

В. О. ШАПОВАЛОВ,  
Ф. К. БІКТАГІРОВ,  
В. Г. МОГИЛАТЕНКО

# ПОЗАПІЧНЕ ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ: СПОСОБИ, ПРОЦЕСИ, ТЕХНОЛОГІЇ







МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
НАЦІОНАЛЬНА АКАДЕМІЯ НАУК УКРАЇНИ  
ІНСТИТУТ ЕЛЕКТРОЗВАРЮВАННЯ ім. Є. О. ПАТОНА

**В. О. Шаповалов, Ф. К. Біктагіров, В. Г. Могилатенко**

# **ПОЗАПІЧНЕ ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ: СПОСОБИ, ПРОЦЕСИ, ТЕХНОЛОГІЇ**

За редакцією академіка І. В. Кривцуна

*Затверджено Вченою радою  
Інституту електрозварювання ім. Є. О. Патона НАН України  
як підручник для студентів,  
які навчаються за спеціальністю 136 «Металургія»,  
освітньої програми «Комп'ютеризовані процеси лиття»*

«ХІМДЖЕСТ»

КИЇВ

2023

УДК 669 (075.8)

ББК 34.3я73

Ш24

Рецензенти: *Смірнов О.В.* доктор технічних наук, професор

*Хричіков В.С.* доктор технічних наук, професор

Гриф надано Вченою вченою радою Інституту електрозварювання ім. Є. О. Патона НАН України (протокол № 6 від 12.07.2022 р.)

Ш24 Позапічне оброблення сталі: способи, процеси, технології [Текст] : підручник для студ. спеціальності 136 «Металургія», освітньої програми «Комп'ютеризовані процеси лиття» / В. О. Шаповалов, Ф. К. Біктагіров, В. Г. Могилащенко; за ред. академіка І. В. Кривцуна. – К.: Хімджест, 2023. – 360 с.

У підручнику викладено наукові та прикладні аспекти різних процесів позапічної обробки сталі. Описані сучасні, найбільш прогресивні методи позапічної обробки сталі у рідкому стані, включаючи: вакуумування, оброблення інертними газами, порошкоподібними реагентами та шлаками у виливницях, ковшах і агрегатах типу ківш-піч з одночасним підігріванням рідкої сталі, як електричними, так і термохімічними джерелами теплової енергії. Викладені особливості роботи агрегатів, які знайшли застосування в промислових умовах заводів України та інших країн.

Підручник призначений для студентів спеціальності 136 «Металургія» освітньої програми «Комп'ютеризовані процеси лиття», може бути корисним для студентів, які навчаються за іншими освітніми програмами спеціальності, а також здобувачів третього наукового рівня освіти, викладачів металургійних спеціальностей вузів, наукових та інженерно-технічних працівників металургійних і машинобудівних підприємств.

Scientific and applied aspects of various processes of non-furnace steel processing are considered in the textbook. The modern, most progressive methods of out-of-furnace processing of liquid steel are described, including: vacuuming, blowing with inert gases, powder reagents and slags in molds, ladles and units of the ladle-furnace type with simultaneous heating of liquid steel, both electric and thermo-chemical sources of thermal energy. Features of the operation of aggregates that have found application in the industrial conditions of factories in Ukraine and other countries are outlined.

The textbook is intended for students of the specialty 136 "Metallurgy" of the educational program "Computerized Casting Processes," can be useful for students studying in other educational programs of the specialty, as well as applicants of the third scientific level of education (graduate students), teachers of metallurgical specialties of universities, scientific and engineering workers of metallurgical and machine-building enterprises.

© В. О. Шаповалов,  
Ф. К. Біктагіров,  
В. Г. Могилащенко  
© Хімджест, 2023

ISBN 978-617-7260-22-5

## ЗМІСТ

|                                                                                                                          |           |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| <b>ПЕРЕДМОВА.....</b>                                                                                                    | <b>6</b>  |
| <b>РОЗДІЛ 1 ПРОГРЕСИВНІ ТЕНДЕНЦІЇ ВИПЛАВЛЯННЯ СТАЛІ В ЕЛЕКТРОДУГОВИХ ПЕЧАХ І ТРАНСФОРМАЦІЯ ПІЧНОГО УСТАТКУВАННЯ.....</b> | <b>9</b>  |
| 1.1 Деякі тенденції розвитку сталеплавильного виробництва.....                                                           | 9         |
| 1.2 Особливості класичної технології виплавляння сталі в електродугових печах.....                                       | 11        |
| 1.3 Технологічні та фізико-хімічні передумови трансформувannya електродугових печей.....                                 | 24        |
| 1.4 Еволюція електродугових печей і конструктивні особливості надпотужних дугових печей.....                             | 27        |
| 1.5 Шихтові матеріали та технологія плавки в надпотужних дугових печах.....                                              | 37        |
| 1.6 Інтенсифікація плавки в надпотужних електродугових печах...                                                          | 41        |
| Питання для самоконтролю.....                                                                                            | 48        |
| Література.....                                                                                                          | 49        |
| <b>РОЗДІЛ 2 ПОЗАПІЧНЕ ОБРОБЛЕННЯ СТАЛЕЙ ЯК ІНСТРУМЕНТ ПІДВИЩЕННЯ ЇХ ЯКОСТІ.....</b>                                      | <b>56</b> |
| 2.1 Аналіз завдань і методів позапічного рафінування сталі.....                                                          | 56        |
| 2.2 Передумови застосування методів позапічного оброблення сталі стосовно киснево-конверторного процесу.....             | 60        |
| 2.3 Класифікація методів позапічного оброблення сталі.....                                                               | 65        |
| Питання для самоконтролю.....                                                                                            | 75        |
| Література.....                                                                                                          | 76        |
| <b>РОЗДІЛ 3 ОБРОБЛЕННЯ МЕТАЛЕВИХ РОЗПЛАВІВ ІНЕРТНИМИ ГАЗАМИ ТА ГАЗОВИМИ СУМІШАМИ.....</b>                                | <b>81</b> |
| 3.1 Гідродинаміка ванни та процеси масообміну при продуванні розплавів газами.....                                       | 81        |
| 3.2 Методи продування та технічні засоби для їх реалізації.....                                                          | 93        |
| 3.3 Охолоджувальна дія газу на металевий розплав.....                                                                    | 103       |
| 3.4 Дегазація металевих розплавів при продуванні в ковші.....                                                            | 106       |
| 3.5 Десульфурация металу при продуванні.....                                                                             | 115       |
| 3.6 Аргоново-кисневе продування сталей.....                                                                              | 118       |

|                                                                                          |            |
|------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| Питання для самоконтролю.....                                                            | 120        |
| Література.....                                                                          | 122        |
| <b>РОЗДІЛ 4 ОБРОБЛЕННЯ РОЗПЛАВУ ВАКУУМОМ.....</b>                                        | <b>127</b> |
| 4.1 Фізико-хімічні процеси в рідкій сталі при вакуумуванні.....                          | 129        |
| 4.2 Методи вакуумного оброблення сталі.....                                              | 142        |
| 4.2.1 Вакуумне оброблення розплаву в ковші.....                                          | 143        |
| 4.2.2 Вакуумне оброблення струменя розплаву.....                                         | 147        |
| 4.2.3 Порційне та циркуляційне вакуумне оброблення розплаву.....                         | 149        |
| 4.3 Вакуумне оброблення розплаву з окисненням.....                                       | 158        |
| 4.4 Вакуум-шлакове оброблення сталі.....                                                 | 162        |
| 4.5 Пульсаційне перемішування в ковші.....                                               | 164        |
| Питання для самоконтролю.....                                                            | 167        |
| Література.....                                                                          | 169        |
| <b>РОЗДІЛ 5 ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ ШЛАКОВИМИ СУМІШАМИ В КОВШІ.....</b>                         | <b>173</b> |
| 5.1 Роль шлаків у металургійних процесах.....                                            | 173        |
| 5.2 Оброблення сталі в ковші кінцевим шлаком електродугової плавки.....                  | 183        |
| 5.3 Оброблення сталі в ковші синтетичними шлаками.....                                   | 185        |
| 5.4 Оброблення сталі в ковші твердофазними шлаковими сумішами.....                       | 190        |
| Питання для самоконтролю.....                                                            | 195        |
| Література.....                                                                          | 196        |
| <b>РОЗДІЛ 6 ОБРОБЛЕННЯ МЕТАЛЕВОГО РОЗПЛАВУ В КОВШІ ГАЗОПОРОШКОВИМИ СУСПЕНЗІЯМИ .....</b> | <b>201</b> |
| 6.1 Основні завдання та методи оброблення металевих розплавів порошками.....             | 202        |
| 6.2 Організація подачі порошкових суспензій у розплав.....                               | 204        |
| 6.3 Розкиснення сталі вдуванням порошкових матеріалів у розплав.....                     | 209        |
| 6.4 Десульфуратія металу продуванням порошковими матеріалами.....                        | 221        |
| 6.5 Дефосфорація металу порошковими матеріалами.....                                     | 229        |
| 6.6 Поводження газів при продуванні металевого розплаву порошковими сумішами.....        | 233        |
| 6.7 Імпульсно-динамічне оброблення металу в ковші.....                                   | 237        |

|                                                                                                     |            |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| Питання для самоконтролю.....                                                                       | 239        |
| Література.....                                                                                     | 241        |
| <b>РОЗДІЛ 7 ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ ПОРОШКОВИМ ДРОТОМ.....</b>                                             | <b>246</b> |
| 7.1 Оброблення сталі кальційвмісним дротом.....                                                     | 246        |
| 7.2 Виробництво сталі з регламентованим вмістом елементів у<br>вузьких межах.....                   | 253        |
| 7.3 Оброблення сталі лужно- та рідкісноземельними металами.....                                     | 264        |
| Питання для самоконтролю.....                                                                       | 271        |
| Література.....                                                                                     | 272        |
| <b>РОЗДІЛ 8 ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ В АГРЕГАТАХ ТИПУ КІВШ-ПІЧ.....</b>                                     | <b>280</b> |
| 8.1 Призначення і класифікація агрегатів ківш-піч.....                                              | 280        |
| 8.2 Тепловий баланс агрегату ківш-піч з електродуговим нагрівом.....                                | 289        |
| 8.3 Теплова робота агрегатів ківш-піч з плазмовим нагрівом.....                                     | 295        |
| 8.4 Конструктивні особливості агрегату ківш-піч.....                                                | 302        |
| 8.5 Рафінувальні шлаки для агрегатів ківш-піч.....                                                  | 313        |
| 8.6 Перемішування металу в ківші-печі.....                                                          | 316        |
| Питання для самоконтролю.....                                                                       | 320        |
| Література.....                                                                                     | 321        |
| <b>РОЗДІЛ 9 ПОЗАПІЧНЕ ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ НА МАШИНАХ<br/>БЕЗПЕРЕРВНОГО ЛИТТЯ ЗАГОТОВОК (МБЛЗ).....</b> | <b>328</b> |
| 9.1 Класифікація та сучасний стан процесів безперервного лиття<br>сталі.....                        | 328        |
| 9.2 Проміжний ківш МБЛЗ.....                                                                        | 333        |
| 9.3 Інші (спеціальні) методи оброблення рідкого металу в<br>проміжному ківші і кристалізаторі.....  | 345        |
| Питання для самоконтролю.....                                                                       | 353        |
| Література.....                                                                                     | 354        |



## ПЕРЕДМОВА

Друга половина 20-го століття та початок 21 століття ознаменувалися бурхливим розвитком, як у нашій країні, та за кордоном, спеціального металургійного виробництва – електрометалургії, киснево-конверторного процесу та процесів із застосуванням вакууму. Виробництво сталі у світі зросло з 300–350 млн. тонн у 1960 році до 1950,5 млн. тонн у 2021 році.

Важливу роль в успішному розвитку сталеплавильного виробництва зіграло позапічне оброблення рідкого металу після його виплавки в сталеплавильному агрегаті.

Більше 70 % рідкої сталі виплавляється киснево-конверторним способом. Конверторне виробництво обов'язково включає в себе після зливу з конвертора операцію доведення металу до необхідних кондицій в ковші, тобто позапічне оброблення. Якщо спочатку конверторним способом виплавляли рядові марки сталі, то з розвитком та удосконаленням методів позапічного оброблення, особливо з появою агрегатів типу ківш-піч та великотоннажних вакууматорів, стало можливим виробляти сталь широкого асортименту та призначення. Це стало додатковим чинником зростання конверторного виробництва.

Інтенсивний розвиток киснево-конверторного процесу та витіснення ним мартенівської плавки призвело до збільшення накопичення металобрухту. Його перероблення виявилася найуспішнішою в дуговій печі. Крім того, дугова піч – основний агрегат для переплаву металізованої сировини (котунів). Ця обставина, а також суттєве підвищення продуктивності електродугових печей та підвищення техніко-економічних показників їхньої роботи викликали зростання світового виробництва електросталі.

У дугових електropечax сьогодні виплавляють всі відомі марки сталей: конструкційні, підшипникові, корозійностійкі, високолеговані,

електротехнічні, жароміцні тощо. Незважаючи на значні відмінності хімічного складу цих сталей, технологія їх виплавки в електропечі базується на загальних положеннях і в той же час враховує особливості кожної із зазначених груп сталей. Основним резервом інтенсифікації процесу виплавки сталі в дугових печах є вдосконалення технології періоду окиснення та повна відмова від відновлювального періоду плавки з перенесенням операцій остаточної підготовки металу в піч-ківш. Тому величезна роль в отриманні сталі необхідного складу і чистоти на разі покладається на позапічне оброблення рідкого металу.

Процеси позапічного оброблення дуже різноманітні і включають оброблення рідкого розплаву шлаками і шлакоутворювальними сумішами, порошковими дротами з різними наповнювачами, продування газами, вакуумування і підігрів металу. Призначені вони для розкиснення, легування, рафінування та модифікування металу. Залежно від кінцевих вимог щодо температури, хімічного складу і чистоти сталі, що подається на розливання, вище названі процеси застосовуються окремо або в різному поєднанні один з одним.

Останні десятиліття ознаменувалися кардинальними зрушеннями в галузі безперервного розливання сталі, особливо, в частині проведення багатьох позапічних операцій у проміжному ковші та навіть у кристалізаторі МБЛЗ.

Сталі і сплави, що отримані із застосуванням позапічного оброблення, в даний час за якістю досить успішно конкурують з тими, що пройшли через рафінувальні переплави, такі як електрошлаковий, електронно-променевий, вакуумно- та плазмово-дуговий переплави. Такий стан справ веде до того, що металурги все більше уваги приділяють позапічному обробленню, а рафінувальні переплави використовують у тих випадках, коли необхідно отримати особливо якісний метал спеціального призначення з необхідними властивостями або коли без них неможливо виплавити метал. Наприклад, сплави, що використовують високо реакційні та тугоплавкі метали.

Автори підручника ставили за мету дати по можливості досить повне уявлення про теорію та практику позапічного оброблення сталі, висвітлити основні процеси та технології такого оброблення, показати їх особливості та призначення, можливості та перспективи застосування.

Передмова, розділи 1 та 2, підрозділи 8.1, 8.2, 8.3 та 8.4 написані член-кореспондентом НАН України В.О. Шаповаловим; розділи 5, 6 та 7, підрозділи 8.5, 8.6 та 9.3 написані доктором технічних наук Ф.К. Біктагіровим; розділи 3 та 4, підрозділи 9.1 та 9.2 написані доктором технічних наук В.Г. Могилатенком.

Автори висловлюють глибоку подяку академіку Георгію Григоренку та доктору технічних наук Івану Шейку, які зробили неоцінений внесок у підготовку цієї роботи.

Автори щиро вдячні рецензентам – доктору технічних наук, професору О.М. Смірнову і доктору технічних наук, професору В.Є. Хричикову – за слушні зауваження і поради, спрямовані на поліпшення змісту підручника.

# **РОЗДІЛ 1**

## **ПРОГРЕСИВНІ ТЕНДЕНЦІЇ ВИПЛАВЛЯННЯ СТАЛІ В ЕЛЕКТРОДУГОВИХ ПЕЧАХ І ТРАНСФОРМАЦІЯ ПІЧНОГО УСТАТКУВАННЯ**

У світі величезне значення для розвитку всіх галузей промисловості мають метали. Серед них провідна роль належить сталі, під якою розуміють сплав заліза з вуглецем з вмістом останнього приблизно до 2,14 %. Крім вуглецю в сталі містяться в різних кількостях домішки (від десятих до тисячних частин відсотків), які неминуче потрапляють із залізної руди або шихтових матеріалів. Багато домішкових елементів, особливо сірки, фосфору, кисню, азоту і водню, для переважної більшості сталей є небажаним, оскільки вони негативно впливають на ті чи інші характеристики металу. Тому наявність таких елементів і їх кількість обмежується відповідними технічними умовами залежно від марки та призначення сталі.

Крім того, у простий залізовуглецевий сплав спеціально вводять легувальні елементи. Хром, нікель, молібден, ванадій тощо в певній кількості вводять до складу сталі з метою підвищення її окремих фізико-хімічних властивостей та службових характеристик. Механізм впливу легувальних елементів на властивості сталі дуже різний – починаючи з придушення впливу небажаних домішок і закінчуючи зміною атомно-кристалічної будови заліза.

### **1.1 Деякі тенденції розвитку сталеплавильного виробництва**

Вихідними матеріалами для виплавляння сталі є стальний металобрухт, чавун, феросплави та різні шлакоутворювальні речовини: вапно, плавиковий шпат, залізна руда та ін. Із найбільш поширених видів сталеплавильного виробництва - мартенівського, конверторного і електродугового – два останніх, розвиваються випереджаючими темпами, як за обсягом

виробництва, так і за рівнем технічних показників і новацій [1]. Особливо сильні зміни торкнулися електродугового виплавлення сталі, виробництво якої з кінця минулого століття стабільно збільшується [2, 3]. Так у період із 1980 по 2000 роки загальне світове виробництво сталі коливалося в межах 700-800 млн. тонн на рік. А виробництво електросталі зросло зі 120-130 млн. тонн до рівня близько 300 млн. тонн, що становило на той час понад 35 % від усієї виплавленої сталі (рис. 1.1).

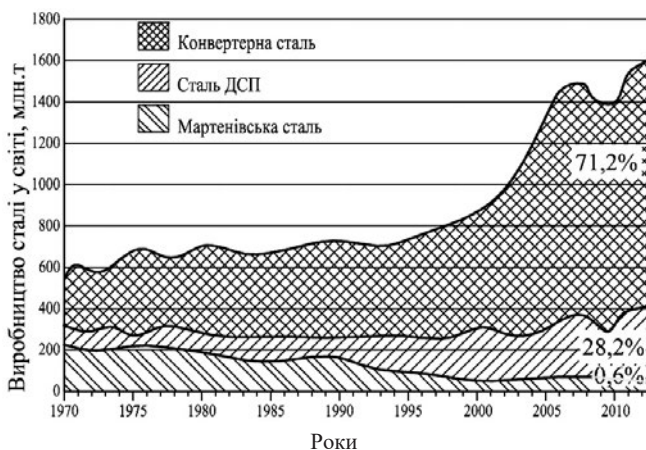


Рисунок 1.1 - Зміна структури виробництва впродовж другої половини XX – початку XXI століття

Надалі, в загальному обсязі виробництві сталі до 2021 року, незважаючи на введення в експлуатацію нових потужностей з виплавлення металу в ДСП, частка електросталі знизилася до 26 % (табл. 1.1). Пов'язано це з різким нарощуванням з початку XXI століття Китаєм виробництва сталі головним чином за допомогою конверторної плавки [3]. На сьогодні частка електросталі в КНР становить лише близько 9 % від більш ніж одного мільярда тонн загального виробництва сталі.

Однак якщо розглянути динаміку виробництва електросталі у світі без урахування Китаю (рис. 1.2), то можна бачити, що в цій частині світової економіки за 20 років відсоток електросталі зріс з 30 до 45 %.

Таблиця 1.1 - Виробництво сталі та електросталі в XXI столітті

| Країни    | Виробництво по роках, млн. тонн |                |                |                |
|-----------|---------------------------------|----------------|----------------|----------------|
|           | 2006 р.                         | 2010 р.        | 2017 р.        | 2021 р.        |
| Весь світ | 1248/397(32 %)                  | 1432/422(30 %) | 1687/472(28 %) | 1951/508(26 %) |
| ЄС        | 207/83(40 %)                    | 173/71(40 %)   | 168/68(40 %)   | 152/ 62(41 %)  |
| Китай     | 421/44(11 %)                    | 639/66(10 %)   | 832/78(9 %)    | 1033/93(9 %)   |

Примітка: Чисельник – млн. тонн сталі; знаменник – виробництво електросталі, млн. тонн і % до загального виробництва сталі в державі.



Рисунок 1.2 – Виробництво електросталі в світі без участі Китаю

У перспективі питома вага електросталі буде зростати за рахунок держав, які зараз розвиваються, де в зв'язку з виводом застарілих виробничих потужностей та накопичення металобрухту будуть створюватися міні-заводи з потужними електропечами для перероблення цієї сировини [4, 5].

У Китаї також спостерігаються тенденції до збільшення виробництва металу в дугових печах, що пов'язано з постійним збільшенням чисельності світового автопарку і скорочення терміну експлуатації автомобілів з різким приростом металофонду за рахунок автомобільного брухту [6, 7].

## 1.2 Особливості класичної технології виплавлення сталі в електродугових печах

Звичайні дугові сталеплавильні печі місткістю від 5 до 100 т, як правило, оснащені пічними трансформаторами порівняно невеликої встановленої потужності. Питома потужність таких трансформаторів

знаходиться на рівні 200–250 (кВ·А)/т [8–11]. Довготривалість плавки в таких печах становить 4–6 годин, а погодинна продуктивність навіть у самих великотоннажних не перевищує 25 тонн. У зв'язку з низькою продуктивністю, порівняно великими питомими витратами електроенергії (550–650 (кВт·год)/т) і, як наслідок, високою собівартістю сталі в електропечах виплавляли, головним чином, дорогавартісні леговані сталі.

На сьогодні можна виділити наступні основні групи сталей, які виплавляються в дугових електропечах [12]:

- інструментальні та спеціальні сталі високої якості, які виробляються, головним чином, у дугових печах малої та середньої місткості (5–50) тонн;
- конструкційні леговані сталі, які виплавляються в середніх і великих дугових печах переважно місткістю до 100 т;
- рядові сталі загального призначення, які виплавляють у великих дугових печах місткістю 100 тонн і більше, а також у печах малої та середньої місткості на міні-заводах.

Виплавці указанного сортаменту сталей сприяє низка технічних і технологічних можливостей електродугових печей, а саме, використання в шихті до 100 % дешевого металобрухту, висока температура електричних дуг, можливість змінювати склад пічної атмосфери в процесі плавки, використання шлаків високої основності та можливість їх розкиснення. Завдяки цьому в електродугових печах отримують сталь високої якості практично будь-якого складу з порівняно невисокими втратами легувальних елементів.

Для виплавляння сталі підвищеної чистоти в дугових печах з трансформаторами малої потужності використовується традиційна технологія, яка передбачає два періоди плавки – на початку окиснення і потім відновлення.

**Метою окиснювального періоду** є окиснення вуглецю та фосфору з одночасною дегазацією та перегрівом металу над температурою ліквідусу на 120–130 °С. Після цього окиснювальний шлак скачують і наводять новий

відновлювальний шлак, до якого присаджують значну кількість вапна та розкиснювачі (феросиліцій, вуглець, алюміній та ін.).

Основні реакції окиснювального періоду плавки – окиснення фосфору та вуглецю, а також одночасне окиснення кремнію, мангану тощо.

Вміст фосфору у високоякісній сталі не повинен перевищувати 0,010–0,015 %. У печах з основною футерівкою видалення фосфору відбувається за реакцією [13–17]:



Видаленню фосфору сприяє висока концентрація в шлаку монооксиду заліза (FeO), висока основність шлаку, до складу якого входить велика кількість (CaO) і невисока температура металу. Тому намагаються, щоб значна частина фосфору перейшла до шлаку за низьких температур, тобто на початку плавки під час плавлення шихти. Для цього в шихту під час завантаження додають 2,5–3,0 % вапна, а наприкінці плавлення шихти в піч присаджують залізну руду або окалину.

