталі в конвертерному цеху ВАТ «НТМК».

### **4.3 Вивчення впливу торкретування футерівки агрегатів на забрудненість сталі неметалічними включеннями**

Відомо, що вогнетриви футерівки металургійних агрегатів є одним із джерел забруднення сталі неметалічними включеннями (НВ), що є хімічними сполуками металів з неметалами і перебувають у сталі і сплавах у вигляді окремих фаз. За хімічним складом НВ поділяються на оксиди, сульфідні,



нітриди, фосфіди, карбіди і інтерметаліди. Неметалічні включення, джерелом яких є вогнетриви, відносяться до екзогенних (зовнішнього походження). Під час випуску і розливання вони захоплюються потоками рідкого металу і фіксуються в затверділій сталі. Найбільш небезпечними є дрібні частинки вогнетривів, оскільки великі, що мають розмір більше 0,1-0,5 мм, легко спливають. При поганому стані футерівки конвертера, сталерозливного ковша, або за відсутності контролю за їх станом частка внесених в метал включень стає помітною. Суворе дотримання правил догляду за футерівкою і правильна технологія ведення плавки забезпечують отримання металу з незначною кількістю НВ, гарантують позитивну зміну складу включень і їх успішне видалення з розплаву.

#### *Висновки до розділу 4*

1. Показано, що кращою конструкцією для торкретування футерівки конвертерів є установка з пневмомеханічним камерним нагнітачем; вивчено вплив режимних і конструктивних факторів на інтенсивність виведення порошків з живильника. Сконструйовані і виготовлені торкрет-установки NTM-01-4 і НТМ-01-4М успішно використовуються в конвертерному цеху ВАТ «НТМК» з 2002 р., показавши велику надійність при експлуатації.

2. У результаті застосування торкрет-установки НТМ-01-4М для нанесення торкрет-шару на футерівку конвертерів знижені питомі витрати на вогнетриви.

3. Показано, що торкретування футерівки конвертера інжекційними установками NTM-01-4 і НТМ-01-4М не погіршило якісних показників сталі за неметалічними включеннями.

4. Встановлено, що впровадження нової технології торкретування футерівки конвертера дозволило за рахунок збільшення стійкості футерівок приблизно в два рази знизити кількість відходів виробництва від перефутерівки цих металургійних агрегатів, що поступає у відвали. Знижено

~ в 2 рази кількість пилу, що викидається в атмосферу при видаленні старої футерівки.

## ВИСНОВКИ

Виконано комплекс досліджень, спрямованих на розробку і вдосконалення технології позапічної обробки сталі в умовах конвертерного цеху ВАТ «НТМК», що складається з лабораторних і промислових експериментів. Вивчено фізико-хімічні характеристики застосовуваних на комбінаті розкислювачів; вплив місця, способу і часу введення феросплавів на ступінь засвоєння алюмінію і кальцію сталлю, утворення і склад алюмінатів кальцію.

Основні науково-практичні висновки роботи:

1. Вивчено фізико-хімічні характеристики застосовуваних у ВАТ «НТМК» силікокальцію і алюмінієвих сплавів – температури плавлення, щільності, ступеня засвоєння сталлю. Всі досліджені сплави за температурами плавлення відносяться до легкоплавких (менше 1340 °С). Коефіцієнт засвоєння алюмінію, що залежить в основному від щільності алюмінійвмісних сплавів, найбільш високий у фероалюмінія.

Проведено математичне моделювання процесу плавлення силікокальцію, що вводиться в сталь шматками, порошковим дротом і інжекцією порошку. Вивчено вплив крупності сплавів, температури сталі на час плавлення силікокальцію, розглянуто механізм його плавлення. Показано, що мінімальний час плавлення силікокальцію, що забезпечує низьке окислення кальцію і високе його засвоєння, досягається при введенні сплаву порошковим дротом і інжекцією.

2. Показано, що в умовах конвертерного цеху ВАТ «НТМК» розкислення сталі алюмінієвим та порошковим силікокальцієвим дротом забезпечує вищу ступінь засвоєння алюмінію (78-85 %) і кальцію (17-22 %) в порівнянні з чушковим алюмінієм і кусковим силікокальцієм (відповідно 18-20 і 5-7 %).