Для того, щоб фосфор із шлаку не переходив у зворотному напрямку в метал під час відновлювального періоду, його періодично або повністю скачують із печі і наводять шлак нового складу (подають шлакову суміш із вапна і плавикового шпату, присаджують розкиснювачі у вигляді феросплавів). Тривалість цього періоду за даними різних підприємств коливається від 70 до 100 хвилин.

Суміщення реакцій окиснення фосфору та вуглецю в окиснювальний період досягається в результаті оновлення шлаку шляхом періодичної присадки залізної руди і вапна і, також, підтримкою основності шлаку (CaO/SiO<sub>2</sub>) на рівні не менше 2,5. До того ж, кипіння ванни, яке відбувається в результаті окиснення вуглецю і супроводжується створенням бульбашок окису вуглецю CO або ініціюється продуванням ванни рідкого металу газами, прискорює процес дефосфорації.



Вуглець до рідкого металу надходить із шихти, в якій його концентрація може досягати 0,3–0,6 %. Під час плавлення шихти частина вуглецю окиснюється (біля 0,1–0,2 % C). Протіканню реакції зневуглецювання сприяє достатньо високий вміст закису заліза в шлаку та перегрів металу. Висока температура металу ініціює розвиток ендотермічної реакції  $(\text{FeO}) + [\text{C}]$  на межі шлак-метал, у результаті якої залізо переходить із шлаку в метал, а кисень взаємодіє з вуглецем. Підвищення температури шлаку та зниження його в'язкості полегшує проходження бульбашок окису вуглецю, які утворюються, через шлак в атмосферу печі.

Кипіння металу прискорює нагрів і вирівнювання температури в об'ємі ванни, а також вилучення із металу газів і неметалічних включень. Інтенсивність кипіння зростає при підвищенні швидкості окиснення вуглецю, яка визначається швидкістю переходу кисню від шлаку до металевої ванни і подальшого його транспортування до місця реакції з вуглецем.

Залежність між вмістом кисню і вуглецем у сталі після розплавлення шихти в окиснювальний період показана на рис. 1.3. Із неї видно, що для протікання реакції окиснення вуглецю вміст кисню в розплаві повинен перевищувати рівноважне значення для реакції  $\text{C} + \text{O} = \text{CO}$ . Для того, щоб запобігти повторному окисненню металу вміст кисню в розплаві не рекомендовано знижувати нижче, ніж 0,08–0,09 % [14–17].

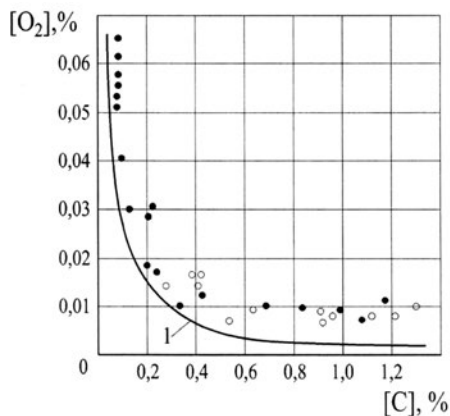


Рисунок 1.3 – Залежність між вмістом кисню і вуглецю в сталі [17]:

○ – після розплавлення; ● – в окиснювальний період; 1 – крива рівноваги для  $p_{\text{CO}} = 0,1 \text{ МПа/м}^2$  (1,0 атм)

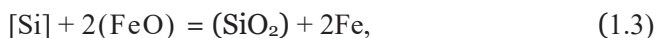
В окиснювальний період плавки, після утворення рідкоплинного шлаку, здійснюється періодична присадка залізної руди і вапна із розрахунку: для окиснення 0,01 % С необхідно присадити 0,6–1,0 кг руди на одну тонну садки. Присадка руди викликає інтенсивне кипіння металеві ванни за рахунок утворення бульбашок окису вуглецю в об'ємі ванни.

Під час кипіння біля 0,3 % вуглецю окиснюється з середньою швидкістю 0,3–0,5 (%·С)/год [1, 18].

Окиснення кремнію та мангану. Окиснення кремнію може відбуватися ще в період плавлення шихти, бо він має велику спорідненість до кисню. У результаті взаємодії кремнію з киснем пічної атмосфери:

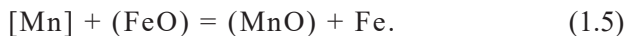
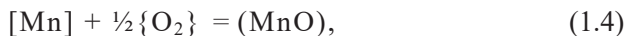


або з оксидами заліза на межі шлак-метал:

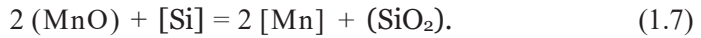


паралельно з окисненням кремнію відбувається утворення силікатів заліза  $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ , які є складовою частиною первинного шлаку. Окиснення кремнію і утворення силікатів супроводжується виділенням тепла, що прискорює процес плавлення металеві шихти. Кремній у цей період окиснюється майже повністю.

Манган, як і кремній, легко окиснюється, взаємодіючи з киснем пічної атмосфери та з оксидами заліза:



При окисненні мангану також виділяється тепло. При високих температурах можливе відновлення мангану вуглецем і кремнієм:



Чим вище температура ванни, тим більш сприятливими виявляються умови щодо відновлення мангану.

Дегазація сталі. Розчинність газів у твердій сталі значно менша, ніж у рідкій (розплавленій). Тому під час кристалізації злитка в рідкій металевій фазі, яка контактує з металом, що кристалізується, кількість газів зростає. Джерелом надходження газів (азоту і водню) до сталі під час її виплавляння є шихтові матеріали та пічна атмосфера, з якою безпосередньо контактує рідкий метал.

Механізм розчинення азоту і водню в металах, у тому числі і залізі, має загальну закономірність – кількість газу, що розчинилася в металі, пропорційна кореню квадратному з парціального тиску газу над металом. Ця закономірність уперше була встановлена німецьким дослідником Сівертсом. Математично її записують у вигляді рівняння:

$$[\Gamma] = K_{\Gamma} \cdot \sqrt{p_{\Gamma_2}}, \quad (1.8)$$

де  $[\Gamma]$  – вміст газу в металі;

$K_{\Gamma}$  – коефіцієнт пропорційності (константа рівноваги), який чисельно дорівнює розчинності газу в металі при  $p = \sim 0,1$  МПа (1 атм);

$p_{\Gamma_2}$  – парціальний тиск газу в газовій фазі.

Під час плавки водень і азот у зоні електричних дуг частково дисоціюють на атоми і в атомарному стані розчиняються в рідкому металі. Цьому процесу сприяє високий парціальний тиск азоту в пічній атмосфері в період плавлення шихти, оголена поверхня металу і висока температура в зоні електричних дуг. Тому сталь, що виплавляється в дуговій печі, як правило, містить більше азоту, ніж мартенівська.

Гази, які розчинилися в рідкій сталі, мають великий вплив на її властивості. Так, при підвищенні концентрації газів у сталі відбувається погіршення будови злитка за рахунок зростання пористості і хімічної неоднорідності. Відбувається зменшення щільності сталі. Підвищений вміст азоту призводить до збільшення твердості сталі і зниження ударної в'язкості, підвищення схильності металу до старіння, різкого зниження фізико-механічних властивостей сталі в умовах низьких температур [20].

Підвищений вміст водню є однією з головних причин утворення флокенів і внутрішніх тріщин у сталі, які знижують ударну в'язкість та її міцність [15, 22, 23].

Вплив кисню на властивості сталі визначається кількістю і розташуванням неметалічних включень, до складу яких входить кисень. Найбільший негативний вплив на властивості сталі спричиняють неметалічні включення, які утворюються під час кристалізації сталі і розташовуються у вигляді плівок, ланцюжків і ниток на межах зерен металу. Такі утворення порушують міцність зв'язків зерен між собою.

Можливо єдиним і найбільш ефективним методом зниження вмісту азоту та водню при виплавці сталі в дуговій печі на сьогодні є організація інтенсивного кипіння металевої ванни або її барботування шляхом продування відповідними газами.

Численними дослідженнями встановлено [1, 15, 16, 18, 21, 24], що поки відбувається процес кипіння металевої ванни, викликаний протіканням реакції окиснення вуглецю, метал не буде переокисненим, оскільки кисень, який надходить до металу, буде негайно вилучатися з нього в результаті протікання реакції  $[C] + [O] \rightarrow \{CO\}$ . Бульбашки монооксиду вуглецю, які утворюються в розплаві, сприяють видаленню не тільки кисню, але й азоту та водню. Під час інтенсивного кипіння ванна насичена бульбашками CO, в яких парціальний тиск азоту і водню на початковому етапі їх утворення практично дорівнює нулю. Тому розчинені в металі азот і водень будуть дифундувати в бульбашки окису вуглецю, що підіймаються в рідкому металі,

і разом з ними надходять в атмосферу печі. Прискоренню цього процесу сприяє перемішування ванни.

Виходячи з описаного механізму виділення азоту та водню із киплячої металеві ванни, вміст указаних газів у сталі в період її кипіння залежить від кількості окисненого в цей час вуглецю. На наявність таких залежностей звернули увагу М. М. Чуйко і А. Д. Крамарова [16, 25, 26] ще в 60-ті роки минулого століття. Розглядаючи механізм видалення азоту і водню із киплячої сталі, ними були зроблені наступні допущення:

- вміст азоту і водню в бульбашках, які утворюються під час кипіння сталі на поверхні контакту металу з футерівкою печі, відповідає умовам рівноваги з рідким металом;

- тиск, який діє на бульбашку на поверхні контакту металу з футерівкою, в середньому дорівнює  $1,28 \cdot 10^5 \text{ н/м}^2$  (1,3 атм);

- у період кипіння метал не поглинає азот і водень із газової фази;

- на початку періоду кипіння вміст азоту в металі становить приблизно 0,05 %, а водню –  $2,2 \cdot 10^{-3} \%$ .

Залежність між вмістом азоту в сталі  $[N]$  і кількістю окисненого вуглецю  $\Delta[C]$  може бути описана наступним рівнянням [16]:

$$[N]^2 - (0,12 + 2,33 \cdot \Delta C) [N] + 0,35 \cdot 10^{-2} = 0, \quad (1.9)$$

звідси випливає, що

$$\Delta[C] = 0,43[N] + \frac{0,0015}{[N]} - 0,052. \quad (1.10)$$

Ця залежність представлена кривою 1 на рис. 1.4. У реальних умовах плавки в процесі кипіння поряд з видаленням азоту із рідкої сталі можливе поглинання деякої кількості азоту із атмосфери печі.

Позначимо швидкість окиснення вуглецю як  $v_C$ , а швидкість поглинання азоту із газової фази  $v_N$ . Чим більше співвідношення  $(v_N / v_C)$ , тим

більше азоту зможе розчинитися в сталі під час кипіння, тобто вміст азоту в сталі буде знижуватися з меншою швидкістю.

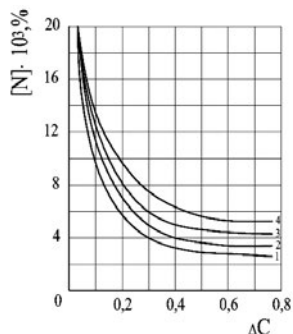


Рисунок 1.4 – Залежність вмісту азоту в сталі від кількості окисненого вуглецю ( $\Delta C, \%$ ) при різних значеннях ( $v_N / v_C$ ):  
1 – 0; 2 – 0,005; 3 – 0,010; 4 – 0,020

Залежності 2–4 на рис. 1.4 характеризують залежність вмісту азоту в сталі від кількості окисненого вуглецю при різних значеннях співвідношення ( $v_N / v_C$ ). Представлені криві засвідчують, що при високому вмісті азоту в сталі його видалення відбувається достатньо енергійно. При окисненні 0,2–0,3 % C вміст азоту в сталі можна знизити до 0,004–0,006 %, навіть якщо початковий вміст азоту в сталі був достатньо високим. Обрахунок чисельних результатів плавок, виконаний в роботі [25], засвідчив про те, що при збільшенні співвідношення ( $v_N / v_C$ ) відбувається зростання вмісту азоту в сталі.

Вміст азоту в кінці окиснювального періоду зазвичай знаходиться в межах 0,003–0,006 %. Менші значення відповідають меншій швидкості поглинання азоту із газової фази та більшій швидкості окиснення вуглецю, тобто меншим значенням співвідношення ( $v_N / v_C$ ).

Залежність вмісту водню в сталі, якщо на початку кипіння метал був насичений воднем (наприклад до значення  $[H]_{\text{п}} = 2,2 \cdot 10^{-3} \%$ , що складає 22 ppm), від кількості окисненого вуглецю має наступний вигляд [16, 24]:

$$[H]_2^2 - \left( 5,1 \times 10^{-3} + \frac{\Delta C}{6} \right) \cdot [H]_2 - 6,26 \cdot 10^{-6} = 0. \quad (1.11)$$

Для визначення кількості вуглецю, який окиснився в період кипіння

$\Delta C$ , запропоновано наступний вираз:

$$\Delta C = 37,6 \cdot 10^{-6} \left( \frac{1}{[H]_2} - \frac{1}{[H]_n} \right) + 6 \cdot ([H]_2 - [H]_n), \quad (1.12)$$

де  $[H]_n$  – вміст водню в сталі на початку кипіння, %;

$[H]_2$  – вміст водню в сталі наприкінці кипіння, %.

Наприкінці окиснювального періоду в електродугових печах з основною футерівкою вміст водню в сталі зазвичай знаходиться на рівні  $(3-5) \cdot 10^{-3}$  %.

*До завдань періоду відновлення* в електродуговій печі з основною футерівкою належать [9, 14–17]:

- розкиснення металу;
- видалення сірки;
- доведення хімічного складу металу до заданого.

Кисень у сталі є небажаною домішкою. Під час кристалізації металу в результаті різкого зменшення розчинності, кисень випадає із розчину у вигляді закису заліза, який реагує з вуглецем, кремнієм, манганом і алюмінієм з утворенням різного роду оксидів. Вміст кисню в сталі перед розкисненням, незалежно від виду плавильного агрегату, залежить, головним чином, від концентрації вуглецю в металі – чим менше вуглецю, тим більше кисню в сталі (див. рис. 1.3). При цьому вміст кисню, як правило, перевищує значення, характерне для рівноваги з вуглецем. Тому при кристалізації сталі у виливниці або ливарній формі реакції окиснення вуглецю будуть продовжуватися з виділенням CO, в результаті чого у злитках утворюється поруватість.

Тому першочерговим завданням розкиснення є зниження в сталі кисню до залишкового рівня, що забезпечує отримання злитка, в якому відсутня поруватість. Розкиснення сталі в дугових печах на практиці здійснюється двома шляхами – присадкою розкиснювачів безпосередньо в металевий розплав (металеву ванну) або присадкою їх у шлак, тобто відбувається

розкиснення шлаку.

Розкиснення металевої ванни присадкою до неї розкиснювачів (глибинне або осадове розкиснення) – досить ефективний процес, який відбувається надзвичайно швидко. Але для його проходження необхідно створити сприятливі умови для швидкого видалення продуктів реакції, що утворюються в глибинних шарах металевої ванни.

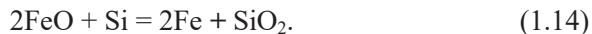
Метод розкиснення шлаку (дифузійний метод) заснований на закономірностях розподілу кисню між металом і шлаком, згідно з яким відношення концентрації закису заліза в шлаку і металі в умовах рівноваги для даної температури і основності шлаку є величиною сталою. При зменшенні концентрації закису заліза в шлаку вона переходить із металу в шлак і, таким чином, відбувається розкиснення металу.

Розкиснення сталі вуглецем описується наступною реакцією:



У даному випадку продуктами реакції є газ і метал, які не забруднюють останній неметалічними включеннями. Розкиснення шлаку вуглецем – процес довготривалий та може призводити до науглецювання сталі.

Кремній відноситься до розряду сильних розкиснювачів. Його вводять у сталь у вигляді феросиліцію, який містить від 15 до 75 % Si. Розкисненню кремнієм, як правило, передують розкиснення манганом. Тому за наявності попередньо введеного в сталь мангану утворюються як його, так і заліза складні силікати [21]. Сам процес розкиснення відбувається за реакцією:



Негативним фактором розкиснення сталі кремнієм є:

– утворення продуктів реакції у вигляді дрібних твердих частинок, які майже не спливають на поверхню металевої розплаву внаслідок їх захоплення потоками рідкого металу;

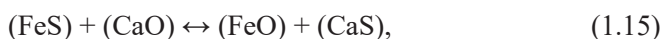


– при зниженні температури розкиснювальна здатність кремнію зростає, тому при кристалізації злитка у виливниці в розкисненій кремнієм сталі утворюються включення кремнезему, які тяж повільно спливають і залишаються у злитку.

Манган має меншу, ніж кремній та алюміній розкиснювальну здатність і його вводять практично в усі сталі, оскільки він ослаблює негативну дію сірки. Це пояснюється тим, що, по-перше, він утворює сульфід мангану, який більш тугоплавкий, ніж сульфід заліза і, по-друге, присутність у сталі мангану підвищує розкиснювальну здатність кремнію і алюмінію [14–16].

Видалення сірки. Джерелом надходження сірки в сталь є шихтові та шлакоутворювальні матеріали (чавун, сталений брукхт, вапно, плавиковий шпат, кокс). Сірка утворює із залізом достатньо легкоплавкі хімічні сполуки FeS, які розчиняються в рідкому залізі в необмеженій кількості, а в твердому – в межах 0,015–0,020 %. Тому під час кристалізації сталі, що має підвищений вміст сірки, сульфід заліза в складі легкоплавкої евтектики виділяються на межах кристалів.

У електропечах з основною футерівкою видалити сірку можна до тисячних часток процента, оскільки у відновлювальний період плавки основність шлаку висока, а присутність розкиснювачів робить реакцію:

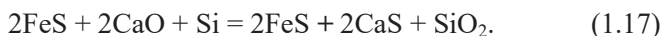


незворотною.

У залежності від розкиснювача можуть відбуватися наступні реакції:



або



Окис кальцію зв'язує сірку в сульфід кальцію, а кремнезем, який утворився в результаті реакції зв'язується в силікат. Малий вміст монооксиду заліза FeO в шлаку забезпечує напрямок реакції зліва направо.

Основними чинниками, які впливають на процес десульфурзації металу, є висока основність шлаку, малий вміст у ньому закису заліза і підвищена температура. Низький вміст  $\text{FeO}$  в шлаку при його високій основності, забезпечують високу ступінь десульфурзації сталі, оскільки при 2 %  $\text{FeO}$  значення коефіцієнта розподілу сірки між шлаком і металом зростає до 10–25 замість 3–5, характерних для періоду окиснення [27–30]. Висока температура металеві ванни сприяє переходу сульфідів заліза з металу в шлак. Помітно прискорюється видалення сірки в результаті перемішування ванни.

Процеси дифузійного розкиснення та десульфурзації відбуваються на поверхні поділу шлак-метал. Для розвитку цих процесів необхідна доставка кисню і сірки до поверхні поділу шлак-метал і подальший перехід їх у шлак. Для дугових печей характерна мала питома поверхня поділу (поверхня віднесена до маси металу у ванні), яка коливається в межах 0,2–0,5  $\text{м}^2/\text{т}$  [1, 18]. Відзначена обставина вказує на те, що проведення повноцінного дифузійного розкиснення та десульфурзації металу у відновлювальний період, потребує значного часу.

Дослідженнями Д.Я. Поволоцького зі співробітниками [27–30] ще на початку 70-х років минулого століття було показано, що при розкисненні сталі порошками коксу і феросиліцію через шлак зниження вмісту кисню в металі відбувається переважно не внаслідок дифузії його у шлакову фазу, а в результаті надходження розкиснювачів із шлаку в метал. Тому таке дифузійне розкиснення є значною мірою осадовим, але протікає значно повільніше. Було показано, що рафінування металу від кисню і сірки відбувається лише в перші 35–45 хв відновлювального періоду [1, 18, 28, 29]. Протягом цього періоду футерівка печі та пічний шлак мають значний відновлювальний потенціал по відношенню до металу. Наприкінці періоду відновлення склад шлаку змінюється, що викликає погіршення його рафінувальної здатності і робить навіть можливе окиснення металу шлаком.

Процеси дифузійного розкиснення та десульфурзації в дуговій печі протікають на поверхні поділу шлак-метал, і тому їх інтенсивності залежать

від величини цієї поверхні, а точніше від величини питомої поверхні, яка зменшується з підвищенням місткості печі [1, 18]. Крім того, ефективність рафінування металу від кисню та сірки у період відновлення суттєво знижується в печах великої місткості за інших причин [1, 18, 31], а саме:

- деякі труднощі пов'язані з підготовкою печі до плавки, які полягають у якості очистки, заправки відкосів та подини печі. Указані обставини призводять до інтенсифікації зношування футерівки під час плавки, що збільшує надходження частинок футерівки до шлаку та погіршує його властивості;

- недостатньо повне скачування окиснювального шлаку з печі призводить до потрапляння його частини у рафінувальний шлак, який застосовується у відновлювальний період;

- низька ступінь герметизації пічного простору та висока ступінь окиснювальної здатності пічної атмосфери (до 10 %  $O_2$  і до 2 %  $CO_2$ ) утруднюють розкиснення шлаку у відновлювальний період.

Таким чином, рафінування сталі у відновлювальний період плавки в дугових печах великої місткості із-за технологічних та фізико-хімічних умов протікання процесів мало ефективне, пов'язане з додатковими витратами ресурсів та енергії і економічно не виправдане. Задачі відновлювального періоду більш успішно і з меншими витратами вирішуються в агрегатах позапічного оброблення. Нові підходи дозволили корінним чином змінити концепцію і технологію електродугової плавки і вплинули на подальший розвиток електродугових печей.

### **1.3 Технологічні та фізико-хімічні передумови трансформувannya електродугових печей**

Однією із основних техніко-економічних умов, яка сформувалася в середині 70-х років минулого століття і в кінцевому результаті визначила необхідність підвищення потужності і продуктивності електродугових печей

та корінні зміни самого процесу плавки стала зміна структури споживання металевого брухту в сталеплавильному виробництві.

Відомо [15, 19, 20], що з появою киснево-конверторного процесу (середина 50-х років минулого століття) останній став швидко розповсюджуватися і витіснити мартенівську плавку, як менш продуктивну і яка використовувала 30–60 % металобрухту. При виплавленні сталі киснево-конверторним методом у найбільш вигідному скрап-рудному варіанті до складу металеві шихти входить не більше 30–35 % металобрухту. Заміна мартенівського процесу на киснево-конверторний призвела до порушення балансу металобрухту у металургійному виробництві. У результаті почала зростати кількість неспожитого брухту, що в кінцевому результаті стало причиною розвитку металургійних процесів, які в більшій мірі використовують металобрухт.

Одним із таких процесів виявилась плавка сталі в електродугових печах, яка дозволяє залучати в шихту практично до 100 % металобрухту. Відомо, що вже в 60–70-х роках минулого століття електросталеплавильне виробництво в дугових печах почало інтенсивно розвиватися як за обсягами виплавлення сталі, так і за відносною часткою в загальному виробництві (див. рис. 1.1).

Інтенсифікація плавки в дугових сталеплавильних печах привела до корінної зміни концепції самої плавки. Раніше в дугових печах виплаляли, головним чином, дорогі леговані та високолеговані сталі з підвищеними фізико-механічними та функціональними характеристиками. На сьогодні значна частка виплавленої електросталі приходить на вуглецеві та конструкційні сталі.

Не менш важливою умовою світового розвитку виробництва сталі в електродугових печах у 70-ті роки минулого століття стала наявність значного резерву електроенергії та помітної тенденції щодо зниження її вартості [32]. Випереджаючому зростанню електродугового виробництва сталі в певній мірі сприяв розвиток процесів прямого відновлення заліза із

руди, об'єми якого з року в рік зростали. Переробка такого заліза на сталь виявилась найбільш ефективною в електродугових печах [33].

Залізо прямого відновлення (металізовані котуни) як шихтовий матеріал для виплавляння сталі має низку особливостей, які впливають на технологію електроплавки. Залізо прямого відновлення використовується у вигляді металізованих котунів діаметром 4–20 мм або брикетів з розмірами, що не перевищують 70 мм. Ступінь металізації котунів ( $\text{Fe}_{\text{мет}}/\text{Fe}_{\text{заг}}$ ) коливається в межах 90–97 %, тому вміст оксидів заліза в котунах складає від 3 до 13 %. Металізована сировина практично не містить кольорових металів і має достатньо низький вміст сірки (0,006–0,25 %) і фосфору (0,011–0,035 %). Вміст вуглецю в котунах може коливатися в широких межах від 0,2 до 2,0 %. Завдяки великій питомій поверхні і низькій теплопровідності металізована сировина має здатність до вторинного окиснення при довготривалому зберіганні в умовах підвищеної атмосферної вологості. Насипна вага металізованих котунів ( $1,2\text{--}1,5 \text{ т/м}^3$ ) вища, ніж у добре підготовленого металобрухту. Однак металобрухту в більшості випадків не достатньо для відновлення оксидів заліза, які надходять з шихтою та утворюються під час плавки. Тому при високому вмісті котунів у шихті до неї додатково вводять вуглець із чавуну або коксу.

З метою отримання сталі з достатньо низьким рівнем шкідливих домішок, у тому числі оксидних і сульфідних включень згідно з «класичною» технологією, під час електродугової плавки здійснюється скачування окиснювального шлаку та наводиться новий відновлювальний шлак з присадкою вапна і розкиснювачів (феросиліцію, вуглецю та алюмінію). Одержання сталі з низьким вмістом кисню і, в кінцевому результаті, оксидних включень, базувалося на уявленні, згідно з яким під відновлювальним шлаком унаслідок низького вмісту FeO (0,5–1,0 %) відбувається розвиток дифузійного процесу розкиснення. Завдяки йому, на відміну від осадового (глибинного) розкиснення, в металевому розплаві оксидні включення (продукти реакції розкиснення) не утворюються і

порівняно низький вміст FeO в шлаку за його високої основності забезпечує високу ступінь десульфурації сталі [14, 15].

Результати багатьох досліджень [1, 11, 17, 24, 25, 30, 31] засвідчують, що без погіршення якості сталі, наприклад за забрудненістю її продуктами розкиснення, плавку у великовагових електродугових печах можна вести без відновлювального періоду. Разом з тим широкі можливості відкриваються для застосування позапічного оброблення сталі, яка дозволяє суттєво підвищити якість сталі та знизити її собівартість. Позапічне оброблення сталі дозволяє корінним чином змінити технологію плавки в електродуговій печі, а її застосування послугувало потужним поштовхом для подальшого розвитку та удосконалення електродугових печей як у технічному, так і технологічному напрямках, особливо в плані збільшення їх місткості.

#### **1.4 Еволюція електродугових печей і конструктивні особливості надпотужних дугових печей**

Перші відомості щодо застосування надпотужних електродугових печей відносяться до початку 60-х років минулого століття. У публікаціях того часу [34, 35] повідомлялося, що в 1963 р. фірмою «Northwestern Steel and Wire» (Стерлінг, США) були побудовані дві електродугові печі місткістю 135 тонн кожна, обладнані трансформаторами потужністю 70–80 МВ·А, тобто їхня питома потужність становила 520–600 (кВ·А)/т. Питома потужність печей, про які йшла мова, в два рази перевищувала цей показник для звичайних електродугових печей. Для плавки в таких агрегатах застосовувались графітові електроди діаметром 600 мм. Продуктивність печей досягала небувалих масштабів – 55–60 тонн на годину.

За показником потужності, віднесеної до ваги садки, об'єму пічного простору або до площі дзеркала ванни, розрізняють печі звичайної, високої та надвисокої потужності (табл. 1.2) [34, 35].

Як видно з табл. 1.2, поділ електродугових печей є умовним, оскільки

між наведеними категоріями не простежуються чіткі межі.

Таблиця 1.2 – Класифікація електродугових печей за рівнем потужності в період розплавлення шихти

| Рівень потужності | Максимальна питома активна потужність |                         |                                   |
|-------------------|---------------------------------------|-------------------------|-----------------------------------|
|                   | кВт/т рідкого металу                  | кВт/м <sup>3</sup> печі | кВт/м <sup>2</sup> дзеркала ванни |
| Звичайна          | 130–210                               | 180–300                 | 650–970                           |
| Висока            | 220–290                               | 320–420                 | 970–1300                          |
| Надвисока         | 330 і більше                          | 530–1130                | 1300–1950                         |

Сучасні високо потужні електродугові печі обладнані трансформаторами, які забезпечують питому потужність на рівні 650–800 (кВ·А)/т і в багатьох випадках обладнані газовими пальниками з метою підвищення потужності, що надходить на нагрів без підвищення витрат електроенергії, та розосередження нагріву по площині ванни. Кількість тепла, яке надходить від спалювання газу, досягає 20–25 % від сумарних витрат електроенергії [1, 31].

Печі обладнані автоматичними системами управління, які працюють або в режимі «радника», або безпосередньо керують електричним режимом під час плавки. Для інтенсифікації процесу широко застосовується продування ванни киснем. Продуктивність таких печей, наприклад, місткістю 100 тонн, досягає 80–90 тонн на годину.

Подальше підвищення питомої потужності електродугових печей та їх продуктивності стримується недостатньою стійкістю вогнетривкої кладки стін і склепіння. Недосконалість конструкції перших надпотужних електродугових печей викликала не тільки підвищення витрат вогнетривів, але й призвела до підвищення тривалості простоїв, обумовлених поточним ремонтом кладки. Тому при значному підвищенні погодинної продуктивності печі її продуктивність за тривалий період часу (наприклад за квартал або рік) зростала, але не набагато. Для зниження інтенсивності дії електричних дуг на футерівку стін необхідно було зменшити діаметр розпаду електродів, а для зменшення зносу футерівки склепіння його необхідно було підняти над

рівнем ванни. Важливим чинником виявилися витрати електродів, які в разі коротких дуг і великої сили струму призводили до різкого зростання їх зношування.

Задовільна стійкість вогнетривів була досягнута в результаті часткової заміни в стінах вогнетривкої кладки печей вище рівня шлаку на водоохолоджувані панелі і такої самої заміни вогнетривів у склепінні. Усі надпотужні електродугові печі другого покоління мають кладку, в якій футерівка з вогнетривів поєднується з елементами, що охолоджуються водою.

Спочатку водоохолоджувані панелі використовували для охолодження вогнетривів та розміщували їх між вогнетривкою футерівкою і кожухом печі. Однак таке розміщення водоохолоджуваних панелей не сприяло підвищенню стійкості футерівки. Тому надалі панелі з охолодженням почали використовувати замість футерівки і покривати їх робочу поверхню або вогнетривким матеріалом, який має високу теплопровідність, або тонким шаром набивки, яка в процесі експлуатації перетворюється в гарнісаж.

Водоохолоджувані панелі, які використовуються замість вогнетривкої футерівки бічних стін та склепіння, на сьогодні можна розглядати як стандартні елементи конструкцій електродугових печей.

Засновником водоохолоджуваних панелей можна вважати завод «Сибелектросталь», на якому ще на початку 60-х років минулого століття застосували такі панелі на печі, що мала місткість усього 10 тонн [36].

Розроблення конструкцій водоохолоджуваних панелей інтенсивно проводилося одночасно в багатьох промислово розвинutih державах. Протягом 2–3-х років після появи перших печей надвисокої потужності, які мали водоохолоджувані панелі, визначились три основні типи панелей – виливні чавунні або сталеві), зварні зі сталевого або мідного листа та трубчасті. Виливні панелі являють собою чавунні охолоджувачі з влитими в них трубами для циркуляції води, які футеруються вогнетривкою цеглою (рис. 1.5) [31, 36–38]. Стійкість таких панелей становить 2500–4000 плавков.



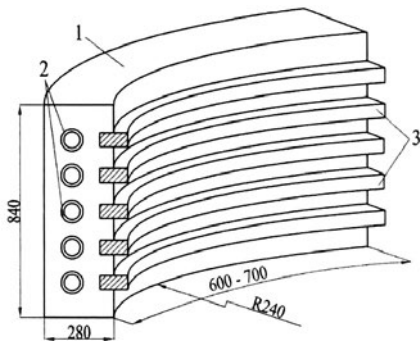


Рисунок 1.5 – Виливна панель японської фірми Isikayadzima Harima Dzukoge»:

1 – литий чавунний корпус; 2 – труби для води; 3 – вогнетривка цегла

Із названих вище типів стінових водоохолоджуваних панелей найбільше застосування отримали зварні із листа і трубчасті (рис. 1.6). При дотриманні необхідних вимог щодо технології виготовлення та експлуатації стійкість таких панелей може сягати 2700–4000 плавков.

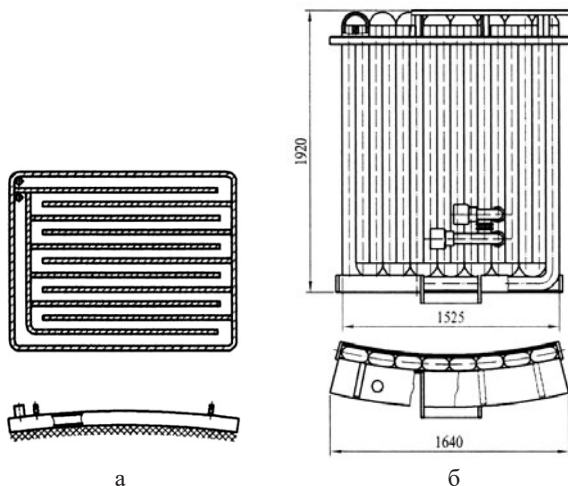


Рисунок 1.6 – Стінові водоохолоджувані панелі надпотужних дугових печей: а – листовая зварна панель; б – трубчаста зварна панель фірми «Krupp»

Для виготовлення трубчастих панелей використовують сталеві труби діаметром 76–90 мм з товщиною стінки 14–16 мм. У конструкції трубчастих панелей фірми «Krupp» ряд труб з'єднують штампованими переходами (рис. 1.6, б). В останні роки для найбільш напружених ділянок стін застосовуються мідні стінові панелі, які мають більш високу стійкість порівняно зі сталевими.

Підвищення потужності дугових сталеплавильних печей призвело до зростання теплових навантажень як на стіни, так і на склепіння, що стало причиною зниження його експлуатаційної служби (стійкості). Витрати на підвищення якості вогнетривів для склепіння не компенсувалися необхідним зростанням стійкості склепінь. Тому центральну частину сучасного склепіння (приблизно 15–20 % від усієї площі склепіння) виготовляють із вогнетривкої цегли, яка виконує роль електричного ізолятора електродів [37–40].

На думку багатьох дослідників [1, 10, 11, 31, 37], класична (традиційна) технологія електроплавки погано сполучається з водоохолоджуванним склепінням з наступних причин. У зв'язку з тривалим перебуванням рідкого металу в печі (окиснювальний плюс відновлювальний періоди плавки) значно зростають теплові витрати. До того ж, проведення класичного відновлювального періоду в печі, що має водоохолоджуване склепіння, утруднено внаслідок підвищення в'язкості шлаку, із-за зниження його температури в результаті охолоджуючого впливу склепіння.

Прийнятна місткість електродугових печей, що використовуються в промисловості, залежить від багатьох чинників, у тому числі і від регіонального, а точніше континентального чинника. Так, у країнах західної Європи дійшли висновку, що максимальна місткість електродугових печей не повинна перевищувати 180 тонн. Тому основна частка електросталі виплавляється в печах місткістю від 70 до 120 т. В Європі не прагнуть підвищувати місткість електродугових печей, а знаходять інші шляхи підвищення їх продуктивності.

У США переважають печі значно більшої місткості від 200 до 350–380 тонн. Вважають, що їх робота більш ефективна за рахунок економії електроенергії, трудовитрат та питомих витрат електродів. У США на початку 1981 р. нараховувалось п'ять печей місткістю 350 т і більше, останні печі мають місткість 200–220 т. Максимальна продуктивність великих сталеплавильних цехів не перевищує 2,4 млн. тонн щороку (табл. 1.3).

Таблиця 1.3 – Показники роботи найбільш великих електросталеплавильних цехів [40]

| Країна, фірма                 | Кількість печей у цеху | Вага плавки, т | Річна продуктивність, (млн. тонн)/рік |
|-------------------------------|------------------------|----------------|---------------------------------------|
| США                           |                        |                |                                       |
| «Northwestern Steel and Wire» | 3                      | 360–375        | 2,4                                   |
| «Jones and Langhlin Steel»    | 2                      | 320            | 1,5                                   |
| «Bethlehem Steel»             | 2                      | 170            | 1,1                                   |
| Великобританія                |                        |                |                                       |
| «Brtish Steel»                | 2                      | 180            | 1,6                                   |
|                               | 2                      | 160            |                                       |
| Венесуела                     |                        |                |                                       |
| SIDOR                         | 6                      | 200            | 2,4                                   |
|                               | 4                      | 150            | 1,2                                   |
| Індонезія                     |                        |                |                                       |
| «Cracatau Steel»              | 4                      | 130            | 1,0                                   |
| Саудівська Аравія             |                        |                |                                       |
| «Hadid Steel»                 | 3                      | 120            | 0,9                                   |

Ураховуючи зв'язок енергетичних параметрів і технології плавки, електродугові печі класифікують не тільки за місткістю, але й за кількістю плавов, які випускаються протягом доби. Наприклад, у печі з питомою потужністю трансформатора 350 (кВ·А)/т тривалість плавки складає біля трьох годин. При 600 (кВ·А)/т цикл скорочується до 2 годин, при потужності 700 (кВ·А)/т – скорочується до 1,5 години, а в разі додаткового застосування паливно-кисневих пальників – до 1,2 год (табл. 1.4).

У колишньому СРСР було розроблено розмірний ряд надпотужних дугових сталеплавильних печей місткістю 100, 150 і 200 тонн, у яких використані водоохолоджувані панелі стін і склепінь, трансформатори питомою потужністю 600–800 (кВ·А)/т зі ступенями постійної потужності та газові пальники для оснащення даних печей [41].

Управління печами здійснюється за допомогою обчислювального комплексу. Такі печі в різний час були введені в промислову експлуатацію на Челябінському та Череповецькому металургійних комбінатах, Білоруському та Молдавському металургійних заводах. Основні технічні характеристики цих печей наведені в табл. 1.5 [39, 40].

Таблиця 1.4 – Класифікація печей за тривалістю плавки

| Характеристика печі     |                                            | Кількість плавок за добу | Тривалість періодів плавки, хв |                  |         |          |             |        |
|-------------------------|--------------------------------------------|--------------------------|--------------------------------|------------------|---------|----------|-------------|--------|
| Тривалість плавки, год. | Питома потужність трансформатора, (кВ·А)/т |                          | Міжплавочне простоявання печі  | Плавлення кошика |         |          | Рафінування | Випуск |
|                         |                                            |                          |                                | першого          | другого | третього |             |        |
| 3                       | 350                                        | 8                        | 15                             | 50               | 30      | 32       | 40          | 5      |
| 2                       | 600                                        | 12                       | 15                             | 24               | 13      | 15       | 40          | 5      |
| 1,5*                    | 700                                        | 16                       | 10                             | 23               | 13      | 12       | 20          | 5      |
| 1,2**                   | 700                                        | 20                       | 6                              | 22               | 12      | 10       | 13          | 5      |

\*\* – водяне охолодження стін; \*\* – водяне охолодження стін і склепіння, використання газокисневих пальників

Таблиця 1.5 – Основні технічні характеристики дугових печей, розроблених у СРСР

| Параметри                                            | Тип печі  |         |         |            |
|------------------------------------------------------|-----------|---------|---------|------------|
|                                                      | ДСП–100И6 | ДСП–150 | ДСП–200 | ДСП–100НЗА |
| Номінальна місткість, т                              | 100       | 150     | 200     | 100        |
| Діаметр кожуха на рівні відкосів, мм                 | 6900      | 7800    | 8400    | 6900       |
| Потужність трансформатора (макс., використана), МВ·А | 79        | 90      | 125     | 63         |
| Макс. вторинна напруга, В                            | 761       | 761     | 950     | 573        |
| Макс. вторинний струм, кА                            | 69,4      | 79,5    | 87      | 63,5       |
| Діаметр електрода, мм                                | 610       | 610     | 610     | 610        |

Піч ДСП-100И6 має трансформатор потужністю 75 (МВ·А). На перших чотирьох рівнях напруги уявна потужність трансформатора не змінюється при зміні сили робочого струму, коефіцієнта потужності та активної потужності (табл. 1.6). На останніх рівнях напруги потужність трансформатора знижується.

Наявність рівнів постійної потужності розширює можливості розробки раціональних енергетичних режимів плавки в електродуговій печі. Особливо це відноситься до періоду розплавлення шихти, коли проплавлення колодязів необхідно вести з максимальним випромінюванням дуг, тобто з максимальною потужністю електричних дуг і максимальною швидкістю

нагріву ванни з обмеженою дією дуг на футерівку.

Таблиця 1.6 – Характеристики трансформатора печі ДСП-100И6

| Характеристика                              | Рівні напруги |      |      |      |
|---------------------------------------------|---------------|------|------|------|
|                                             | 1             | 2    | 3    | 4    |
| Напруга ( $U_{2л}$ ), В                     | 761           | 722  | 686  | 654  |
| Сила робочого струму ( $I_2$ ), кА          | 56,9          | 60,0 | 63,1 | 66,2 |
| Коефіцієнт потужності ( $\cos\phi$ )        | 0,75          | 0,73 | 0,69 | 0,65 |
| Активна потужність ( $P_a$ ), МВт           | 56,2          | 54,7 | 52,0 | 49,0 |
| Уявна потужність трансформатора (S), (МВ·А) | 75            | 75   | 75   | 75   |

Найбільш розповсюджена піч ДСП-100И6 має наступні технічні характеристики:

|                                                         |         |
|---------------------------------------------------------|---------|
| Номінальна місткість, т.....                            | 100     |
| Вторинна напруга (рівні постійної потужності), В.....   | 250–761 |
| Діаметр розпаду електродів, мм                          |         |
| на рівні склепіння.....                                 | 1700    |
| на рівні порогів.....                                   | 1350    |
| Діаметр плавильного простору на рівні відкосів, мм..... | 5900    |
| Висота плавильного простору ( на рівні відкосів до      |         |
| верхнього обрізу кожуха, мм.....                        | 1900    |
| Внутрішній діаметр кожуха, мм .....                     | 6900    |
| Розрахунковий час розплавлення під струмом              |         |
| (без урахування пальників), хв .....                    | < 70    |
| Розрахункові витрати електроенергії                     |         |
| (без урахування пальників), МДж/т.....                  | 1500    |
| Витрати води на охолодження, м <sup>3</sup> /год .....  | 500     |

Загальний вигляд печі ДСП-100И6 показано на рис. 1.7. Циліндричний кожух печі нерухомо закріплено на люльці, яка нахиляється за допомогою двох гідроциліндрів на кут 40° у бік зливу металу на кут 12° у бік скачування шлаку. До порталу у чотирьох точках на консолях жорстко підвішене склепіння. У рамній конструкції, яка утворена шахтою з порталом, за допомогою гідроприводу переміщується стійка із закріпленими на них електродоутримувачами.

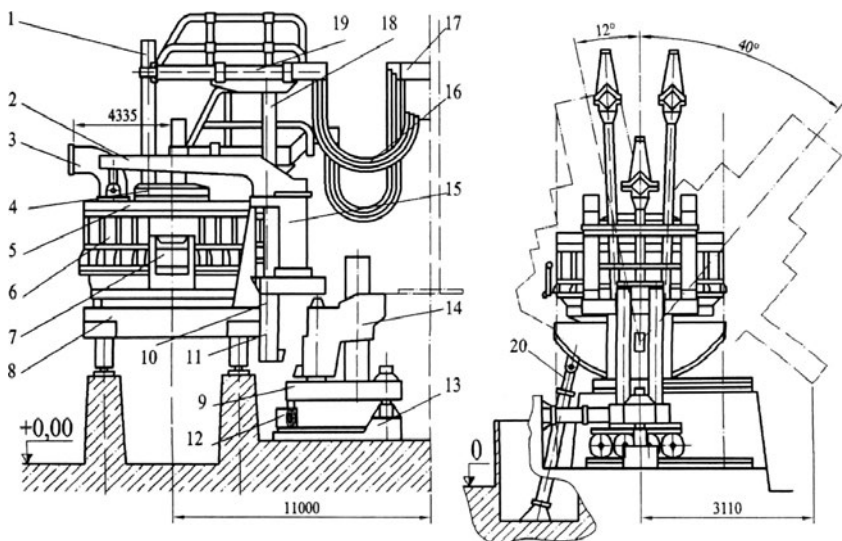


Рисунок 1.7 – Загальний вигляд печі ДСП-100ІВ з боку робочого вікна і струмопідводу:

1 – електрод; 2 – консоль; 3 – газовідсмоктувач; 4 – вогнетривка частина склепіння; 5 – водоохолоджуване склепіння; 6 – кожух; 7 – зливний жолоб; 8 – люлька; 9 – поворотна платформа; 10 – тумба; 11 – шахта; 12 – балансир; 13 – основа; 14 – каретка; 15 – колонна; 16 – кабельна гірлянда; 17 – електрична шина; 18 – стійка; 19 – електродотримач; 20 – циліндр нахилу

Піч завантажується зверху грейферним кошиком. Для цього склепіння піднімається разом з електродами і повертається в бік зливу металу. Крім цього, передбачена безперервна подача металізованих котунів через завантажувальний пристрій у склепінні печі. Для підняття та повороту склепіння застосована схема з розміщенням механізму підняття на окремому фундаменті. Механізм являє собою поворотну платформу з колонами, на яких під час підняття склепіння переміщується каретка з товкачем і піднімає склепіння. Платформа спирається на балансири і переміщується при піднятті склепіння по радіальних рейках основи. На думку розробників, це підвищує надійність основних конструкційних елементів печі.

У початковий період плавки сталі в електродугових печах, тобто під час плавлення шихти, основна частка тепла (до 80 %) поглинається ванною. У цей час умови сприйняття тепла відносно холодними матеріалами і

потреби на нагрів і плавлення максимальні [1]. Тому в період плавлення шихти використання потужності трансформатора максимальне. Після того як шихта розплавилася потужність печі різко знижується і споживання енергії падає у відновлюваний період плавки (для традиційної технології), коли в умовах відсутності окиснення вуглецю і кипіння ванни теплопередача і теплосприйняття нагрітого до високої температури металу мінімальні. У зв'язку з цим багато дослідників дійшли висновку [1, 10, 11, 35, 42], що для найбільш повного використання потужності пічного трансформатора та підвищення ефективності роботи електродугової печі період відновлення можна виключити і, крім того, скоротити період окиснення, завданням якого повинно стати тільки окиснення вуглецю та фосфору.

Сучасні електродугові печі працюють, головним чином, з використанням графітованих електродів, річне виробництво яких перевищує 1 млн тонн [43]. Витрати графіту під час виплавляння сталі визначаються багатьма чинниками, головними з яких є якість самих електродів та умови роботи дугової печі. Електродугові печі з трансформаторами звичайної потужності мають силу струму, що тече через електрод, до 45 кА, що дозволяє використовувати порівняно дешеві електроди. Надпотужні електродугові печі мають силу струму близьку до 100 кА [1, 35, 40, 42]. У таких печах використовують спеціальні високоякісні електроди, здатні витримувати високі струмові і механічні навантаження. Вони мають більшу щільність і менший електричний опір. Електроди з такими показниками властивостей отримують за рахунок застосування дорогих з низькою зольністю шихтових матеріалів, потужного пресового устаткування та складного високотемпературного оброблення (операції графітизації). Висока вартість шихтових матеріалів та великі витрати електроенергії є визначальними в ціноутворенні на сталь.

Вартість графітованих електродів для надпотужних електродугових печей досягає 1500–2000 дол США за 1 тону. У зв'язку з цим витрати на електроди при роботі звичайної електродугової печі складають біля 8 % від

собівартості сталі, а у надпотужних печах вони досягають 15 %, тобто майже в два рази більше [43, 44]. За даними роботи [45] у добре працюючій надпотужній дуговій печі витрати електродів знаходиться на рівні 4 кг/т сталі, при цьому на частку витрат робочих кінців приходить біля 50 %, на окиснення бічної поверхні близько 40 %.