3. Випробуваний і впроваджений новий алюмінійвмісний сплав для розкислення сталі – фероалюміній. Його використання дозволило збільшити засвоєння алюмінію, автоматизувати подачу сплавів у ківш – піч і значно знизити витрати на розкислення.

4. Визначено, що кращою конструкцією для торкретування футерівки конвертерів є установка з пневмомеханічним камерним нагнітачем, вивчено вплив режимних і конструктивних факторів на інтенсивність виведення порошків з живильника. Сконструйовані і виготовлені торкрет-установки НТМ-01-4 і НТМ-01-4М які показали велику надійність при експлуатації.

Показано, що впровадження в технологію виробництва сталі торкретування конвертора не погіршило якісних показників металу за неметалічними включеннями.

5. Оцінка нових елементів впровадженої на ВАТ «НТМК» технології позапічної обробки сталі показала, що забрудненість атмосфери знижена за рахунок меншого угару феросплавів, зниження витрати вогнетривів і кількості замін футерівок вакууматорів та конвертерів.

## ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Бигеев А.М. Металлургия стали: Теория и технология плавки стали / А.М. Бигеев, В.А. Бигеев – Киев., 2000. – 544 с.
2. Носкова Г.В. Внепечная обработка стали в США / Г.В. Носкова // Черметинформация. – 1982. – Вып.17. – С. 24.
3. Лузгин В.П. Кислород и механизм его влияния на свойства стали / В.П. Лузгин // Киев Сталь. – 1999. - № 10. – С. 22-26.
4. О связи результатов анализа кислорода с неметаллическими включениями в шарикоподшипниковых сталях / Л.К. Оржицкая [и др.] // X международная научно-практическая конференция: сб. науч. тр. – Запорожье, 2003. – С. 14-17.
5. Казачков И.П. Легирование стали / И.П. Казачков. – Киев, 1982. 342 с.
6. Морозов А.Н. Водород и азот в стали / А.Н. Морозов. – Киев., 1968. – 283 с.
7. Неймарк В.Е. Модифицированный стальной слиток / В.Е. Неймарк. – Киев., 1977. – 200 с.
8. Ицкович Г.М. Раскисление стали и модифицирование неметаллических включений / Г.М. Ицкович – Киев., 1981. 296 с.
9. Жучков В.И. Растворение Ферросплавов в жидком металле / В.И. Жучков, А.С. Носков, А.Л. Завьялов – Киев., 1990. – 226 с.
10. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали / В.А. Кудрин – Киев, 2003. – 528 с.
11. Кудрин В.А. Внепечная обработка чугуна и стали / В.А. Кудрин. – Киев, 1992. – 338 с.
12. Поволоцкий Д.Я. Раскисление стали / Д.Я. Поволоцкий . – Киев, 1972. – 208 с.

13. Новые реагенты для обработки металлургических расплавов на основе металлического кальция / А.А. Неретин [и др.]. // III конгресс сталеплавателей: тр. – Киев, 1996. – С. 255-256.
14. Дюдкин Д.А. О перспективах повышения качества металла в Украине / Д.А. Дюдкин, В.С. Харахулах // Металлы и литье Украины. – 1999. - № 13-14. – С. 5-7.
15. Мельник С.Г. Исследование влияния способов внепечной обработки на загрязненность стали неметаллическими включениями / С.Г. Мельник, И.Л. Бродецкий, О.В. Носоченко // Киев Сталь. – 1996. - №9. С. 15.
16. Чумаков С.М. Совершенствование технологии производства низкосернистой стали с применением кальцийсодержащей проволоки / С.М. Чумаков, С.Д. Зинченко, Г.П. Урюпин // IV конгресс сталеплавателей: тез. Докл. Международной научн. Конф. – Киев, 1997. – С. 27-28.
17. Внепечная обработка жидкой стали порошковой алюмокальциевой проволокой / В.П. Онищук [и др.] // Металлы и литье Украины. – 1999. - № 13-14. – С. 20.
18. Кисиленко В.В. Оптимизация режима ввода порошковой проволоки в жидкую сталь / В.В. Кисиленко, В.П. Онищук, Д.А. Дюдкин // Металлы и литье Украины. – 1999. – № 13-14. – С. 18-19.
19. Голубцов В.А. Сравнение способов модифицирования стали в ходе внепечной обработки / В.А. Голубцов, А.А. Воронин, В.Е. Рошин // VIII конгресс сталеплавателей: тр. – Киев, 2005. – С. 411-417.
20. О. Г. Величко, Б.М.Бойченко, О.М.Стойков. Технології підвищення якості сталі. Дніпропетровськ: Системні технології, 2009. - 234 с.
21. Лунев В.В. Исследование раскислительной особенности лигатур с РЗМ и ЩЗМ / В.В. Лунев, В.В. Аверин, Ю.А. Шульте // Теория и