Захисні покриття на бічній поверхні електродів суттєво зменшують інтенсивність їх окиснення, що обумовлює їх менші витрати. За даними фірми BSA при використанні електродів діаметром 610 мм із захисним покриттям у дугових печах ємністю 140–180 тонн та силі струму 36–68 кА витрати електродів за масою зменшуються на 16–23 % [46]. Рентабельність застосування захисних покриттів визначається економією електродів та витратами на покриття. Розрахунки показують, що при економії 13 % електродної маси витрати на створення покриття повністю компенсуються.

### **1.5 Шихтові матеріали та технологія плавки в надпотужних дугових печах**

Якість та собівартість металу головним чином визначається складом металевої частини шихти, яка характеризується насипною масою скрапу, вмістом легувальних елементів та наявністю шкідливих домішок. Для виплавлення сталі в електродугових печах використовують наступні види металобрухту:

- важкий брухт, який утворюється безпосередньо на металургійних підприємствах (обріз при виготовленні продукції в прокатних і ковальських цехах);
- брухт машинобудівних підприємств (обріз та висічка від штамповки, стружка після механічного оброблення та ін.)
- легковаговий амортизаційний брухт;
- металізовані котуни;
- чавун.

Найбільш якісним брухтом є обріз від продукції прокатних цехів



металургійних підприємств, він має високу насипну густину (більше  $1,5 \text{ т/м}^3$ ), практично не містить домішок кольорових металів та хімічний склад його відомий. Такий обріз широко використовується у сталеплавильному виробництві, його досить багато, наприклад, при розливі металу у виливниці частка головного та донного обрізу складає 20–30 % від маси злитків.

Брухт машинобудівних підприємств лише частково потрапляє на металургійні підприємства. Більша частина його переплавляється в ливарних цехах самих підприємств. Якість цього брухту невисока – металева стружка, як правило, забруднена мастилом та емульсією і її хімічний склад невідомий. Для ефективного використання стружки необхідна спеціальна її підготовка, наприклад брикетування.

Амортизаційний брухт це перед усім елементи і агрегати морально застарілого та зношеного обладнання та машин. Зазвичай такий брухт має невисоку насипну густину (біля  $0,8\text{--}1,0 \text{ т/м}^3$ ), надзвичайно забруднений різними домішками (кольорові метали, пластмаса, резина та ін.) і хімічний склад його невідомий. Використовують такий брухт після відповідної підготовки.

Металізована сировина (катуни) являє собою достатньо чистий високоякісний матеріал, який все більше застосовується для виплавляння високоякісної сталі.

Чавун традиційно широко застосовується в електросталеплавильному виробництві при виплавці вуглецевих сталей з метою підвищення вуглецю в шихті. Чавун також відноситься до високоякісної сировини, оскільки вміст у ньому сірки та фосфору порівняно невисокий і практично відсутні домішки кольорових металів. На сьогодні чавун практично не використовують у якості матеріалу для науглецювання заліза внаслідок його високої вартості, а використовують, головним чином, як розріджувач неякісного брухту з метою зниження вмісту шкідливих домішок.

Співвідношення компонентів у шихті повинно забезпечувати її швидке

плавлення з мінімальними ушкодженнями футерівки під час завантаження, плавлення і з мінімальним зношенням електродів. Багато спеціалістів схильні думати [9, 11, 16, 31], що при плавці в електродугових печах необхідно віддавати перевагу легковагому брухту, оскільки він порівняно дешевий, утворюється у великій кількості і тому більш доступний для металургійних підприємств. Незважаючи на витрати часу на додаткове підшихтовування під час плавки загальна тривалість періоду плавлення зменшується в результаті більш швидкого плавлення та розчинення у рідкому розплаві легковагового брухту. Відповідно дещо зменшуються і витрати електроенергії на плавлення шихти.

Одним із недоліків використання легковагового брухту є мала кількість рідкого металу, яка утворюється після його розплавлення. Це спонукає опускати електроди у крайнє нижнє положення, що може бути причиною ушкодження подины електричними дугами. Цей недолік може бути подолано за рахунок залишку частини рідкого металу після випуску, тобто необхідно вести плавку з використанням «болота».

На початку і в середині періоду плавлення шихти після утворення колодязів під електродами електричні дуги надпотужної печі екрануються металевою шихтою і не викликають помітного руйнування футерівки. В оточенні скрапу майже все тепло поглинається шихтою. Однак до кінця періоду плавлення шихта практично розплавляється, дуги оголюються і теплове навантаження на стіни і склепіння печі різко зростають. Тому під кінець періоду плавлення доцільно переводити роботу печі на короткі дуги, поверхня яких випромінює значно менше потужності і тому управління довжиною дуг у цей час має надзвичайно важливе значення. Під час роботи на коротких дугах відбувається зростання інтенсивності нагріву ванни, але продуктивність печі змінюється не суттєво, оскільки шихта в цей час практично розплавилась.

Порівняно простим та ефективним методом зниження теплових навантажень на стіни і склепіння печі є екранування дуг за допомогою

шлаку. За рахунок електромагнітних сил потужні електричні дуги створюють у шлаковій ванні колодязі, які частково екранують випромінювання дуг. Збільшення глибини шлакової ванни сприяє покращенню екранування електричних дуг.

Тому в практиці роботи надпотужних дугових печей часто застосовують спінювання шлакової ванни за допомогою бульбашок CO, які утворюються під час окиснення вуглецю. Однак такий прийом потребує підвищених витрат вуглецевмісних матеріалів (наприклад меленого коксу) в період плавлення, але дозволяє, не змінюючи кількість шлаку, збільшити його об'єм.

Суттєвому зменшенню тривалості періодів плавлення та окиснення сприяє швидка і ефективна дефосфорація металу, яка досягається завдяки підвищенню основності шлаку, тобто підвищенню співвідношення  $\text{CaO/SiO}_2$ . Указане співвідношення повинно бути не менше двох, а ще краще 2,5–3,0 [9, 15, 21, 47]. Для одержання необхідної основності шлаку під час плавки здійснюється додаткове завантаження не до кінця обпаленого вапна. Спінювання шлаку, з одного боку, сприяє екрануванню дуг, а з іншого, збільшує поверхню контакту металеві ванни зі шлаком. Концентрація фосфору в металі під кінець періоду плавлення у надпотужній дуговій печі в умовах надійного контакту металу зі шлаком необхідної основності може знизитися до 0,015 %. Найбільш ефективну дефосфорацію металу можна отримати шляхом продування металевого розплаву порошкоподібним вапном.

Велика потужність пічного трансформатора дозволяє швидко нагрівати метал в окиснювальний період плавки ( $>10$  °C/хв) до необхідної температури. За таких умов процес дефосфорації металу практично завершується до кінця періоду плавлення шихти, що дозволяє скоротити цей період до 30 хвилин. Таким чином, головною особливістю окиснювального періоду плавки в надпотужній електродуговій печі, в порівнянні зі звичайною дуговою піччю, є швидке, а іноді і одночасне проведення

необхідних технологічних операцій.

Для швидкого окиснення надлишкової кількості домішок застосовують продування металевої ванни киснем через трубки, а твердими окиснювачами (FeO) підвищують окисненість шлаку для його спінювання.

При одношлаковому процесі плавки ступінь вилучення сірки (на рівні 50–60 %) може бути забезпечене більш раннім підвищенням основності шлаку або підвищенням кількості окисненого вуглецю [1]. Під час плавки сталі з шихти, яка має підвищену кількість сірки, або необхідності отримання в сталі менше 0,020 % сірки одношлаковий процес (без відновлювального періоду) зазвичай суміщається з позапічною десульфурою металу.

У деяких випадках надпотужні електродугові печі працюють у одношлаковому режимі з доведенням металу під розкисненим шлаком окиснювального періоду. Головна передумова такої технології є бажання знизити вміст сірки в сталі за рахунок її оброблення розкисненим пічним шлаком під час випуску. Для цього після закінчення окиснювального періоду основність шлаку підвищують шляхом присадки вапна з одночасним розкисненням його подрібненими розкиснювачами – коксом, феросиліцієм, карбідами кальцію та кремнію, алюмінієм, досягаючи швидкого зниження оксидів заліза в шлаку [47, 48].

### **1.6 Інтенсифікація плавки в надпотужних електродугових печах**

Ефективність застосування високої питомої потужності трансформаторів при виплавленні сталей в дугових печах залежить від багатьох чинників, у тому числі і від таких методів, які напряду не пов'язані з технологією плавки, але дозволяють інтенсифікувати процес плавки і знизити витрати електроенергії на виплавляння сталі. До таких заходів відносяться: підігрів шихти за межами печі, застосування паливно-кисневих пальників та застосування кисневого продування під час плавлення і в окиснювальний період.

Попереднє підігрівання металевої шихти за межами печі є достатньо

ефективним технічним способом, що сприяє зниженню витрат електроенергії на її плавлення. Для цього можна використовувати як вторинні ресурси металургійного виробництва, так і спалювання газоподібного або рідкого палива [49, 50]. На сьогодні найбільше застосування отримали установки для нагрівання брухту газами, які відходять із дугової печі (рис. 1.8).

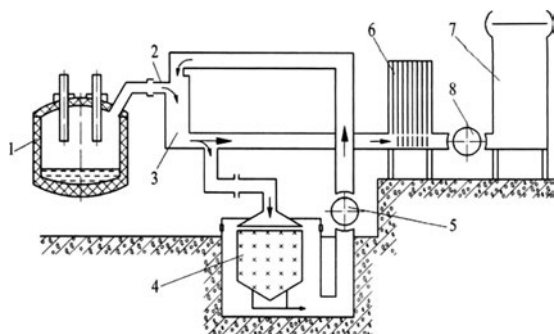


Рисунок 1.8 – Принципова схема устаткування для підігрівання шихти пічними газами: 1 – дугова піч; 2 – патрубок у склепінні; 3 – камера змішування; 4 – кошик з шихтою; 5 – димохід; 6 – теплообмінник (охолоджувач) газів; 7 – газоочистка; 8 – головний димовсмоктувач

Кількість і температура цих газів протягом плавки змінюються і тому температура нагріву шихти зазвичай не перевищує 300 °С. Такий підігрів дозволив у печі місткістю 80 т знизити витрати електроенергії на 30–50 (кВт·год)/т та скоротити тривалість плавки в середньому на 8–10 %. Серйозним недоліком підігріву шихти газами, які відходять з печі, є те, що для цього необхідно споруджувати достатньо складні трубопроводи, які пов'язують дугові печі з установками для підігріву металевої шихти.

Широкого застосування за кордоном набули установки для підігріву металевої шихти з використанням завантажувальних кошиків (цебер) за допомогою газових пальників або пальників, які працюють на рідкому паливі [9, 40, 49]. Установки такого типу економічні і не потребують застосування кисню. Під час попереднього підігріву шихти з неї видаляється значна кількість води, мастил та інших забруднюючих речовин, що дозволяє значно поліпшити умови плавки скрапу в печі.

На рис. 1.9 показана схема устаткування для попереднього підігріву скрапу за допомогою мазутного пальника, яке працює на норвезькій фірмі «Chrystiany Spygervercerc» [51].

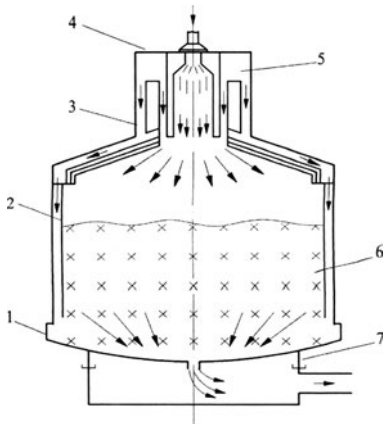


Рисунок 1.9 – Схема устаткування для попереднього підігрівання скрапу:

1 - завантажувальний цегер; 2 - жароміцна обичайка; 3 - кришка з камерою згоряння; 4 - пальник; 5 - повітряний колектор; 6 - металева шихта; 7 - нижня камера з газоходом

Цегер зі скрапом 6 накривається зверху кришкою 3, по осі якої знаходиться камера згоряння з пальником 4. Потік гарячих газів з камери згоряння проходить через скрап у цегрі та через отвір у дніщі цегра потрапляє в нижню камеру 7, звідки за допомогою вентилятора або ежектора відсмоктується в навколишнє середовище. Для захисту кришки від перегріву в проміжок між кришкою і обичайкою подається холодне повітря через колектор 5. Подібними установками оснащено сталеплавильний цех з дуговими печами місткістю 30–70 тонн.

Попереднє нагрівання скрапу здійснюється до температури 400–450 °С. Нагрівання до більш високих температур потребує використання футерованих цегер, що ускладнює та значно здорожує процес. Крім того, при перегріванні скрапу відбувається інтенсивне окиснення поверхні шматків та можливе їх зварювання між собою.

На тих підприємствах, де виплавляння сталі обмежує продуктивність прокатного виробництва, попереднє підігрівання шихти дає відчутну добавку до продуктивності плавильних печей і збільшення завантаження прокатних потужностей.

Відомо [52] застосування для підігрівання брухту злитків або крупних заготовок, які охолоджуються після розливання. Зазвичай такі установки складаються із двох секцій: нижньої, в яку встановлюють злитки, що охолоджуються, та верхньої – для цегра зі скрапом. Гаряче повітря від

злитків проходить крізь решітчасте дно цебра, омиває брухт у цебрі та нагріває його. При цьому температура брухту може сягати 700–760 °С. Таким чином одночасно можна нагрівати два кошика (цебра) із п'яти (приблизно 40 % на плавку). У результаті на електродуговій печі місткістю 25 тонн витрати електроенергії на плавку знижуються у середньому на 30 (кВт·год)/т сталі, а тривалість плавки скорочується на 7-8 %.

Позапічне підігрівання шихти важко здійснити у великому об'ємі, наприклад у кошиках місткістю 65–80 м<sup>3</sup>, тому електросталеплавильні цехи з надпотужними дуговими печами великої місткості (100 тонн і більше) зазвичай не мають таких установок для підігрівання.

Паливно-кисневі пальники застосовуються для підігрівання шихти як за межами печі, тобто під час підготовки її до плавки, так і безпосередньо в робочому просторі дугової печі. Використання паливно-кисневих пальників для інтенсифікації плавлення шихти безпосередньо в дугових печах було розпочато ще в 60-х роках минулого століття з метою скорочення тривалості плавлення та витрат електроенергії. У якості палива для пальників використовували мазут та природний газ. Кращі результати були отримані, коли паливо спалювали з великим надлишком кисню.

Поява печей з надпотужними трансформаторами, які забезпечували швидке розплавлення шихти, послабило інтерес до досліджень щодо застосування паливно-кисневих пальників. Зацікавленість до використання таких пальників виникла на початку 70-х років минулого століття з появою надпотужних дугових печей, оснащених водоохолоджуваними панелями в їх стінах та склепінні. Внаслідок охолоджуючої дії таких панелей у печах існують холодні зони біля стінок, де розміщені панелі. У таких зонах плавлення брухту уповільнюється.

При роботі пальників одночасно з підпалом електричних дуг покращується стабільність горіння електричних дуг на холодну шихту на початку плавки, виникає циркуляція гарячих газів у робочому просторі печі, яка приводить до більш рівномірного нагріву шихти. Стіни і склепіння печей

відчувають менші термічні удари, що підвищує стійкість вогнетривів та тривалість експлуатації.

Режимом роботи пальників не складно управляти, наприклад при деякому надлишку палива в факелі. Це забезпечує мінімальний вигар металу в період плавлення шихти, а також дозволяє підтримувати в пічному просторі заданий склад атмосфери.

Розплавити в холодних зонах печі (між електродами) металевий брухт випромінюванням від частково занурених у колодязі електричних дуг досить проблематично. У той же час економічно та технічно недоцільно працювати на дуже потужних дугах, оскільки значно зростають теплові витрати, витрати електроенергії та подовжується період плавлення шихти. Тому паливно-кисневі пальники в дугових печах, як правило, розміщують у стіні печі навпроти трьох холодних зон між електродами (рис. 1.10). Стінові пальники мають невелику одиничну потужність (4–6 МВт), тривалість роботи їх під час плавки становить усього 15–17 хв, а питомі витрати газоподібного палива складають 7–8 м<sup>3</sup>/т сталі [49, 53, 54].

Ефективність роботи стінових газово-кисневих пальників залежить від витрат природного газу та кисню. При витратах природного газу 6–8 м<sup>3</sup>/т тривалість періоду плавлення шихти скорочується на 10–15 %, а витрати електроенергії – на 40–50 (кВт·год)/т [54].

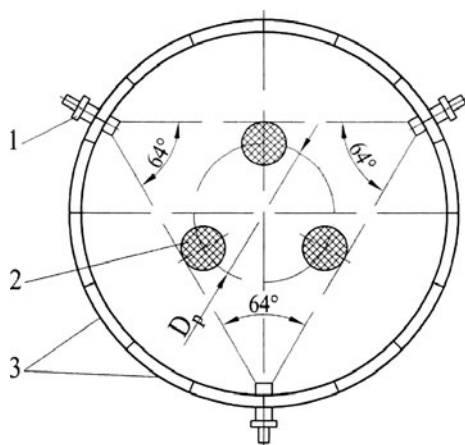


Рисунок 1.10 – Розміщення паливно-кисневих пальників у стіні надпотужної дугової печі:

1 – пальник; 2 – графітовий електрод;  
3 – стінові водоохолоджувані панелі;  
 $D_p$  – діаметр розпаду електродів



Необхідно відзначити, що умови нагрівання металевої шихти стіновими паливно-кисневими пальниками далеко не оптимальні. Середня температура нагрівання в дугових печах становить 800–900 °С. У разі нагрівання до 1200–1300 °С відбувається оплавлення окремих шматків брухту, в результаті якого різко зростає швидкість окиснення заліза продуктами повного згоряння палива, які відновлюються до CO [55, 56]. Таким чином, основним чинником, що визначає застосування паливно-кисневих пальників у сучасних надпотужних електродугових печах є покращення показників їх роботи в період плавлення шихти, яке виявляється в скороченні тривалості цього періоду плавки та зниженні питомих витрат електроенергії.

Застосування кисневого дуття. Для скорочення тривалості періоду плавлення та покращення показників рафінування важливе значення має правильний вибір швидкості окиснення вуглецю у розплаві, який впливає на швидкість плавлення шихти в електродуговій печі. З метою інтенсифікації плавлення шихти в електродугових печах уже протягом багатьох років застосовується кисень у газоподібному стані для створення окиснювальної атмосфери в пічному просторі [9, 11, 34, 57]. Основними причинами, які впливають на скорочення тривалості періоду плавлення в разі інтенсивної подачі кисню у пічний простір можна відзначити наступне:

- у результаті окиснення відповідних елементів шихти киснем (вуглецю, кремнію, мангану тощо) в робочому просторі дугової печі додатково виділяється деяка кількість тепла, що прискорює плавлення шихти;

- високотемпературні факели пальників, як правило, спрямовані на шихту, розміщену в «холодних» зонах біля стін печі, тому введення кисню в робочий простір печі сприяє більш повному згорянню природного газу і підвищенню температури факелів, що приводить до прискорення нагрівання і плавлення шихти в цих зонах, а отже скорочує тривалість плавлення шихти в цілому.

Кисень починають подавати в робочий простір печі відразу після підпалу електричних дуг за допомогою трубок, які вводять через робоче вікно та отвори у стіні або склепінні печі. Подача кисню розпочинається після появи на подині печі перших порцій рідкого металу, що призводить до окиснення відповідної кількості шихти, в результаті якого знижується вихід придатного металу в середньому на 2–5 %. Оскільки вигар металообробку це прямі втрати металу, то з метою їх зменшення в шихту вводять додаткову кількість вуглецю із розрахунку 10–12 кг/т шихти [9, 48, 58]. При цьому більша частка кисню, яку подають у піч, спочатку витрачається на окиснення заліза і тільки потім оксиди заліза відновлюються вуглецем. За наявності достатньої кількості вуглецю в шихті залізо, яке окиснилося раніше, майже повністю відновлюється до кінця періоду плавлення, внаслідок цього втрати заліза невеликі і окиснення заліза мало впливає на тепловий баланс плавлення та вихід придатного металу.

У той же час інтенсивна подача кисню в період плавлення шихти може призводити до підвищення витрат дороговартісних графітованих електродів у результаті їх окиснення.

На думку багатьох дослідників [9, 11, 34, 47, 49], найбільш ймовірне та ефективне є подавання кисню безпосередньо в рідку металеву ванну, що викликає швидке окиснення присутніх у розплаві шкідливих домішок.

Трансформація виплавляння металу в дугових сталеплавильних печах від двостадійної технології отримання готової сталі до одностадійної, з випуском так званого «напівпродукту», зумовлює необхідність його рафінування та доведення за хімічним складом поза плавильним пристроєм, тобто поза піччю. Тому позапічне оброблення металу після плавки в сучасних ДСП, як і після конверторної плавки, є однією з найважливіших складових сталеплавильного виробництва.

## Питання для самоконтролю

1. Які основні групи сталей виплавляються в дугових електропечах?
2. Які технічні та технологічні можливості електродугових печей сприяють виплавлянню в них широкого асортименту якісних високолегованих і легованих сталей?
3. Скільки періодів плавки передбачає традиційна технологія одержання сталі підвищеної чистоти в дугових печах з трансформаторами малої потужності?
4. Яка завдання періоду окиснення при виплавлянні сталі в електродугових печах?
5. Які умови видалення фосфору зі сталі на початку плавки в електродугових печах?
6. Як досягається оновлення шлаку в період окиснення для суміщення реакцій окиснення фосфору та вуглецю?
7. Які умови потрібно створити для протікання реакції зневуглецювання металу?
8. Для протікання реакції окиснення вуглецю вміст кисню в розплаві повинен перевищувати чи бути нижчим за рівноважне значення для реакції  $C + O = CO$ ?
9. Як викликати інтенсивне кипіння розплаву сталі за рахунок утворення бульбашок окису вуглецю в об'ємі ванни рідкого металу?
10. Чому під час кристалізації злитка в рідкій металевій фазі, яка контактує з металом, що кристалізується, кількість газів зростає?
11. Що є джерелом надходження газів (азоту і водню) до сталі під час її виплавляння?
12. Надайте визначення закону Сіверта.
13. Що є однією з головних причин утворення флокенів і внутрішніх тріщин у сталі?
14. Що є найбільш ефективним методом зниження вмісту азоту та

водню при виплавланні сталі в дуговій печі?

15. Які задачі вирішуються у відновлювальний період плавки в електродуговій печі з основною футерівкою?

16. Яке буває розкиснення металевої ванни присадкою розкиснювачів?

17. Що таке дифузійний метод розкиснення, його механізм?

18. Що є негативним фактором розкиснення сталі кремнієм?

19. За яких причин ефективність рафінування металу від кисню та сірки у період відновлення в печах великої місткості суттєво знижується?

20. Що сприяло випереджаючому зростанню електродугового виробництва сталі у 70-ті роки минулого століття?

21. Наведіть класифікацію електродугових печей за рівнем потужності в період розплавлення шихти.

22. Що заважає подальшому підвищенню питомої потужності електродугових печей та їх продуктивності?

23. Яку футерівку мають надпотужні електродугові печі другого покоління?

24. Назвіть три основних типи водоохолоджуваних панелей для електродугових печей.

25. Які види металобрухту застосовують для виплавлення сталі в електродугових печах і з чого вони складаються?

26. Для чого необхідно екранування електричних дуг і як воно проводиться?

27. Які допоміжні заходи, напрямку не пов'язані з технологією плавки, дозволяють інтенсифікувати процес плавки і знизити витрати електроенергії на виплавлення сталі?

## Література

1. Поволоцкий Д. Я. Выплавка легированной стали в дуговых печах / Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим. – М.: Metallurgia, 1987. – 136 с.

2. Worldsteel Association. Steel Statistical Yearbook 2001. - Worldsteel Committee on Economic Studies – Brüssels, 2001. – 111 p.

3. Worldsteel Association. Steel Statistical Yearbook 2011. – Worldsteel Committee on Economic Studies – Brüssels, 2011. – 120 p.

4. Черноусов П. И. Рециклинг. Технологии переработки и утилизации техногенных образований и отходов в черной металлургии. / П. И. Черноусов. – М.: МИСиС, 2011. – 428 с.

5. Чижиков А. Г. Автомобильный лом в структуре металлофонда России и технические решения по его утилизации. / А. Г. Чижиков, А. Е. Семин, И. И. Чижикова // Электрометаллургия. - 2010. - № 4. - С. 31 – 36.

6. Chen Yuanhua. Analysis of and Measures to Improve the Recycling and Utilization of End-of-Life Vehicles in China / Chen Yuanhua, Yang Yanping, Huang Weil // Strategic Study of CAE. – 2018. – Vol. 20, № 1. – С. 1 – 7.

7. Long S. H. The current situation and development trend of the recycling and disassembling of End-Of-Life Vehicles industry in China / S. H. Long // Iron and Steel Scrap in China. – 2016. – № 3. – P. 4 – 12.

8. Тулин Н. А. Перспективы развития качественной металлургии в СССР. / Н. А. Тулин, А. Ф. Каблуковский, В. В. Юзов. – М.: Металлургия, 1983. – 199 с.

9. Морозов А. Н. Современное производство стали в дуговых печах / А. Н. Морозов. – М.: Металлургия, 1983. – 184 с.

10. Смоляренко В. Л. Современные высокомошные печи за рубежом / В.Л. Смоляренко // Черная металлургия. – 1983. – № 14. – С. 26 – 39.

11. Поволоцкий Д. Я. Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей / Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим, И. Ю.Зиннуров. – М.: Металлургия, 1990. – 176 с.

12. Белковский А. Г. Современное состояние и тенденции развития технологии производства стали в ДСП и их конструкции. / А. Г. Белковский, Я. Л. Кац, М. Я. Краснянский // Бюллетень «Черметинформация». – М.:

Металлургия, 2013. – № 3. – С. 72 – 88.

13. Гофман Е. В. Черная металлургия капиталистических стран. Техничко-экономический обзор Бюллетень «Черметинформация» / Е. В. Гофман, И. Г. Горелик, Н. Н. Жуков. – М.: Металлургия, 1977. – 312 с.

14. Воскобойников В. Т. Общая металлургия под ред. Ф.П. Еднерала / В. Т. Воскобойников, Ф. П. Еднерал, В. А. Кудрин, А. М. Якушев. – М.: Металлургия, 1967. – 424 с.

15. Соколов Г. А. Производство стали / Г. А. Соколов. – М.: Металлургия, 1982. – 496 с.

16. Крамаров А. Д. Производство стали в электропечах / А. Д. Крамаров. – М.: Металлургия, 1969. – 350 с.

17. Еднерал Ф.П. Электрометаллургия стали и ферросплавов / Ф. П. Еднерал. – М.: Металлургия, 1977. – 610 с.

18. Шурхал В.А. Фізикохімія металургійних систем і процесів. Підручник. / В. Я. Шурхал, В. К. Ларін, Д. Ф. Чернега, В. Г. Могилатенко. – К.: Вища школа, 2000. - 407 с.

19. Sieverts Adolf. The Absorption of Gases by Metals / Adolf Sieverts // Zeitschrift für Metallkunde. – 1929. – № 21. – P. 37 – 46.

20. Witmer D. A. Effect of Nitrogen on the Mechanical Properties of Drawing-Quality Aluminum-Killed Sheet Steel / D. A. Witmer, R. M. Willison // The minerals, metals and materials society (TMS). 1970. – V. 52. – P. 56 – 62.

21. Абросимов Е. В. Металлургия стали, под. ред. В.И. Явойского / Е. В. Абросимов, И. И. Аншелес, В. А. Кудрин. – М.: Металлургиздат, 1961. – 679 с.

22. Лузгин В. П. Газы в стали и качество металла / В. П. Лузгин, В. И. Явойский. – М.: Металлургия, 1983. – 231 с.

23. Морозов А. И. Водород и азот в стали / А. И. Морозов. – М.: Металлургиздат, 1968. – 284 с.

24. Поволоцкий Д. Я. Раскисление стали / Д. Я. Поволоцкий. – М.: Металлургия, 1972. – 298 с.

25. Чуйко Н. М. Теория поглощения и удаления газов в процессе плавки и вакуумирования стали / Н. М. Чуйко // Сб. «Газы в литом металле». – М.: Metallurgy, 1964. – С. 14 – 22.

26. Чуйко П. М. Дегазация жидкой стали при вакуумировании в ковше, при переплаве и при продувке металла инертными газами под вакуумом / Н. М. Чуйко, А. Т. Перевязко, В. Б. Рутковский, Р. Е. Даничек, Ю. В. Лагунов // Сб. «Газы в литом металле». – М.: Metallurgy, 1964. – С. 28 – 35.

27. Морозов А. П. Изучение кинетики обессеривания стали / А. П. Морозов, Д. Я. Поволоцкий, Н. В. Кейс // Труды 111 конференции. Физико-химические основы производства стали. – М.: Изд. АН СССР, 1957. С. 112 – 123.

28. Поволоцкий Д. Я. К вопросу о технологии восстановительного периода плавки / Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим, У. Д. Донец // Известия вузов. Черная металлургия. – 1969. – № 4. – С. 56 – 60.

29. Поволоцкий Д. Я. Распределение кислорода между сталью и шлаком / Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим // Известия вузов. Черная металлургия. – 1970. – № 2. – С. 58 – 61.

30. Поволоцкий Д. Я.. Раскиснение и удаление примесей при выплавке стали в дуговых печах / Д. Я. Поволоцкий, И. А. Лубенец, Л. Г. Королев // Сталь. – 1967. – № 2. – С. 132 – 134.

31. Кудрин В. А. Технология получения качественной стали / В. А. Кудрин, В. К. Парма. – М.: Metallurgy, 1984. – 320 с.

32. Robinson C. G. Ultra-high power electric Steel furnace operation / C. G. Robinson, W. E. Schwabe // Electric Furnace Conf. Proc. – AIME, 1965. – V. 22. – № 3. – P. 114 – 119.

33. Hill O. K. Large arc furnaces and the effect of key dimensions on the performance of UHP furnaces / O. K. Hill, C. G. Robinson // Iron and steel Eng. – 1969. – V. 56. – № 7. – P. 33 – 36.

34. Смоляренко В. Д. Высокомощные дуговые сталеплавильные печи / Смоляренко В.Д. – М.: Энергия, 1976. – 103 с.

35. Смоляренко В. Д. Высокомощные дуговые сталеплавильные печи за рубежом. / В. Д. Смоляренко, А. Н. Попов, В. Я. Левин // Бюллетень института «Черметинформация». – М.: Metallurgy, 1973.- № 7 (699). – С. 3 – 17.

36. Сосонкин О. М. Снижение расхода огнеупоров на выплавку электростали / О. М. Сосонкин, В.А. Кудрин // Сталь. – 1971. – № 5. – С. 25 – 28.

37. Riddhi Oza. Aspect of Design and Developments in EAF / Riddhi Oza, S. K. Dutta // Steel making. Iron & Steel Review. – 2014. - Vol. 58. December № 7. Режим доступа:

[https://www.researchgate.net/publication/307323617\\_Aspect\\_of\\_Design\\_and\\_Developments\\_in\\_EAF?enrichId=rgreq-8f246a9e530dc948eade78454a620465-XXX&enrichSource=Y292ZXJQYWdlOzMwNzMyMzYxNztBUzo0MDA2MzE1NTU3Mzk2NDhAMTQ3MjUyOTQxNDA5Mg%3D%3D&el=1\\_x\\_2&\\_esc=publicationCoverPdf](https://www.researchgate.net/publication/307323617_Aspect_of_Design_and_Developments_in_EAF?enrichId=rgreq-8f246a9e530dc948eade78454a620465-XXX&enrichSource=Y292ZXJQYWdlOzMwNzMyMzYxNztBUzo0MDA2MzE1NTU3Mzk2NDhAMTQ3MjUyOTQxNDA5Mg%3D%3D&el=1_x_2&_esc=publicationCoverPdf)

38. Асенмахер Р. Д. Водоохлаждаемые своды дуговых сталеплавильных печей / Р. Асенмахер, Х. Кляйн, Э. Эльснер, Д. Амелинг. // Черные металлы. – 1978. – № 20. – С. 18 – 21.

39. Сосонкин О. М. Повышение стойкости водоохлаждаемого свода 100-т электропечи / О. М. Сосонкин, М. Б Оржек // Сталь. – 1985. – № 7. – С. 32.

40. Казачков Е. А. Пути повышения производительности дуговых сталеплавильных печей / Е. А. Казачков, А. Д. Чепурной // Вісник приазовського державного технічного університету. – 2005. – № 15. – С. 1 – 5.

41. Schwabe W. E. Electro-technical aspects of very large UHP arc furnaces for steel production / W. E. Schwabe // World Electrotechnical Congress. June 21–25. / Moscow: 1977. – Section 4A. – Paper 01.

42. Давыдов В. П. Высокомощные дуговые сталеплавильные печи / В. П. Давыдов, Н. А. Пирогов, В. Д. Смоляренко, Е. М. Пономарева // Сталь. – 1984. – № 3. – С. 23 – 25.



43. Zöllner D. Neueste Entwicklungen auf dem Gebiet der Elektroden für Lichtbogenöfen / D. Zöllner, F. Schieber, W. Lippert // Fachberichte Hüttenpraxis Metallweiterverarbeitung. – 1981. Bd. 19. – № 1. – S. 37 – 41.

44. Бауман Б. Оптимальное использование графитовых электродов / Б. Бауман // Черные металлы. – 1982. – № 23. – С. 9 – 16.

45. Baare R., Overgaard J., Rasmussen E. An electric bottom tapping system months experience / R. Baare, J. Overgaard, E. Rasmussen // Iron and Steel Eng. – 1984. – V. 7. – P. 27 – 32.

46. Běčvář J. Snížení spotřeby grafitových elektrod u obloukových pecí použitím oplastených a kombinovaných vodou chlazených elektrod / J. Běčvář // Hutník CSSR. – 1983. – V. 33. – № 3. – S. 90 – 99.

47. Кацов Е. З. Выплавка стали в электродуговой печи ДСП-100И6 на Орско-Халиловском металлургическом комбинате / Е. З. Кацов, В. В. Кулаков, Н. Г. Тарышин // Сталь. – 1986. – № 12. – С. 42 – 48.

48. Поволоцкий Д. Я. Одношлаковый процесс плавки конструкционной стали в дуговых печах / Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим, А. А. Проницкий // Черная металлургия. – 1977. – № 14. – С. 29 – 31.

49. Тулуевский Ю. Н. Экономия электроэнергии в дуговых сталеплавильных печах / Ю. Н. Тулуевский, И. Ю. Зиннуров, А. К. Попов. – М.: Энергоатомиздат, 1987. – 103 с.

50. Fortstier G. Economie d'energie dans les acieres a Foxy gene et electrique / G. Fortstier // Revue de Metallurgie. – 1983. – № 1. – P. 23 – 31.

51. Розенсон Г. С. Предварительный подогрев электропечного скрапа / Г. С. Розенсон, В. Д. Смоляренко // Электротехническая промышленность. Электротермия. – 1972. – Вып. 116. – С. 28 – 29.

52. Knut Rummeler. New generation in pre-heating technology for electric steel making higher productivity with reduced power / Knut Rummeler // 43<sup>rd</sup> Steelmaking Seminar – International. May, 20<sup>th</sup>–23<sup>rd</sup>, 2012. P. 574 – 581. ISSN 1982-9375. Режим доступа:

<https://abmproceedings.com.br/ptbr/article/download-pdf/new-generation-in-pre->

heating-technology-forelectric-steel-making-higher-productivity-withreduced-power-2

53. Тулуевский Ю. Н. Энергосберегающие процессы электроплавки / Ю. Н. Тулуевский, В. С. Галян, И. Ю. Зиннуров // Сб. Экономия материальных ресурсов при выплавке электростали. – М.: Metallurgy, 1985. – С. 4 – 9.

54. Petcrsson M. Oxy-fuel burners for electric arc furnaces / M. Petcrsson // Iron and Steel Eng. – 1982. – V. 59. – № 8. – P. 47 – 48.

55. Laufer H. Moderniesierung von Electrostahlwerken / H. Laufer // Arc Furnace Meeting. Proc. – Budapest: 1985. – P. 43 – 46.

56. Brown J. W. Electric arc Furnace steelmaking with sponge iron / J. W. Brown, R. L. Reddy // Ironmak and Steelmak. – 1979. – V. 6. – № 1. – P. 24 – 31.

57. Каблуковский А. Ф. Интенсификация электросталеплавильного производства / А. Ф. Каблуковский, Л. К. Косырев, К. Я. Федоткин. – М.: Metallurgy, 1992. – 161 с.

58. Морозов А. Н. Энергетический баланс сверхмощной печи за период плавления / А. Н. Морозов, О. Н. Рыбин // Сб. статей «Освоение новых высокомоощных печей». – М.: Metallurgy, 1982. – С. 23 – 27.

## РОЗДІЛ 2

### ПОЗАПІЧНЕ ОБРОБЛЕННЯ СТАЛЕЙ ЯК ІНСТРУМЕНТ ПІДВИЩЕННЯ ЇХ ЯКОСТІ

#### 2.1 Аналіз завдань і методів позапічного рафінування сталі

Досвід роботи сучасних кисневих конверторів і великовантажних надпотужних сталеплавильних дугових печей засвідчує, що правильна (раціональна) організація технологічного процесу дозволяє забезпечити не тільки високі техніко-економічні показники роботи сталеплавильних агрегатів, але й в поєднанні з позапічним обробленням сталі гарантує отримання металу високої якості, яка відповідає сучасним вимогам стандартів та технічних умов.

Частка чорних металів у споживанні конструкційних матеріалів у колишньому СРСР складала в основних галузях машинобудування 95–96 % [1]. Цей показник знаходиться приблизно на тому ж рівні у промислово розвинених країнах і на сьогодні. Враховуючи таку високу частку світового споживання чавуну та сталі подальший технічний прогрес неможливий без підвищення ефективності виробництва чорних металів та якості металопродукції, зниження металоємності конструкцій, машин і устаткування та підвищення їх довговічності.

Тому, стосовно діяльності підприємств чорної металургії, якість металопродукції, що виробляється ними, повинна відповідати наступним вимогам [1]:

- усім показникам та вимогам Державних стандартів і технічним вимогам;
- на всіх стадіях виробництва втрати металу у вигляді відходів та браку, в тому числі й при виготовленні готових виробів (злитків, поковок, прокату та ін.) повинні бути мінімальними;
- продукція, що виробляється, повинна максимально задовольняти

запити галузей виробництва, які використовують металопродукцію.

Слід відзначити, що в рамках організаційних заходів існуючий на сьогодні на металургійних заводах технічний рівень виробництва та технічна дисципліна дозволяють вирішувати завдання зниження собівартості продукції, скорочення невиробничих витрат і організувати випуск металопродукції, що має якість на рівні діючих вимог стандартів та технічних умов.

Відносно найбільш повного задоволення різних вимог споживачів до металопродукції, будь то властивості, сортамент, вид тощо, то така задача є найбільш складною і часто за деякими позиціями вимагає створення та впровадження в діюче виробництво нових технологічних процесів та обладнання.

Для підвищення якісних характеристик металопродукції та задоволення запитів споживачів на заводах чорної металургії безперервно удосконалюють металургійні переділи, впроваджують сучасне устаткування та технології, розвивають виробництво таким чином, щоб забезпечити вирішення наступних задач:

- підвищення однорідності хімічного складу та макроструктури злитків і безперервнолитих заготовок, чистоти сталі за вмістом шкідливих домішок (сірки, фосфору, кольорових металів та ін.), газів і неметалічних включень;

- підвищення частки металопродукції, отриманої з використанням позапічного оброблення сталі;

- покращення якості поверхні злитків, безперервнолитих заготовок, блюмів, слябів, трубної заготовки, прокату для холоднокатаної та каліброваної сталі;

- підвищення частки прокату з електросталі, а також зі злитків, отриманих переплавом витратних електродів або заготовок методами спеціальної електрометалургії;

- підвищення точності покатування по перетину профілю та за іншими геометричними розмірами в результаті застосування устаткування з високою

жорсткістю станин та валкової системи і шляхом автоматизації процесу прокатування.

Як засвідчують результати багатьох досліджень, після закінчення плавки в електродуговій печі окиснювальні та відновлювальні процеси не закінчуються. Струмінь металу при розливанні контактує з навколишньою атмосферою (повітрям) і на його поверхні розвиваються процеси окиснення, а також відбувається поглинання азоту. Указані процеси підсилюються в результаті того, що при русі струменя рідкого металу відбувається інжекція повітря, яке його оточує. Кількість інжектowanego повітря знаходиться у прямій залежності від енергії струменя, тобто від висоти падіння струменя, його діаметра, довжини тощо.

Якщо до складу сталі входять елементи з високою спорідненістю до кисню та азоту (алюміній, титан, хром, кремній), то під час розливання такої сталі ці елементи активно взаємодіють з атмосферним повітрям і створюють різні за складом оксиди. У роботі [2] на конкретному прикладі показано, що в конструкційних сталях, легованих алюмінієм або титаном (16ХГТА, 25Х2ГНТА, 38ХМЮА), вміст неметалічних включень після розливання зростає в 2–2,5 рази, а вміст азоту – на 20 %.

Для того, щоб отримати метал з низьким вмістом неметалічних включень та газів автори [2] пропонують захищати струмінь металу інертним газом. У даному випадку цей технологічний прийом можна розглядати як один з елементів позапічного оброблення сталі. Для виплавлення сталі відносно високого ступеня чистоти в електродугових печах з трансформатором невеликої потужності застосовують, як правило, «класичну» технологію, яка передбачає заміну шлаку під час плавки і переведення її у період відновлення. Тривалість відновлення може становити від 1,0 до 1,5 годин. У завдання цього періоду входить отримання сталі регламентованого хімічного складу, низьким кінцевим вмістом оксидних, сульфідних включень і розчинених газів. Існувала думка, що зниження кисню та оксидних включень у сталі під основним шлаком відбувається

внаслідок низького вмісту закису заліза ( $\text{FeO} \approx 0,5\text{--}1,0 \%$ ), при якому отримує розвиток дифузійний процес розкиснення.

При дифузійному розкисненні, на відміну від осадового (глибинного) розкиснення у металевому розплаві не утворюються оксидні включення (продукти реакції розкиснення). Крім того, порівняно низький вміст закису заліза ( $\text{FeO}$ ) у шлаку при високій основності останнього забезпечує високий ступінь десульфурації сталі, у зв'язку з тим, що значення коефіцієнта розподілу сірки між шлаком та металевим розплавом у цей період зростає на порядок порівняно з окиснювальним періодом [3, 4].

Процеси дифузійного розкиснення та десульфурації багатостадійні і відбуваються на поверхні поділу шлак-метал. Питома поверхня шлак-метал у електродугових печах місткістю 100 тонн не перевищує  $0,2 \text{ м}^2/\text{т}$ , що на декілька порядків менше, ніж у агрегатів позапічного оброблення [5–7]. Це не сприяє швидкому перебігу процесів.

Ефективність розвитку дифузійного розкиснення та десульфурації знижується при зменшенні питомої поверхні поділу, що і спостерігається в реальних умовах у разі збільшення місткості електродугових печей [8–10].

Таким чином, плавку в електродугових печах великої місткості доцільно вести без відновлювального періоду і без погіршення якості сталі, а фізико-хімічні процеси, що притаманні відновлювальному періоду, доцільно перенести в інший агрегат, у якому вони будуть протікати швидше і ефективніше.

У такому випадку позапічне оброблення сталі дозволяє не тільки значно покращити якість металу, отримуючи дуже низький вміст сірки та вуглецю (менше  $0,002 \%$  і  $0,02 \%$  відповідно), а в той же час корінним чином змінити технологію плавки в електродуговій печі, відмовившись від періоду відновлення. За рахунок такої зміни в технології плавки значно скорочується тривалість плавки та питомі витрати електроенергії, а продуктивність електродугових печей з трансформаторами підвищеної потужності значно підвищується.

Роль позапічного оброблення сталі з кожним роком зростає, що підтверджується як зростанням об'ємів обробленої сталі, так і розширенням сортаменту. Основними результатами позапічного оброблення як завершального процесу при роботі з рідким металом є:

- підвищення якості готової продукції, тобто отримання металу однорідного за хімічним складом, з мінімальним вмістом шкідливих домішок (сірки, фосфору, кольорових металів та ін.), розчинених газів (кисню, азоту і водню) та неметалічних включень;
- зниження браку за хімічним складом та дефектами поверхні злитків, прокату, поковок тощо;
- підвищення продуктивності електродугових печей та киснево-конверторних агрегатів у результаті заміни двошлакової плавки в електродуговій печі на одношлакову (без відновлювального періоду) та скорочення тривалості конверторної плавки за рахунок оброблення металевого розплаву в ковші;
- зниження загальних енерго- та матеріальних витрат.

На сьогодні металургія використовує широку гаму технологій, технічних заходів та устаткування для оброблення рідкої сталі за межами плавильного агрегату, в якому її виплавили.

## **2.2 Передумови застосування методів позапічного оброблення сталі стосовно киснево-конверторного процесу**

Основні характерні особливості і переваги найбільш відомих процесів позапічного рафінування сталі були розглянуті в попередньому параграфі. Тому слід розглянути існуючі на сьогодні об'єктивні передумови застосування позапічних методів оброблення сталі в киснево-конверторному виробництві.

Характерною рисою сучасного металургійного виробництва є суттєве збільшення одиничної місткості плавильних агрегатів та високо інтенсивний

режим їх експлуатації, як це було показано в розділі 1 на прикладі електродугової плавки. Тому виплавляння високоякісного металу, в першу чергу сталі, пов'язана зі зростанням витрат шихтових та вогнетривких матеріалів, а також у ряді випадків зі зниженням продуктивності плавильних печей в результаті подовження тривалості окремих технологічних операцій, які здійснюються під час плавки (наприклад зневуглецювання, десульфурація та ін.). Відмічені обставини свого часу стали поштовхом до виносу окремих технологічних операцій із основних плавильних агрегатів до інших більш для цього пристосованих, де такі операції можна проводити швидше та ефективніше.

Киснево-конверторне виробництво сталі сьогодні переживає етап бурхливого розвитку як щодо обсягів виробництва, так і розширення сортаменту, про що свідчить досвід розвитку металургійного комплексу в Китаї, де основний приріст виробництва сталі було досягнуто за рахунок введення в експлуатацію нових високопродуктивних потужностей киснево-конверторного процесу.

За даними International Iron and Steel Institute (IISI) до середини першого десятиліття XXI століття у світі експлуатувалося біля 300 конверторних цехів, які мають у своєму складі біля 700 великих конверторів, у яких виплавляється більше 65 % від загального світового обсягу виробництва сталі [11, 12]. Характерним для конверторного виробництва сталі є його висока концентрація в порівняно невеликій кількості промислово розвинутих держав. За кількістю конверторів такі країни можна розмістити наступній послідовності:

|                     |       |                          |    |
|---------------------|-------|--------------------------|----|
| Китай . . . . .     | ~ 300 | Японія . . . . .         | 84 |
| США . . . . .       | 43    | Росія . . . . .          | 41 |
| Німеччина . . . . . | 31    | Південна Корея . . . . . | 27 |
| Бразилія . . . . .  | 24    | Індія . . . . .          | 20 |
| Україна . . . . .   | 19    | Франція . . . . .        | 12 |

На сьогоднішній день, головним чином за рахунок зусиль КНР,



показник виробництва конверторної сталі ще зріс. Як видно з наведеної на рис. 2.1 динаміки виплавляння сталі, у конверторах протягом 2000–2020 років у Китаї вже виробляється близько 1,5 млрд. тонн металу приблизно з 1,9 млрд. тонн загальносвітового виробництва, тобто. приблизно 75 %. Майже половина з цього припадає на частку Китаю.