- практика получения и применения комплексных ферросплавов: сб. науч. тр. – Тбилиси, 1974. – С. 156-161.
22. Жучков В.И. О температурах плавления ферросплавов / В.И. Жучков, Н.А. Ватолин, А.Л. Завьялов // Известия Киев. Металлы. – 1982. - № 4. – С. 45-46.
23. Изучение свойств ферросплавов и лигатур для микролегирования и раскисления стали / В.С. Игнатъев [и др.] // Изв. вузов. Черная металлургия . – 1988. - № 6. – С. 37-42.
24. Строганов А.И. Требования к ферросплавам для раскисления и легирования / А.И. Строганов // Производство ферросплавов; сб. науч. тр. – Днепропетровск, 1980. – С.5-24.
25. Завьялов А.Л. Физико-химические характеристики и разработка фракционного состава комплексных ферросплавов для внепечной обработки стали / Дис...канд. техн. Наук. – Днепропетровск, 1987. – 112 с.
26. Технология ввода ферросплавов в железоуглеродистый расплав порошковой проволокой: Препринт / В.И. Жучков [и др.]. – Днепропетровск, 1998. – 52 с.
27. Жучков В.И. Сравнительная оценка эффективности усвоения ферросплавов при выплавке стали / В.И. Жучков, О.Ю. Шешуков, Е.Ю. Лозовая // Электromеталлургия. – 2004. - № 5. – с. 9-11.
28. Лозовая Е.Ю. Плавление силикокальция, вводимого в жидкую сталь различными способами / Лозовая Е.Ю. [и др.] // Сталь. – 2005. - № 12. – с. 21-23.
29. Некрасов А.В. Математическое моделирование процесса плавления ферросплавов в железоуглеродистом расплаве / А.В. Некрасов [и др.] // Моделирование, программное обеспечение и наукоемкие технологии в металлургии: тр. Всероссийской науч. –техн. Конф. – Киев, 2001. – С. 213-221.

30. Внепечная обработка расплава порошковыми проволоками / Д.А. Дюдкин [и др.]. – Донецк, 2002. – 296 с.
31. Лозовая Е.Ю. Кинетика плавления ферросплавов при их вдувании в железоуглеродистый расплав / Е.Ю. Лозовая, В.И. Жучков, А.В. Некрасов // - Электromеталлургия. – 2001. - № 1. – С. 41-47.
32. Кньюппель Г. Основы и технология ковшовой металлургии. Т.2: Раскисление и вакуумная обработка стали: Пер. с нем. / Г. Кньюппель. – Киев, 1984. – 412 с.
33. Кньюппель Г. Раскисление алюминием. Т.2: Раскисление и вакуумная обработка стали: Пер. с нем. / Г. Кньюппель. – Киев, 1973. – 312 с.
34. Производство стали на агрегате ковш-печь: Обработка стали кальцийсодержащими реагентами / Д.А. Дюдкин [и др.]. – Донецк, 2003. – 300 с.
35. Каваути Ю. Технология обработки специальных сталей кальцием / Ю. Каваути, М. Кадзусима // Новости ЧМ за рубежом. – 1996. - № 1. – С. 64-66ю
36. Жучков В.И. Методы улучшения качества и разливаемости металла путем совершенствования технологии его раскисления при внепечной обработке / В.И. Жучков, С.В. Виноградов, А.А. Фетисов // Metallurg. – 2003. - № 10. – С. 40-43.
37. Физико-химические характеристики ферросплавов системы Fe-Al / О.Ю. Шешуков [и др.] // Электromеталлургия. – 2005. - № 9. – С. 20-22.
38. Куріс Ю.В. Вдосконалення технології виробництва та розливання конвертерної сталі марки Зпс // Матеріали XVI науково-технічної конференції студентів, магістрантів, аспірантів і викладачів ЗДІА. Металургія та енергозбереження як основа сучасної промисловості. Частина I. 11-15 квітня 2011 р.- Запоріжжя: ЗДІА, 2011.- С.22