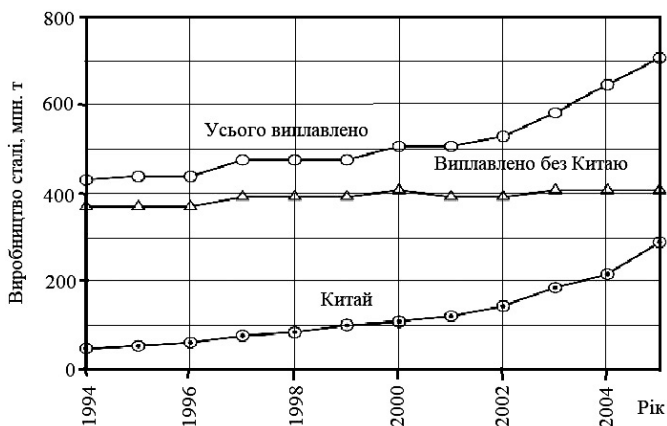


Рисунок 2.1 – Динаміка виробництва конверторної сталі у світі

У загальному обсязі виробництва частка конверторної сталі промислово розвинутих країнах коливається досить відчутно: в США вона складає 45 %, 50 % в Україні; 60 % у Росії та біля 90 % у Китаї. Світовий приріст виробництва конверторної сталі, який спостерігається в останні десять років, досягнуто, головним чином, за рахунок Китаю. Деякий приріст виробництва конверторної сталі в Україні можливий у випадку реконструкції цехів з мартенівськими печами [13].

У подальшому світовий приріст виробництва конверторної сталі мабуть необхідно чекати за рахунок Китаю та Індії, де внутрішнє споживання металопродукції з року в рік зростає. У Китаї частка внутрішнього споживання сталі складає майже 90 %, у той час як в Україні цей показник в останнє десятиріччя не перевищує 21 % [14].

Сутність киснево-конверторного процесу полягає в продуванні рідкого металу, залитого в конвертор, газоподібним киснем. Технологічно процес

може бути реалізований за трьома схемами [15–18]:

- продування зверху через водоохолоджувану фурму, яку занурюють у розплав;
- продування знизу через спеціальні вогнетривкі блоки, встановлені в днищі конвертора;
- комбіноване продування, яка поєднує одночасне продування металевого розплаву зверху та через днище.

Кожна із згаданих схем продування має свої переваги та недоліки і, тому їх застосування обумовлене багатьма чинниками, а саме: сортаментом сталей, які виплавляються; наявністю того чи іншого технологічного устаткування; наявністю необхідної кількості чавуну, а також співвідношенням цін на шихтові матеріали (рідкого чавуну і сталюого брухту) та ін.

Проте, найбільше розповсюдження отримала схема з комбінованим продуванням рідкого металу, оскільки вона має найбільшу технологічну гнучкість, забезпечує виплавляння високоякісних сталей та достатньо високі техніко-економічні показники. За такою технологією у світі працюють майже 80 % конверторів, при цьому продування киснем здійснюється зверху, а нейтральним газом, повітрям або окисом вуглецю (CO) – знизу через пористі блоки в днищі [19]. Комбіноване продування забезпечує зниження окисненості кінцевого шлаку, високу гомогенізацію металу за складом і температурою та в цілому дозволяє скоротити тривалість продування.

Подальше підвищення річної продуктивності киснево-конверторного процесу полягає в попередньому позадоменному обробленні переробного чавуну з метою його десульфурзації, дефосфорації та десиліконізації. А за конвертором залишається тільки функція зневуглецювання, додаткової дефосфорації та отримання необхідної температури металу [13, 19–21]. У такому випадку роль доводки металу в ковші в умовах киснево-конверторної плавки значно зростає. Це особливо актуально для розливання сталі на машинах безперервного лиття заготовок (МБЛЗ), коли постають вимоги

узгоджувати порційну подачу рідкого металу, що виплавляють у різних конверторах, з безперервним процесом розливання. Позадоменне оброблення чавуну забезпечує отримання сталей з низьким вмістом сірки і фосфору та створює умови для реалізації малошлакової технології конверторної плавки, яка характеризується більш високим виходом придатного металу та зниженням витрат вапна.

У практиці конверторного виробництва в останні роки знаходять застосування агрегати позапічного оброблення сталі типу ківш-піч, у яких відбувається підігрів металу, рафінування та доводка його за хімічним складом, а також витримка його у відповідності з режимом роботи МБЛЗ [19, 22, 23]. Застосування агрегатів ківш-піч має деякі особливості, які обумовлені меншою тривалістю оброблення металу внаслідок скорочення циклу видачі плавок порівняно з електродуговими печами, тобто більш інтенсивним режимом роботи устаткування. Необхідно відмітити, що в останні роки відбувається нарощування обсягів виробництва конверторної сталі, яка підлягає додатковому вакуумному обробленню, що обумовлено розповсюдженням нових груп сталей, до складу яких входить вуглець у наднизькій кількості [19].

Якість кінцевого металопродукту (сталі), в значній мірі залежить від якості вихідної шихти. Для киснево-конверторної плавки найважливішим компонентом шихти є переробний чавун, частка якого в шихті складає біля 70 % [2, 3, 24]. З урахуванням перспектив розвитку киснево-конверторного виробництва сталі, на думку багатьох дослідників та практиків, якісним можна вважати переробний чавун, що містить 0,7 % Si; 0,5–0,6 % Mn; 0,02 % S та 0,15 % P [3, 16, 25]. Тому, розглядаючи переробний чавун як основу киснево-конверторного виробництва сталі, більшість дослідників вважає, що одним з ефективних засобів підвищення його якості та стабілізації хімічного складу за основними компонентами (кремнієм, манганом, сіркою та фосфором) є попереднє позапічне оброблення. Його використання може значно підвищити ефективність сталеплавильного виробництва за рахунок

оптимізації процесу та скорочення втрат металу. Використання рафінованого чавуну дозволяє змінити не тільки технологію позапічного оброблення виплавленої сталі, але й технологію та техніко-економічні показники конверторної плавки.

Найактуальнішим питанням сьогодення є підвищення продуктивності киснево-конверторних агрегатів, оскільки багато з них відпрацювали не один десяток років. Підвищення продуктивності конверторів розглядається спеціалістами як системний (магістральний) захід, який передбачає в першу чергу підвищення частки металобрухту в шихті та підвищення якості переробного чавуну за рахунок позапічного оброблення. Найважливішим питанням підвищення продуктивності конверторів є підвищення стійкості футерівки, яка забезпечує зниження питомих витрат вогнетривів на тонну сталі, що виплавляється, зменшення тривалості простоїв конверторів та, безумовно, сприяє здешевленню продукції.

Зростанню продуктивності конверторних агрегатів у значній мірі сприяє автоматизація киснево-конверторного процесу. Оперативний контроль у процесі плавки передбачає в першу чергу контроль хімічного складу металу і його температури, і надалі ретельний контроль кількості завантажень металобрухту та залізної руди (або окалини), а також контроль за введенням матеріалів, що утворюють шлак.

Таким чином, сучасне виробництво сталі на основі киснево-конверторного процесу являє собою достатньо широкий комплекс методів і технологій, які виникли і оформилися за останні кілька десятиліть, де до секунд розписано послідовність та тривалість операцій. Цей процес увібрав у собі останні досягнення в областях термодинаміки та кінетики фізико-хімічних процесів, які забезпечують виплавляння сталей найвищої якості.

## **2.3 Класифікація методів позапічного оброблення сталі**

На сьогодні металургія використовує широку гаму технологій, технічних засобів та устаткування для оброблення сталі за межами

плавильних агрегатів, в яких вона була виплавлена. Усі відомі на сьогодні технологічні процеси та устаткування для позапічного оброблення сталі можна класифікувати в залежності від засобів впливу на рідкий метал наступним чином:

- позапічне вакуумування сталі;
- оброблення сталі продуванням інертним газом;
- оброблення сталі продуванням газшлаковими сумішами та порошками (газовими суспензіями);
- оброблення сталі в ковші синтетичними шлаками;
- оброблення сталі порошковим дротом;
- оброблення сталі в проміжних ковшах машин для безперервного розливання сталі.

Сама ідея використання вакуумного оброблення сталі при відливанні злитків належить Г. Бесмеру, яку він виклав у патенті в 1865 р. Там же описана конструкція виливниці, що знаходиться під вакуумом. В описаному пристрої рідкий метал надходить у виливницю під тиском атмосферного повітря [26, 27]. І тільки в 30–40 роках минулого століття почалися широкі лабораторні дослідження та промислова перевірка процесу оброблення рідкого металу (вакуумного оброблення) за межами плавильного агрегату. А в 50–60-ті роках відбулося масштабне промислове впровадження цього процесу. Вакуумування рідкого металу за межами сталеплавильного агрегату відкрило нові можливості для значного покращення якості сталі, підвищення її фізико-механічних характеристик та корінної зміни в технології виробництва в цілому.

Спочатку припускали, що вакуумування дозволить значною мірою знизити вміст водню в сталі і це буде сприяти глибокому розкисненню сталі. Вакуумна дегазація сталі разом з усуненням протифлокеного термічного оброблення дозволяє підвищити механічні характеристики легованої конструкційної сталі. Зменшення вмісту кисню в сталі за рахунок розкиснення вуглецем підвищує засвоєння таких елементів, як кремній і

алюміній, які мають високу спорідненість до кисню, а також дозволяє здійснювати мікролегування сталі рідкісноземельними (РЗМ) та лужними металами. Позапічне вакуумування сталі це не тільки один із найважливіших засобів підвищення ефективності сталеплавильного виробництва та якості металопродукції, але й метод, що кардинально вирішує питання захисту навколишнього середовища від шкідливих викидів [1].

Позапічне вакуумування застосовують, головним чином, для вилучення із металу розчинених у ньому газів (водню і азоту), розкиснення сталі вуглецем (саморозкиснення) та зниження кількості неметалічних включень. На сьогодні це найбільш розвинений метод оброблення сталі, він має велике різноманіття технологічних прийомів та устаткування, які дозволяють обробляти великі обсяги рідкого металу. Усі позапічні методи вакуумного оброблення сталі можна розділити на окремі групи: вакуумування в ковші, вакуумування у виливниці під час відливання злитків, вакуумування струменя під час переливання з ковша в ківш, вакуумно-шлакове оброблення сталі з окисненням та пульсаційне оброблення розплаву.

Вакуумування в ковші є одним із розповсюджених методів, який дозволяє знизити газонасиченість металу та підвищити його чистоту за неметалічними включеннями за рахунок розкиснення вуглецем. Однак, ураховуючи специфічну конструкцію ковшів (співвідношення висоти до діаметру, яке, як правило, більше одиниці), для досягнення вмісту газів у розплаві, близьких до рівноважних, та низького вмісту вуглецю, тривалість вакуумування розтягується у часі. Надалі оброблена вакуумом сталь розливається на повітрі, що викликає повторне окиснення та забруднення її продуктами окиснення.

Під час відливання злитків у вакуумі у виливницю її встановлюють у вакуумну камеру і струмінь сталі розпилюється газами, які виділяються з рідкого металу, на безліч крапель. Це приводить до різкого зростання поверхні рідкого металу і ефективності оброблення. Те ж саме відбувається при вакуумуванні струменя під час переливу металу із ковша в ківш.

Суть порційного і циркуляційного вакуумування полягає в тому, що, маючи порівняно невеликий об'єм вакуумної камери, через неї за невеликий проміжок часу прокачують увесь метал, який знаходиться в ковші, і, таким чином, відбувається вакуумне оброблення всієї маси розплавленого металу, яке супроводжується інтенсивним перемішуванням розплаву.

Порційне вакуумування рідкої сталі із відкритого ковша вперше було запропоновано та здійснено в 1956 році західнонімецькою фірмою «Dortmund-Hörder». У процесі порційного вакуумування рідкий метал через патрубок, занурений у рідкий метал, що знаходиться у ковші, порціями всмоктується у вакуумну камеру. Вакуумна камера встановлена на механізмі вертикального переміщення, який дозволяє періодично опускати або піднімати її над ковшем. Під час підйому камери (патрубок не повинен виходити із металевого розплаву) відбувається злив металу з вакуумної камери в ківш. Потім камеру опускають, в результаті відбувається всмоктування нової порції металу з ковша. Таким чином здійснюється оброблення всієї маси рідкого металу, залитого в ківш.

Вакуумно-шлакове оброблення сталі полягає в тому, що ківш або виливницю, що заповнені рідким металом, установлюють у герметичну камеру, в якій створюють розрідження, в результаті якого відбувається спінювання шлаку. Зверху через отвір у кришці подають струмінь рідкого металу, який в умовах вакууму розривається на безліч крапель. Краплі, що утворилися, потрапляють на спінений шлак. За рахунок дроблення струменя на краплі контактна поверхня в системі метал-шлак різко зростає, що забезпечує інтенсивне оброблення металу шлаком під час руху крапель через шар спіненого шлаку.

В описаних методах вакуумування умови дегазації металу не однакові, тому і кінцевий вміст газів та неметалічних включень в обробленій сталі може суттєво відрізнитися.

Технологія оброблення рідкої сталі вакуумом продовжує розвиватися, про що свідчить те, що щорічно в промислово розвинутих країнах уводиться

в експлуатацію 15–20 вакууматорів різних конструкцій [11]. За даними літературних джерел сьогодні у світі працюють біля 400 вакууматорів для оброблення сталі, які можна розділити на три основні групи: струминні (оброблення струменя металу при переливанні з ковша в ківш або виливницю); ковшові звичайного типу з примусовим перемішуванням металу та додатковим підігрівом (ASEA-SKF та BAD) і фурмою для продування розплаву киснем (BKP); порційні (DH) та циркуляційні (RH) [1, 22, 26]. Сучасні ковшові вакууматори з підігрівом металу (ASEA-SKF и BAD), або з продуванням металу киснем під вакуумом (BKP) установлюють, як правило, в електросталеплавильних цехах, які виплавляють леговані та високолеговані сталі, що містять вуглець на дуже низькому рівні.

Сучасний вакууматор являє собою не просто устаткування, що забезпечує контакт розплавленого металу з розрідженою атмосферою, а по суті є високомеханізованим та автоматизованим комплексним агрегатом для рафінування та доводки металу до заданих кінцевих характеристик – хімічного складу за основними елементами та мінімальної кількості шкідливих домішок (сірки, фосфору, неметалічних включень і розчинених газів) [26]. У сучасних агрегатах можна вакуумувати одночасно увесь розплав у ковші і можна здійснювати вакуумне оброблення розплаву невеликими порціями, а в окремих випадках суміщати вакуумне оброблення з обробленням синтетичними шлаками.

Оброблення сталі продуванням інертними газами за фізичним впливом схоже на вакуумування, оскільки під час продування безліч бульбашок інертного газу пронизують об'єм рідкого металу. Кожна з бульбашок являє собою мініатюрну камеру з хімічним вакуумом, до якої прагнуть потрапити (дифундують) розчинені гази, оксидні та сульфідні включення [28–30].

Технічно і технологічно операція продування великого об'єму металу інертним газом у ковші більш проста і дешевша, ніж вакуумування розплаву. Вона супроводжується достатньо інтенсивним перемішуванням розплаву в ковші, яке сприяє його гомогенізації за хімічним складом та температурою.



Тому, якщо за технологічних умов цього достатньо, перевагу слід віддавати продуванню інертними газами замість вакуумування розплаву. Продування розплаву інертним газом (наприклад аргоном) як метод підвищення якості сталі був розвинутий завдяки удосконаленню та здешевленню виробництва у великих обсягах аргону, який є супутнім продуктом при отриманні кисню.

Аргон у металургії відіграє як самостійну, так і допоміжну роль [28]. У першому випадку його застосовують для продування рідкої сталі як в самих плавильних агрегатах (печах), так і в ковшах для підвищення однорідності та чистоти металу за неметалічними включеннями, газами, а також для гомогенізації розплаву за хімічним складом та температурою. Допоміжна роль аргону полягає в тому, що його можна застосовувати як транспортну речовину для уведення в розплавлений метал порошкоподібних реагентів, а також для підвищення ефективності оброблення металу вакуумом.

Під час продування розплаву газом відбувається інтенсивне перемішування металу газовими бульбашками, внаслідок чого різко зростає контактна поверхня в системі метал-газ. Це сприяє видаленню з металу неметалічних включень та сірки, а також газів, що розчинені в металі. Дія аргону, як дегазатора, ґрунтується на тому, що, створюючи хімічний вакуум для газів, які розчинені в металі (водню та азоту), бульбашки аргону поглинають гази із розплаву і виносять їх у навколишню атмосферу.

Сировиною для отримання аргону є повітря, в якому вміст аргону знаходиться на рівні приблизно 0,93 % об'ємних. Технічно чистий аргон, який застосовується в промисловості, згідно з сучасними вимогами повинен містити не більше 0,1–0,2 % кисню та не більше сотих часток у процентному обрахуванні водню, вуглекислого газу та інших домішок. У ряді виробництв вимоги до аргону ще вищі. Сумарний вміст домішок обмежується величиною 0,05–0,3 %, а вміст води взагалі не повинен перевищувати  $(1-2) \cdot 10^{-5}$  кг/м<sup>3</sup>.

Аргон, як і інші інертні гази, має завершену зовнішню оболонку, її конфігурація замкнута і достатньо міцна, що по суті і обумовлює його хімічну інертність. Аргон має порівняно малу питому теплоємність, що

визначає його найменшу серед інертних газів ентальпію та найменшу порівняно з іншими газами теплопровідність. Якість аргону, який виробляє вітчизняна промисловість, регламентується технічними умовами згідно з ДСТУ 10157:2019. Згідно зі вказаним стандартом аргон поставляється в газоподібному та скрапленому вигляді. Фізико-хімічні показники газоподібного та скрапленого аргону повинні задовольняти нормам, наведеним у табл. 2.1 [31].

Таблиця 2.1 – Вміст домішок в аргоні згідно з ДСТУ 10157:2019 (об. %)

| Гатунок | Кисень, %, не більше | Азот, %, не більше | Волога, г/м <sup>3</sup> , не більше |
|---------|----------------------|--------------------|--------------------------------------|
| Вищий   | 0,0007               | 0,005              | 0,007                                |
| Перший  | 0,002                | 0,01               | 0,01                                 |

Результати продування металу в ковші інертним газом залежать, головним чином, від гідродинаміки металевої ванни та інтенсивності її перемішування, яка в свою чергу залежить від витрат газу і тривалості оброблення. Витрати інертного газу (аргону) на продування зазвичай становлять 0,3–2,0 м<sup>3</sup>/т сталі.

У результаті вирівнювання хімічного складу та температури розплаву, а також зниження вмісту неметалічних включень та розчинених газів оброблений аргонем метал характеризується більш високою щільністю та зниженою анізотропією фізико-механічних властивостей у порівнянні зі звичайною сталлю.

Використання для продування розплаву інших газів, наприклад азоту, дозволяє підвищити його вміст в сталі та отримати низьколеговані сталі зміцнені нітридами без застосування при виплавці азотовмісних феросплавів.

В останні роки поширилось застосування продування металевого розплаву в ковші інертними газами з додаванням порошкоподібних активних елементів, тобто продування газовими суспензіями та інокуляторами [22, 30, 32].

Продування сталі порошкоподібними речовинами значно розширила

можливості цього процесу. Вона дозволяє проводити глибоке розкиснення, десульфуратию та модифікування сталі в сталерозливних ковшах.

Цим методом успішно вирішуються задачі десульфуратії, дефосфорації та розкиснення розплаву завдяки тому, що порошкоподібні матеріали в струмені газу можуть вноситися на задану глибину. Газом-транспортувальником може бути окиснювач (наприклад кисень або повітря), відновлювач (природний газ) або нейтральний (аргон). Активними реагентами можуть бути шлакові композиції різного складу, порошки та гранули металів, лігатур і модифікаторів. Вдування порошкоподібних матеріалів зазвичай здійснюється за допомогою занурення в металевий розплав спеціальних фурм.

Оброблення металевого розплаву синтетичними шлаками відіграє важливу роль в отриманні високоякісних сталей. Рафінування сталі синтетичним шлаком було запропоновано російським інженером О. С. Точинським. Свої перші досліді з видалення кисню зі сталі він розпочав ще у 1914 році, оброблюючи струмінь металу при випуску його з печі рідким шлаком (борний ангідрид, бура і кальцинована сода в рідкому склі) [1].

Сутність даного процесу полягає в тому, що рідкий метал під час випуску із сталеплавильного агрегату інтенсивно перемішується зі шлаком відомого складу, який попередньо виплавляється в шлакоплавильній печі. Шлак заливається в ківш, куди виливають рідку сталь. Під дією падаючого струменя металу відбувається інтенсивне перемішування шлаку з металом, емульгування та їх наступне розділення на окремі фази.

Перебіг перерахованих процесів залежить від маси металу, який заливається, кількості та складу шлаку, температури металу та шлаку, висоти падіння струменя та інших чинників. Завдяки надзвичайно великому збільшенню поверхні контакту металу зі шлаком процеси переходу сірки і кисню в шлакову фазу та асиміляція шлаком неметалічних включень протікають набагато швидше та з більшою повнотою, ніж в умовах звичайної

плавки. Даний метод оброблення сталі є найбільш доступним і надійним заходом корінного покращення якості сталі масового виробництва самого різного призначення [22, 23].

У 1953 році співробітники ЦНДІЧМ на Кузнецькому металургійному комбінаті вперше в промислових умовах здійснили позапічне рафінування сталі вапняно-глиноземним шлаком. Отримані результати стали основою для розширення досліджень теоретичного та прикладного характеру даного методу, розробки технологічних основ та створення спеціального промислового устаткування. У 1966 році на Челябінському металургійному заводі в промислових масштабах було впроваджено технологію позапічного рафінування сталі синтетичними шлаками, які виплавляли в електродуговій печі з графітовими електродами [33]. Надалі ця технологія була впроваджена на багатьох металургійних підприємствах, в тому числі на заводах «Азовсталь» та «Дніпроспецсталь» в Україні.

Повнота видалення тієї чи іншої домішки з металу в шлак визначається як термодинамічними, так і кінетичними умовами, і основна роль в даному процесі належить шлаковій фазі. Найважливішими перевагами даного процесу рафінування є суттєве очищення металевого розплаву від шкідливих домішок, у першу чергу від сірки, фосфору та важких кольорових металів (міді, свинцю), яке приводить до значного підвищення пластичності та ударної в'язкості сталі, підвищення довговічності та надійності виробів, металоконструкцій та споруд.

Багаторічний досвід застосування технології рафінування металів і сплавів синтетичними шлаками засвідчує про високу ступінь відтворення результатів, а витрати на технологічні матеріали, які забезпечують достатньо високу чистоту сталі по сірці та неметалічним включенням, окупаються підвищенням довговічності конструкцій, машин та виробів і зниженням їх металомісткості. Технологія оброблення сталі синтетичним шлаком вирішила проблему отримання високоякісного листа та рулону для труб газопроводів великого діаметра в північному виконанні та високоякісного

прокату з легованих конструкційних сталей [34].

У 80-ті роки минулого століття широке застосування в Україні та за кордоном набув метод уведення матеріалів у розплав за допомогою порошкового дроту, добре відомий зварювальникам. Для цього порошкоподібні реагенти заданого складу запресовують у трубчасту сталеву оболонку, і отриманий таким чином порошковий дріт уводять зверху в металевий розплав [1, 29, 30]. Як наповнювач такого дроту використовують порошкоподібні шлакоутворювальні компоненти, розкиснювачі, лігатури, РЗМ та ін. У разі використання порошкового дроту розкиснювачі та інші елементи подаються не на поверхню, а в глибину розплавленого металу.

Крім традиційної ковшової металургії позапічне оброблення сьогодні застосовується при безперервному розливанні сталі. Внаслідок високої ефективності та постійного удосконалення технології та устаткування безперервного розливання процес набуває подальшого поширення при виробництві злитків та слябів. У зв'язку з цим є зрозумілим прагнення технологів перенести частину операцій щодо доводки сталі та її рафінування в проміжний ківш, який є невід'ємною частиною сучасних машин безперервного лиття заготовок (МБЛЗ). Таке бачення вирішення проблеми витікає із численних публікацій, присвячених теорії і практиці оброблення сталі в проміжних ковшах МБЛЗ [35–38].

Таким чином, позапічне оброблення сталі дозволяє частину операцій щодо рафінування, розкиснення та доведення металу перенести з плавильного агрегату, наприклад в ківш або іншу проміжну ємність, де умови проведення відзначених операцій можуть бути більш сприятливими і їх можна здійснювати швидше, ефективніше та з меншими енергетичними витратами. У кінцевому результаті це веде до підвищення продуктивності плавильних печей, зниження вартості металопродукції та забезпечення її високої якості.

## Питання для самоконтролю

1. Яким вимогам повинна відповідати якість металопродукції підприємств чорної металургії?
2. Які завдання вирішують на заводах чорної металургії для підвищення якісних характеристик металопродукції та задоволення запитів споживачів?
3. Чи закінчуються окиснювальні та відновлювальні процеси після закінчення плавки в електродуговій печі і що відбувається при цьому?
4. Що передбачає «класична» технологія для переведення плавки в електродугових печах з трансформатором невеликої потужності у режим відновлення?
5. Які завдання вирішуються у період відновлення при виплавлянні сталі в електропечах?
6. У яких печах доцільно вести плавку без періоду відновлення і без погіршення якості сталі та чому?
7. Чи можна плавку в електродугових печах великої місткості вести без періоду відновлення і без погіршення якості сталі і що передбачено для проведення фізико-хімічних процесів, які притаманні цьому періоду?
8. Яких позитивних змін можна досягти при проведенні плавки в електродугових печах з трансформаторами підвищеної потужності, відмовившись від періоду відновлення?
9. Назвіть основні результати позапічного оброблення як завершального процесу при роботі з рідким металом.
10. Назвіть три схеми продування рідкого металу в конверторі газоподібним киснем.
11. Яка схема продування рідкого металу в конверторі отримала найбільше розповсюдження?
12. Яке і навіщо проводять попереднє позапічне оброблення чавуну при киснево-конверторному процесі?

13. Яка є класифікація відомих на сьогодні технологічних процесів та устаткування для позапічного оброблення сталі в залежності від засобів впливу на рідкий метал?
14. Назвіть основну мету позапічного вакуумування.
15. На які групи можна поділити позапічні методи вакуумного оброблення сталі?
16. Яка мета вакуумування в ковші і чого при цьому можна досягти?
17. Наведіть сутність процесів вакуумування в ковші та відливання злитків у виливницю в вакуумі. Проведіть їх порівняння.
18. У чому різниця порційного і циркуляційного вакуумування?
19. У чому полягає сутність вакуум-шлакового оброблення сталі в ковші?
20. Розкрийте сутність оброблення сталі продуванням розплаву в ковші інертними газами без додавання та з додаванням порошкоподібних активних елементів.
21. Розкрийте методи оброблення металевого розплаву синтетичними шлаками та введення матеріалів у розплав за допомогою порошкового дроту.

## Література

1. Тулин Н. А. Перспективы развития качественной металлургии в СССР / Н. А. Тулин, А. Ф. Каблуковский, О. В. Юзов. – М.: Металлургия, 1983. – 199 с.
2. Воскобойников В. Г. Общая металлургия, под ред Ф. П. Еднерала / В. Г. Воскобойников, Ф. П. Еднерал, В. А. Кудрин, А. М. Якушев. – М.: Металлургия, 1982. – 496 с.
3. Соколов Г. А. Производство стали / Г. А. Соколов. – М.: Металлургия, 1982. – 496 с.
4. Поволоцкий Д. Я. Выплавка легированной стали в дуговых печах /

Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим. – М.: Металлургия, 1987. – 136 с.

5. Смоляренко В. Д. Высокомощные дуговые сталеплавильные печи / В. Д. Смоляренко. – М.: Энергия, 1976. – 104 с.

6. Кузнецов Л. К. Опыт эксплуатации стотонной электропечи с трансформатором повышенной мощности / Л. К. Кузнецов, Н. А. Тулин, К. П. Жаворонков // «VI НТС. Дуговой нагрев». – Баку:1973. – С. 1–11.

7. Поволоцкий Д. Я. Раскисление стали / Д. Я. Поволоцкий // М.: Металлургия, 1972. – 298 с.

8. Поволоцкий Д. Я. К вопросу о технологии восстановительного периода плавки / Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим, У. Д. Донец // Известия вузов. Черная металлургия. – 1969. – № 4. – С. 56 – 60.

9. Морозов А. Н. Изучение кинетики обессеривания стали / А. Н. Морозов, Д. Я. Поволоцкий, Н. В. Кейс // Труды III конференции. Физико-химические основы производства стали. – М.: Изд. АН СССР, 1957. – С. 112 – 123.

10. Чуйко Н. М. Дегазация жидкой стали при вакуумировании в ковше при переплаве и при продувке металла инертными газами под вакуумом / Н. М. Чуйко, А. Т. Перевязко, В. Б. Рутковский, Р.Е. Даничек // Сб. «Газы в литом металле». – М.: Металлургия, 1964. – С. 28 – 35.

11. Шимкович В. С. Мировое производство стали продолжает увеличиваться / В. С. Шимкович // Металлы мира. Международное обозрение. – 2006. – № 8. – С. 18 – 24.

12. Производство и потребление основных видов продукции в черной металлургии. Использование производственных мощностей. Ввод новых мощностей. Капитальные вложения // ОАО «Черметинформация». Информация руководителю. – 2007. – № 3. – С. 10 – 16.

13. Ефименко Г. Г. Состояние и векторы развития электросталеплавильного производства Украины / Г. Г. Ефименко, В. К. Постижено // Современная электрометаллургия. – 2007. – № 1. С. 46 – 50.



14. Собкевич О. В. Реструктуризация промышленности Украины у процесі посткризового відновлення. Аналітична доповідь, за заг. ред. Я. А. Жаліла / О. В. Собкевич, А. Д. Сухоруков, В. Г. Савенко. – Київ: Національний інститут стратегічних досліджень, 2011. – 112 с.

15. Роменец В. А. Техничко-економический анализ кислородно-конверторного производства / В. А. Роменец, С. В. Кремневский – М.: Металлургия, 1973. – 511 с.

16. Квитко М. Н. Кислородно-конверторный процесс / М. Н. Квитко, С. Г. Афанасьев М.: Металлургия, 1978. – 343 с.

17. 60 лет кислородно-конверторному процессу производства стали в России / Сборник статей под ред Шахпазова Е.Х. – М.: Наука, 2006. – 384 с.

18. Кудрин В. А. Современные конверторные технологии проблемы ресурсосбережения / В. А. Кудрин // Сталь. – 2006. – № 10. – С. 17 – 21.

19. Дюдкин Д. А. Процессы выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки стали. Производство стали. Том 1 / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко. – М.: Теплотехник, 2008. – 528 с.

20. Борнацкий И. И. Внепечное рафинирование чугуна и стали / И. И. Борнацкий, В. И. Мачикин, В. С. Шевченко. – К.: Техника, 1979. – 177 с.

21. Никулин А. Ю. Внепечная обработка чугуна магнийсодержащими реагентами / А. Ю. Никулин, Б. А. Никифоров, В. Ф. Сарычев // Сталь. – 1993. – № 9. – С. 18 – 21.

22. Хауман В. Применение ковшевой металлургии при производстве стали для сварных газопроводов высокого давления / В. Хауман, Ф. Кох, В. Рекнагель // Черные металлы. – 1984. – № 26. – С. 18 – 22.

23. Мельник Г. А. Некоторые возможности обработки стали в дуговых и плазменных ковшах-печах / Г. А. Мельник, О. С. Забарило, М. Л. Жадкевич, А. А. Ждановский, М. С. Приходько, А. А. Поболь // Проблемы специальной электрометаллургии. – 2002. – № 1. – С. 26 – 31.

24. Перевязко А. Т. Защита конструкционных сталей от вторичного

окисления при разливке / А. Т. Перевязко, Р. Е. Даничек, Н. М. Чуйко // *Металлург.* – 1967. – № 2. – С. 19 – 21.

25. Поживанов М. А. Внепечная металлургия чугуна / М. А. Поживанов. – Киев: ФТИМС НАН Украины, 2006. – 78 с.

26. Новик Л. М. Внепечная вакуумная обработка стали / Л. М. Новик. – М.: Наука, 1986. – 188 с.

27. Кньюппель Г. Раскисление и вакуумная обработка стали. Ч. II, Пер. с нем. / Г. Кньюппель. – М.: Металлургия, 1984. – 414 с.

28. Баканов К. П. Рафинирование стали инертным газом. Под ред. Каблуковского А. Ф. / К. П. Баканов, И. П. Бармотин, Н. Н. Власов, Ю. В. Герасимов, А. Ф. Каблуковский, Л. К. Косырев, Г. Н. Ойкс, Н. В. Сидоров, Н. А. Тулин, С. К. Филатов, Г. И. Чернов, О. М. Чехомов. – М.: Металлургия, 1975. – 232 с.

29. Кудрин В. А. Внепечная обработка чугуна и стали / В. А. Кудрин. – М.: Металлургия, 1992. – 336 с.

30. Поволоцкий Д. Я. Внепечная обработка стали / Д. Я. Поволоцкий, В. А. Кудрин, А. Ф. Вишкарев. – М.: МИСИС, 1995. – 256 с.

31. ДСТУ ГОСТ 10157:2019 Аргон газоподібний та рідкий. Технічні умови. – 22 с.

32. Смирнов Н. А. Рафинирование стали продувкой порошками в печи и ковше / Н. А. Смирнов, В. А. Кудрин. – М.: Металлургия, 1986. – 168 с.

33. Воинов С. Г. Рафинирование стали синтетическими шлаками / С. Г. Воинов, А. Г. Шалимов, Л. Ф. Косой, Е. С. Калинин – М.: Металлургия, 1970. – 464с.

34. Колпаков С. В. Выплавка в конверторах трубной стали повышенной хладостойкости / С. В. Колпаков, А. Г. Шалимов, А. М. Поживанов // *Черная металлургия. Бюл. НТИ.* – 1979. – № 22. – С. 41–44.

35. Смирнов А. Н. Пятьдесят лет непрерывной разливке стали на Украине / А. Н. Смирнов // *Электрометаллургия.* – 2010. – № 9. – С. 11 – 17.

36. Вдовин К. Н. Рафинирование металла в промежуточном ковше

МНЛЗ // К. Н. Вдовин, М. В. Семенов, В. В. Точилин. – Магнитогorsk: ГОУ ВПО «МГТУ», 2006. – 118 с.

37. Ефимов Г. В. Универсальная технология рафинирования металла в промежуточных ковшах МНЛЗ на ОАО МК «Азовсталь» / Г. В. Ефимов, Е. Ф. Диюк, В. Г. Ефимова // Процессы литья. – 2002. – № 1. – С. 18 – 21.

38. Дубоделов В. И. Гидродинамические и физико-химические процессы в промежуточных ковшах для непрерывного литья стали / В. И. Дубоделов, А. Н. Смирнов, В. Г. Ефимова, А. В. Кравченко, А. П. Верзилов. – Киев: Наукова думка, 2018. – 262 с.

## РОЗДІЛ 3

### ОБРОБЛЕННЯ МЕТАЛЕВИХ РОЗПЛАВІВ ІНЕРТНИМИ ГАЗАМИ ТА ГАЗОВИМИ СУМІШАМИ

#### **3.1 Гідродинаміка ванни та процеси масообміну при продуванні розплавів газами**

Метод позапічного оброблення сталі та сплавів інертними та іншими газами отримав достатньо широке застосування в практиці металургійного виробництва. Рідкий метал найчастіше продувають аргоном, повітрям, азотом або сумішами газів різного складу. Вибір того чи іншого газу для продування залежить від мети оброблення металу: рафінування від неметалічних включень або газів, розкиснення, транспортування порошкоподібних реагентів, перемішування тощо.

Під час продування розплаву інертним газом (аргоном) він може виконувати самостійну або допоміжну роль. Як самостійний елемент технології він застосовується для перемішування та гомогенізації металевого розплаву в об'ємі ванни за хімічним складом та температурою. Допоміжна роль аргону виявляється в тому, що його можна використовувати як транспортний засіб для уведення в металевий розплав порошкоподібних реагентів (модифікаторів, розкиснювачів та ін.), а також для підвищення ефективності оброблення розплаву вакуумом.

У загальному випадку під час продування металевого розплаву газами отримують розвиток наступні процеси [1, 2]:

- інтенсивне перемішування;
- гомогенізація розплаву за хімічним складом;
- гомогенізація розплаву за температурою;
- зниження вмісту розчинених в металі газів;
- зниження вмісту неметалічних включень;
- зниження вмісту сірки та сульфідних включень за наявності шлаку

заданого складу;

- прискорення розплавлення та рівномірний розподіл в об'ємі ковша розкиснювачів та легувальних добавок, що вводяться в ківш;

- прискорення нагріву та розплавлення в покривному шлаку твердих шлакоутворювальних компонентів, які вводяться в ківш;

- покращення умов для протікання реакції окиснення вуглецю під час оброблення не розкисненого металу.

Утворення і проходження газових бульбашок через товщу металевого розплаву значно збільшує поверхню поділу метал-газ та викликає перемішування розплаву, в результаті якого на поверхню виносяться продукти розкиснення.

Гідродинаміка рідкої ванни в ковші, обумовлена направленим переміщенням газових бульбашок під час продування, впливає відповідним чином на інтенсивність перемішування розплаву і в кінцевому результаті на якість металу. Безпосереднє визначення параметрів, що характеризують інтенсивність перемішування розплаву в ковші, надто утруднене, оскільки сталь непрозора і має достатньо високу температуру, що робить прямі вимірювання неможливими. Тому гідродинамічні процеси рідкого металу в ковші вивчають, головним чином, з використанням фізичного моделювання на холодних прозорих моделюючих рідинах та шляхом математичного моделювання [3]. У якості рідини для моделювання найчастіше використовується вода, в яку додають кольорові добавки (індикатори). При виборі речовин, які імітують неметалічні включення в сталі, виходять з того, що вони лише частково змочуються. Такій умові найбільше відповідають графіт і тальк [4].

Виходячи з принципів фізичної та геометричної подібності, тобто рівності деяких критеріїв моделі та реального об'єкта (ковша з рідким металом), які характеризують гідродинамічні процеси, що протікають в ковші, отримують дані про рух рідкого металу. Зрозуміло, що при фізичному моделюванні забезпечити подібність за всіма критеріями не уявляється

можливим і тому одержані результати дозволяють лише з відповідною точністю (приблизно) описати дійсну картину руху металу в ковші. Опосередкованим підтвердженням результатів фізичного моделювання в деякій мірі можуть бути дані щодо заміру температур та зміни хімічного складу на різних рівнях ковша, а також візуальною реєстрацією руху рідкого металу на поверхні ванни.

Основні закономірності гідродинаміки під час продування металевого розплаву газами були викладені в роботах, присвячених руху рідини та газу в умовах конверторного виробництва [5–9].

Одна з перших монографій, присвячених обробленню сталі газами в ковші, вийшла у 1975 році. У ній були узагальнені результати численних досліджень та промислового застосування продування розплаву газами на підприємствах металургійного комплексу [1]. Один із розділів даної роботи присвячено гідродинаміці металевого розплаву, який продувають інертним газом. Дослідження проводились на холодних моделях та в промислових умовах. Рідинами, що використовувалися для моделювання, були розчин хлористого цинку у воді (металевий розплав), вакуумна олива (шлак). Для продування використовувався гелій.

Результати моделювання показали, що процес продування може відбуватися в наступних режимах: бульбашковому, бульбашково-струминному та струминному в залежності від кількості (швидкості) газу, що подається. У табл. 3.1 наведені дані, які відображають режими витікання газу в металевий розплав на моделях.

Таблиця 3.1 – Фізичні параметри витікання газу в модельну рідину

| Характер витікання газу | Швидкість витікання газу (м <sup>3</sup> /хв) при місткості ковша |      |      |       | Швидкість підняття бульбашок, м/с | Число Рейнольдса, Re |
|-------------------------|-------------------------------------------------------------------|------|------|-------|-----------------------------------|----------------------|
|                         | 5 т                                                               | 20 т | 40 т | 100 т |                                   |                      |
| Бульбашковий            | 0,28                                                              | 0,65 | 1,0  | 2,0   | 0,15                              | 1000                 |
| Бульбашково-струминний  | 0,56                                                              | 1,3  | 2,0  | 4,0   | > 0,50                            | > 15000              |

Рух розчину хлористого цинку ( $\text{ZnCl}_2$ ) у воді навіть при чисто бульбашковому перемішуванні має турбулентний характер ( $\text{Re} > 1000$ ). Це дозволяє усереднити температуру та склад в об'ємі імітаційного розчину в 25–30 разів швидше, ніж витримка розчину в нерухомому стані (30 с проти 18 хв) [1]. Японські дослідники [7] на основі даних фізичного моделювання визначили залежність часу повного усереднення ( $\tau_m$ , с) від питомої потужності перемішування ( $\epsilon_m$ , Вт/кг):

$$\tau_m = 12,68 \cdot 10^3 \cdot \epsilon_m^{-0,40} \quad (3.1)$$

Ця залежність добре корелює з фактичними даними, отриманими шляхом вимірювання температури металу в ковшах під час продування розплаву аргонем (рис. 1.1) [7].

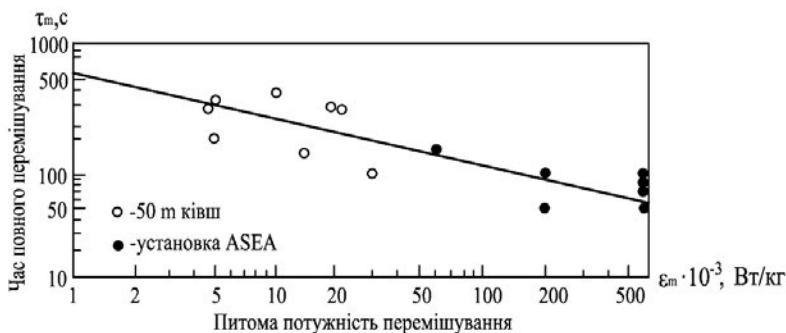


Рисунок 3.1 - Вплив продування газом на перемішування рідини

Рух рідини в разі дії газового струменя має колоподібний замкнений характер: знизу вверх у напрямку потоку бульбашок газу, по поверхні ванни радіально до стінки ковша і вздовж стінки ковша вниз до днища (рис. 3.2).

Інтенсивність перемішування (ступінь турбулентності) залежить від швидкості підняття бульбашок газу, їх діаметра, температурного розширення газу та щільності рідини, яка продувається.

При витіканні газу в бульбашковому режимі (швидкість підняття

бульбашок не перевищує 0,15 м/с) число Рейнольдса приблизно дорівнює 1000. У разі витікання газу в бульбашково-струминному режимі (швидкість підняття бульбашок перевищує 0,50 м/с) число Рейнольдса складає більше 15000, що характеризує різко виражений турбулентний рух металу при продуванні.

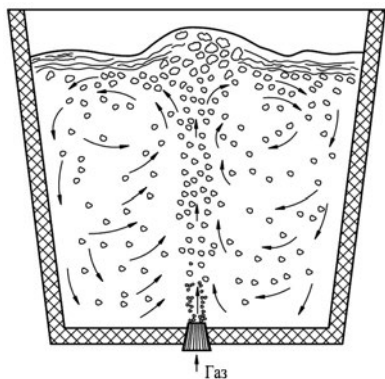


Рисунок 3.2 – Схема руху розплаву та газових бульбашок при продуванні ковша через пористу пробку.

У процесі моделювання було встановлено, що не всі бульбашки аргону можуть перебороти сили поверхневого натягу на межі шлак-метал. Значна частина їх знову втягується в глибину розплаву під дією потоків металу [1]. Разом з газовими бульбашками відбувається емульгування шлакової фази. Цей процес підвищує ефективність оброблення продуванням в результаті збільшення тривалості перебування газових бульбашок у розплаві, тобто за рахунок більш повного насичення їх газами, що розчинені в металі, та флотації включень.

Викликає зацікавленість визначення максимального розміру бульбашок аргону, здатних затримуватися на межі метал-шлак. Для цього в роботі [1] використали методики, запропоновані С.Е. Ростковським [10] і Т. Хобнером [11]. Розрахунки, виконані за методикою С.Е. Ростковського, показали, що бульбашки газу діаметром до 10 мм не мають достатньої для підняття сили, щоб виконати роботу, необхідну для переходу через поверхню поділу метал-шлак, і можуть затримуватися в підшлаковому шарі. Застосувавши варіанти розрахунку, запропоновані в роботі [11] для різних режимів витікання газу



автори роботи [1] отримали наступні залежності розмірів бульбашок газу, які утворюються.

У разі бульбашкового режиму витікання аргону в розплавлений метал розмір (діаметр  $d$ ) бульбашок, що утворюються в момент їх сходу з вихідного отвору каналу, дорівнює:

$$\frac{d}{D} = 1,82 - 200 \cdot \left( \frac{\rho_z}{\rho_m - \rho_z} \right)^{0,96} We^{0,36}, \quad (3.2)$$

де  $\rho_z$  – густина аргону при 1600 °С (0,26 кг/м<sup>3</sup>);

$\rho_m$  – густина металу при 1600 °С (7000 кг/м<sup>3</sup>);

$D$  – діаметр вихідного отвору каналу, м;

$We = \frac{\sigma}{D^2 \rho_m g}$  – критерій Вебера, в якому  $\sigma$  – поверхневий натяг розплаву, Н/м;

$g$  – прискорення вільного падіння, м/с<sup>2</sup>.

На рис. 3.3 наведені розрахункові результати залежності діаметра газової бульбашки від діаметра вихідного каналу.

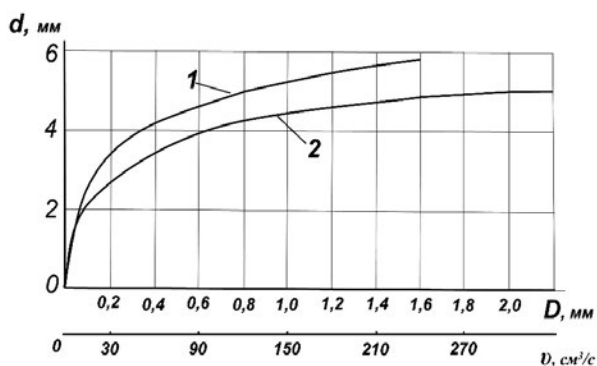


Рисунок 3.3 – Залежність діаметра газової бульбашки від діаметра вихідного каналу в разі бульбашкового режиму продування:

1 – діаметр вихідного каналу ( $D$ ); 2 – швидкість витікання газу ( $v$ )

При струминному витіканні аргону в металевий розплав відбувається рух бульбашок газу у вигляді ланцюжка, в тому числі і в момент відриву. Стискуючись між собою, вони передають один одному деяку енергію і таким чином бульбашки, які утворюються у вихідному каналі, збільшують свій діаметр з тією ж швидкістю, з якою виходить в розплав попередня бульбашка [1]. Тому у випадку струминного витікання газу Т. Хобнером [11] запропонована наступна напівемпірична формула:

$$d = \left( \frac{108 \cdot \eta_m \cdot v_g}{g \cdot \rho_m} \right)^{1/4}, \quad (3.3)$$

де  $\eta_m$  – коефіцієнт динамічної в'язкості металу, Па·с;

$v_g$  – втрати газу через канал або через одну шпарину, м<sup>3</sup>/с;

$\rho_m$  – густина металу, кг/м<sup>3</sup>.

Згідно з формулою (3.3) виходить, що розмір бульбашок газу в момент їх виходу з каналу або шпарини не залежить від розмірів вихідних отворів, а залежить від інтенсивності (витрат) газового потоку (рис. 3.3, крива 2). Після формування бульбашок при їхньому підйомі в розплав розміри бульбашок змінюються в результаті нагріву газу до температури металу та зміни феростатичного тиску, обумовленого вертикальним переміщенням бульбашок.

Взаємодія газового струменя з металевою ванною – один з найважливіших чинників, який визначає перемішування розплаву в ковші та протікання фізико-хімічних процесів на межі поділу газ-метал. Відмічені питання є найбільш складними та найменш вивченими в практиці позапічного оброблення сталі. Складність їх полягає в тому, що, по-перше, взаємодія газового струменя з металом не піддається прямому експериментальному вивченню і, по-друге, при дослідженні доводиться мати справу з явищами та матеріальними середовищами, які підпорядковуються різним закономірностям. Значна більшість досліджень спрямована на визначення аеродинамічних характеристик струменя та форми реакційної

зони на місці зустрічі струменя з металевим розплавом [4–8, 11].

На сьогодні прийнята наступна модель взаємодії струменя з металевим розплавом: струмінь газу, який витікає із сопла фурми або фальш-стопора при зустрічі з металом утворює порожнину (кратер), розміри якого, а також характер перемішування металу з газом, визначаються характеристиками струменя (тиск, витрати, швидкість витікання тощо). У зоні взаємодії можна виділити три характерні ділянки – основну, емульсійну і зворотну (рис. 3.4). За структурою основна ділянка струменя, що переміщується в рідині, аналогічна початковій ділянці зануреного турбулентного струменя [12]. Особливістю цієї ділянки є рівність тиску уздовж усієї її довжини, який дорівнює гідростатичному тиску стовпа рідини на глибині, де починається розпад струменя на бульбашки.

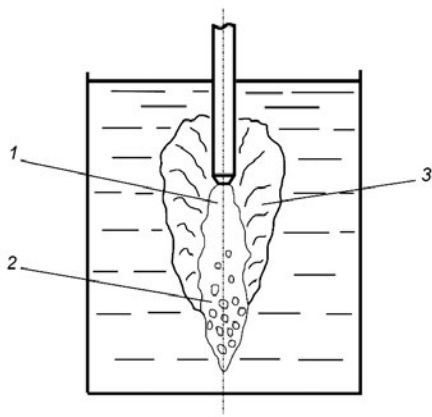


Рисунок 3.4 – Схема зони впровадження газового струменя в рідину:  
1 – основна ділянка; 2 – емульсійна ділянка;  
3 – зворотний потік

Продовженням основної ділянки є емульсійна, яка являє собою масу бульбашок, які утворилися в результаті подрібнення струменя та продовжують рухатися вниз. Розпад основного потоку та перехід його в емульсований відбувається в перетині, де сили динамічного тиску струменя стають меншими за сили поверхневого натягу на межі газ-рідина.

Зворотний потік зануреного в рідину струменя формується за рахунок виходу з бічної поверхні основної ділянки окремих об'ємів газу, які

підхоплюються зворотним потоком, що переміщується догори. На основі результатів швидкісної кінозйомки процесу продування на модельній прозорій рідині (розчин води з бромформом  $\text{CHBr}_3$ ) авторам роботи [13] вдалося зробити кількісну оцінку розпаду струменя, згідно з якою 60–70 % газу переходить у зворотний потік і приблизно 30–40 % переходить в емульсійну зону.

Для розрахунку потужності, яка йде на перемішування розплаву зануреним струменем газу В.І. Явойський [8] запропонував розглядати її як сумарний результат потужностей кінетичної енергії струменя  $M_1$ , потужності ізотермічного розширення газу  $M_2$  та потужності проштовхування металу струменем газу (пульсаційна складова)  $M_3$ :

$$M_{\Sigma} = M_1 + M_2 + M_3. \quad (3.4)$$

Потужність, яка вводиться в розплав кінетичною енергією газового струменя (адіабатична), можна розрахувати, виходячи з виразу:

$$M_1 = G \frac{k}{k+1} R \frac{T_0}{\mu}, \quad (3.5)$$

де  $G$  – витрати газу, кг/с;

$k$  – показник адіабати для одно- і двоатомних газів дорівнює 1,66 і 1,4 відповідно;

$R = 8,314$  Дж/(моль·К) (універсальна газова стала);

$T_0$  – температура газу перед уведенням у розплав, К;

$\mu$  – молярна маса, кг/моль.

Складова потужності перемішування розплаву, обумовлена зміною об'єму газової фази в результаті нагріву, визначається із співвідношення:

$$M_2 = (G \cdot R \cdot \Delta T) / \mu, \quad (3.6)$$

де  $\Delta T$  – різниця температур розплаву та газу, К.

Потужність пульсаційної складової перемішування зануреним газовим струменем визначається як робота, яку виконує розплав за одиницю часу при зміні його об'єму за рахунок пульсацій, дорівнює:

$$M_3 = p_m \cdot \Delta V \cdot \psi \quad (3.7)$$

де  $p_m$  – тиск розплаву в місці впровадження струменя, Па;

$\Delta V$  – зміна об'єму розплаву при його пульсації, м<sup>3</sup>;

$\psi$  – частота пульсацій, 1/с.

У літературі відсутні конкретні дані щодо величини та внеску кожної із складових потужності, яка іде на перемішування металевого розплаву зануреним газовим струменем. В.І. Явойский [9] стосовно продування в киснево-конверторному процесі лише відмічає, що внесок та роль кожної із указаних складових на початку та наприкінці продування різних. Це обумовлено тим, що на початку продування струмінь не занурений в розплав, а наприкінці продування газовий струмінь може бути частково або повністю занурений в розплав. А. В. Нарівський [13, 14], який свого часу вивчав перемішування металевого розплаву холодним та нагрітим струменем газу на модельних середовищах (для холодного струменя – розчин бромформу у воді, а для гарячого струменя – евтектичний розплав суміші солей нітрату калію, нітриту натрію та нітрозилу натрію ( $\text{KNO}_3 + \text{NaNO} + \text{NaNO}_2$ ) стосовно алюмінієвих сплавів, наводить наступні дані щодо складових потужності перемішування (табл. 3.2).

Таблиця 3.2 – Потужність перемішування розплаву ( $M_i$ ) зануреним струменем аргону при витраті газу  $1,66 \cdot 10^{-4}$  м<sup>3</sup>/с, Вт

| Вид струменя                                | $M_1$       | $M_2$        | $M_3$       | $M_\Sigma$  |
|---------------------------------------------|-------------|--------------|-------------|-------------|
| Холодний ( $T = 293\text{K}$ )              | 7,3 / 10,5  | 39,6 / 56,2  | 23,0 / 33,3 | 69,9 / 100  |
| Високотемпературний ( $T = 1000\text{ K}$ ) | 94,9 / 31,7 | 134,1 / 44,8 | 70,4 / 23,5 | 299,4 / 100 |

Примітка: у чисельнику потужність у Вт, а у знаменнику – % від сумарної потужності перемішування

Як видно із даних табл. 3.2, при продуванні розплаву струменем холодного аргону 56 % потужності на перемішування розплаву вносить складова, пов'язана зі зміною об'єму газу ( $M_2$ ), яка обумовлена його нагріванням під час продування (3.6).

При продуванні розплаву газом, нагрітим до високої температури, роль складових  $M_2$  і  $M_3$  зменшується, а роль потужності за рахунок кінетичної енергії струменя ( $M_1$ ) значно зростає (більше ніж у три рази), табл. 3.2.

У той же час згідно з даними табл. 3.2 видно, що продування розплаву струменем нагрітого газу більш привабливе для перемішування, оскільки зростає загальна потужність перемішування розплаву (більше ніж у 4 рази).

І все ж таки отримані результати слід розглядати як якісні показники даного процесу, оскільки при розрахунках авторам не вдалося врахувати багатьох чинників (зміну температури і густини аргону під час продування, кінетику процесу та ін.).

Не менш складним питанням є визначення міжфазної поверхні поділу газ-метал під час продування, оскільки не уявляється можливим безпосередньо виміряти відповідні параметри процесу, а отже оцінка міжфазної поверхні має орієнтовний характер. У той же час не розглядати це питання не коректно, оскільки розвинена міжфазна поверхня, яка характерна для продування, визначає кінетику найважливіших процесів, що відбуваються в металевому розплаві (дегазація, розкиснення, зневуглюцювання тощо).

М.П. Квітко [6] пропонує орієнтовну величину міжфазної поверхні системи газ-метал  $S_{г-м}$  розраховувати (стосовно киснево-конверторного процесу), згідно наступного рівняння:

$$S_{г-м} = \frac{k \cdot \left( \frac{mw^2}{2} \right)}{\sigma}, \quad (3.8)$$

де  $m$  – витрати кисню, кг;

$w$  – швидкість газу на місці контакту з металом, м/с;

$k$  – коефіцієнт, що визначає частку енергії струменя, яка витрачається на утворення поверхні;

$\sigma$  – коефіцієнт поверхневого натягу металу, Н/м.

Величину  $k$  можна прийняти рівною 0,03, оскільки лише біля трьох відсотків енергії струменя витрачається на утворення поверхні [5]. Підстановка в рівняння (3.8) значень, характерних для конвертора місткістю 100 тонн, дає значення міжфазної поверхні газ-метал  $S_{г-м} = 0,03 \cdot 10^5 \text{ м}^2$  [5].

Оцінку величини міжфазної поверхні  $S_{г-м}$  та об'єму газу ( $V$ ) в зоні впровадження струменя аргону в модельне середовище стосовно алюмінієвих сплавів було зроблено в роботі [14]. Авторами було показано, що при глибинному продуванні розплаву струменем основний об'єм газу зосереджений не в бульбашках емульсійної зони, а у каверні, що формується основним і зворотним потоками (табл. 3.3).

Таблиця 3.3 – Міжфазна поверхня та об'єм газу в зоні входження в розплав холодного та високотемпературного струменів (витрати аргону  $0,62 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{с}$ )

| Вид газового струменя                        | $S_{г-м} \cdot 10^4, \text{ м}^2$ |                      |                     | $V \cdot 10^6, \text{ м}^3$ |                     |                     |
|----------------------------------------------|-----------------------------------|----------------------|---------------------|-----------------------------|---------------------|---------------------|
|                                              | загальна                          | каверни              | бульбашок           | загальна                    | каверни             | бульбашок           |
| Холодний ( $T = 293 \text{ К}$ )             | $\frac{17,2}{100}$                | $\frac{14,75}{85,8}$ | $\frac{2,45}{14,2}$ | $\frac{5,5}{100}$           | $\frac{4,86}{88,4}$ | $\frac{0,64}{11,6}$ |
| Високотемпературний ( $T = 1000 \text{ К}$ ) | $\frac{28,5}{100}$                | $\frac{21,3}{74,7}$  | $\frac{7,2}{25,3}$  | $\frac{9,5}{100}$           | $\frac{6,95}{73,2}$ | $\frac{2,55}{26,8}$ |

Примітка: У знаменнику площа міжфазної поверхні  $S_{г-м}$  та об'єм  $V$  наведені у відсотках

При збільшенні інтенсивності продування розплаву значення  $S_{г-м}$  і  $V$  зростають (рис. 3.5) [14, 15]. Рівняння для визначення величини міжфазної поверхні та об'єму газу в зонах входження газових струменів в розплав при різних витратах аргону через сопло діаметром  $2 \cdot 10^{-3} \text{ м}$  наведені в табл. 3.4.

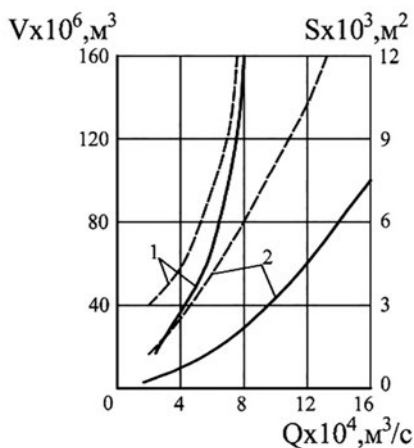


Рисунок 3.5 – Залежність міжфазної поверхні  $S_{c-m}$  (—) і об'єму газових бульбашок  $V$  (---) від витрат аргону:  
1, 2 – високотемпературний струмінь; 3, 4 – холодний струмінь

Таблиця 3.4 – Залежності міжфазної поверхні ( $S_{c-m}$ ) і об'єму бульбашок ( $V$ ) від витрат аргону при обробленні розплаву газовими струменями різної температури [14].

| Вид струменя                                 | $S_{c-m} \cdot 10^4, \text{м}^2$ | $V \cdot 10^{-6}, \text{м}^3$ |
|----------------------------------------------|----------------------------------|-------------------------------|
| Холодний ( $T = 293 \text{ К}$ )             | $19,0 \cdot Q_{Ar}^{1,09}$       | $3,051 \cdot Q_{Ar}^{1,58}$   |
| Високотемпературний ( $T = 1000 \text{ К}$ ) | $11,3 \cdot Q_{Ar}^{0,92}$       | $1,085 \cdot Q_{Ar}^{1,28}$   |

### 3.2 Методи продування та технічні засоби для їх реалізації

Рух рідкого металу в ковші залежить від методу та місця введення газового струменя в розплав. На сьогодні існує велика кількість технічних засобів для продування рідкої сталі газами різного складу (рис. 3.6), які можна розділити на чотири групи:

- уведення газів через фурми з вогнетривких матеріалів, порожнисті стопори (фальш-стопори) або двошарові футеровані трубки (рис. 3.6, а);
- уведення газів через пористі елементи невеликих розмірів для зосередженого (концентрованого) продування, які встановлюють у днищі або стінці ковша (рис. 3.6, б);
- уведення газів через пористі елементи великих розмірів для



розосередженого продування по перетину ковша, які встановлюють, як правило, в днищі ковша (рис. 3.6, в );

– продування газами разом з іншими методами позапічного оброблення (3.6, г, д, е ).

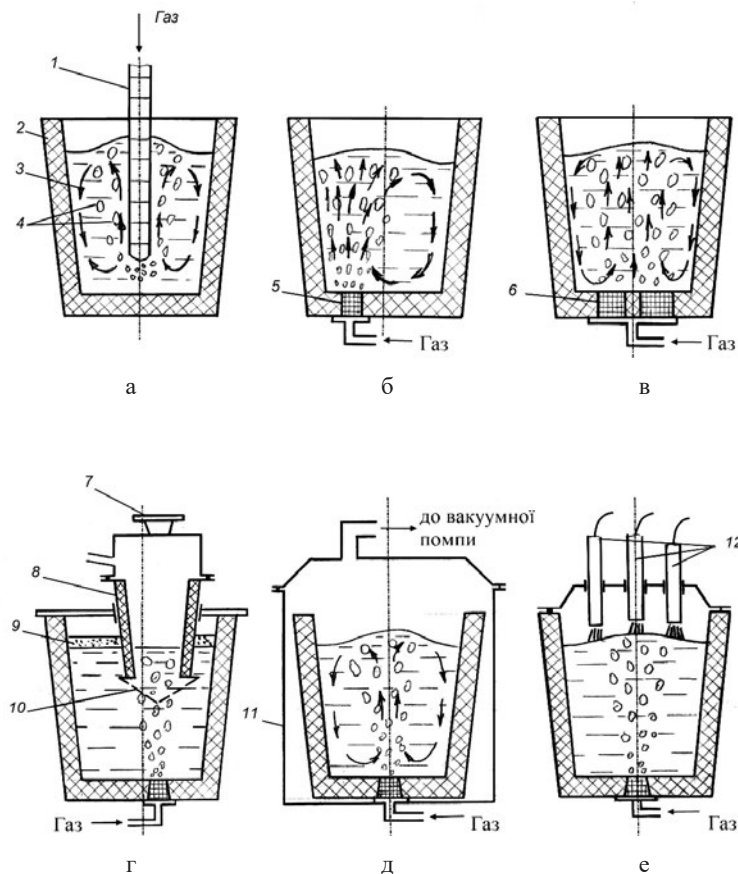


Рисунок 3.6 – Схеми продування сталі в ковші рафінувальним газом: а – через фальш-стопор; б – через пористу пробку в днищі ковша; в – через пористі блоки в днищі ковша; г – схема CAS-процесу; д – продування з вакуумуванням ковша; е – продування з електрообігріванням; 1 – фурма або фальш-стопор; 2 – ківш; 3 – рідкий метал; 4 – бульбашки газу; 5 – пориста пробка з вогнетривкого матеріалу; 6 – пористі блоки з вогнетривкого матеріалу; 7 – люк для уведення розкиснювачів; 8 – труба з вогнетривкого матеріалу; 9 – шлак; 10 – витратний стальний конус; 11 – вакуумна камера; 12 – електроди

Обладнання першої групи. Продування рідкої сталі в ковші здійснюється за допомогою занурених фурм із вогнетривких матеріалів, фальш-стопорів або двошарових трубок футерованих зовні вогнетривким матеріалом. Фальш-стопор являє собою порожнистий стрижень (трубу), футерований зовні на всю довжину вогнетривкими котушками, які застосовуються для футерівки звичайних ковшових стопорів (рис. 3.7). До нижнього торця такого стопора кріпиться пориста пробка за допомогою контргайки. Аргон у пористу пробку надходить через повздовжні отвори, виконані в стінці металевій труби. На нижньому кінці труба має різьбу, на яку накручується контргайка, за допомогою якої кріпиться пориста пробка. Порожнину в середині пористої пробки, де розміщується контргайка, заповнюють вогнетривким матеріалом, який перешкоджає виходу газу з труби.

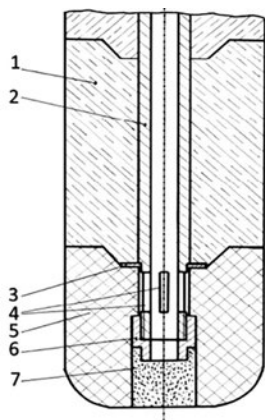


Рисунок 3.7 – Схема кріплення пористої пробки з плавленого муліту до стрижня фальш-стопора:

1 – вогнетривка котушка; 2 – металева труба; 3 – опорне кільце; 4 – прорізи в трубі для виходу аргону; 5 – пориста пробка з плавленого муліту; 6 – контргайка; 7 – порожнина в пористій пробці, яка заповнюється вогнетривким матеріалом

Продування аргонном через фальш-стопор – один із найбільш простих у технічному плані методів оброблення рідкої сталі в ковші, який дозволяє без особливих витрат організувати цей процес та отримати метал більш однорідний за хімічним складом і чистий за неметалічними включеннями та газами [1, 2, 4]. До недоліків даного процесу можна віднести неспроможність подачі великої кількості газу через пористу пробку фальш-стопора, обмежений об'єм металу, що обробляється, та обмежений час продування

внаслідок можливого руйнування стопора. Під час продування через фальш-стопор відбувається інтенсивне вирування металу навколо стопора, яке призводить до розмивання вогнетриву та забруднення сталі продуктами ерозії.

Обладнання другої групи (див. рис. 3.6, б). Для усунення вище перерахованих недоліків, характерних для пристроїв першої групи, продування рідкої сталі в ковші здійснюють через спеціальні фурми (багатоканальні або щілинні), які встановлюють у днищі ковша (рис. 3.8) [1]. Фурми схожого типу не знайшли застосування через складнощі виготовлення та незручності в обслуговуванні.

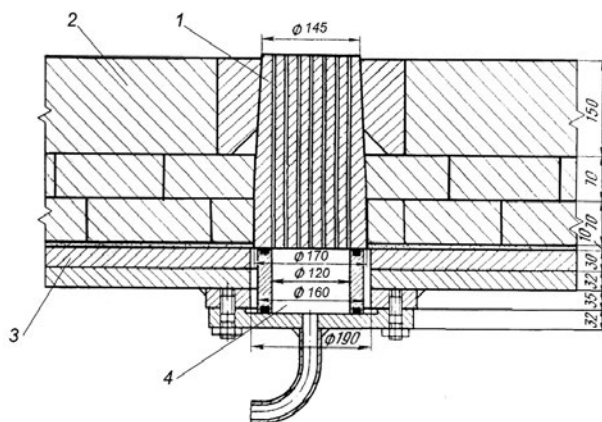


Рисунок 3.8 –  
Конструкція та схема  
установки багатоканальної  
фурми в днищі ковша:  
1 – багатоканальна фурма;  
2 – днище; 3 – кожух ковша;  
4 – газовий колектор

Промислові масштаби продування металу в ковші газами значно виросли після отримання пористих вогнетривів з високою газопроникністю у вигляді невеликих за розміром вставок або достатньо крупних блоків. Спочатку з метою безпеки пористі елементи встановлювали в металеві касети, які кріпилися до днища кожуха ковша. Пізніше відмовилися від такого кріплення. Встановлювати блоки почали в приварену до кожуха ковша металеву обичайку. Зверху зазори (шви) між пористими елементами та кладкою днища ущільнюють за допомогою вогнетривкого цементу або глини (рис. 3.9).

При встановленні однієї пористої пробки інтенсивність продування обмежена внаслідок того, що при збільшенні витрат газу на дзеркалі ванни над пробкою (див. рис 3.1) з'являється сильний бурун, який оголює рідкий метал і ефективність рафінування різко падає в результаті повторного окиснення сталі в області буруна.

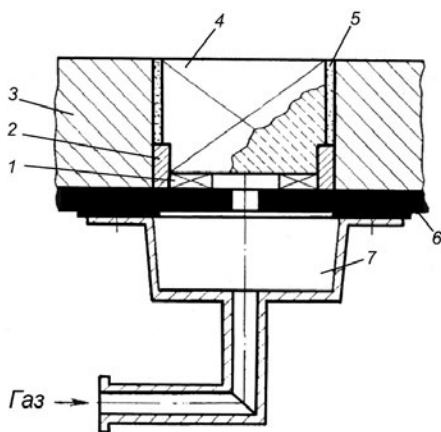


Рисунок 3.9 – Схема встановлення пористої пробки із плавленого муліту в днищі ковша: 1 – прокладка з вогнетривкої цегли; 2 – обичайка з полоси; 3 – днище ковша; 4 – пробка з плавленого муліту; 5 – стиковий шов; 6 – кожух ковша; 7 – газовий колектор

З метою усунення описаного явища в днищі ковша встановлюють кілька пористих елементів, розосереджених на днищі ковша. Один із варіантів встановлення кількох пористих пробок показано на рис. 3.10 [1]. Встановлення пористих блоків значно спрощується в разі виготовлення їх прямокутної форми. Блоки можна встановлювати в днищі ковша під час заміни футерівки.

Порівняння двох описаних методів продування розплавленої сталі в ковші, а саме через фальш-стопор та через пористі елементи в днищі ковша, виконані К. П. Бакановим [1] і І. І. Борнацьким [4], дозволило встановити переваги та недоліки указаних методів продування.

Подача газу в розплав через фальш-стопор з газопроникною пробкою покращує оборотність сталерозливних ковшів. Спосіб не потребує ремонту футерівки та підвищує надійність її в експлуатації. У той же час недоліками цього методу є швидке зношування стрижня стопора, порівняно висока його

вартість, нерівномірний розподіл бульбашок газу в розплаві, порівняно велика тривалість оброблення та можливість застосування тільки при малій витраті газу.

Продування розплаву через пористі блоки у днищі ковша забезпечує більш рівномірний розподіл газового потоку в розплаві та незначне зношування самого блоку. Недоліком цього методу є те, що для заміни пористих елементів необхідно охолоджувати кладку ковша до прийнятної температури. У результаті оборотність ковшів знижується. Операція встановлення пористих блоків у днищі ковша потребує ретельного професійного виконання.

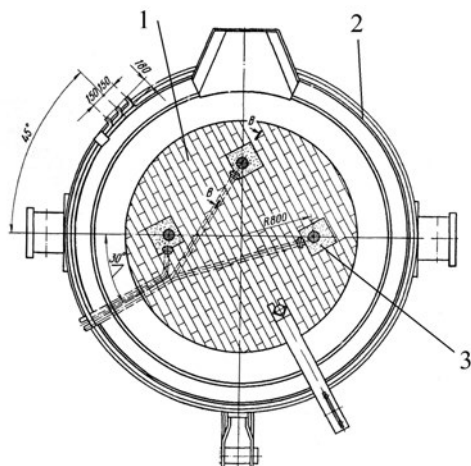


Рисунок 3.10 – Схема розташування трьох пористих блоків у днищі сталерозливного ковша місткістю 100 тонн:

- 1 – кладка днища; 2 – ківш;
- 3 – пористі вставки (блоки)

Загальним недоліком вищеописаних методів продування є наявність застійних зон в кільцевій області з'єднання стінки ковша з днищем.

Питомі витрати рафінувального інертного газу, що використовується для продування розплаву, коливається в достатньо широких межах від 0,04 до 3,0 м<sup>3</sup>/т. Залежно від мети оброблення сталі тривалість продування зазвичай складає 5–15 хв. За даними різних джерел мінімальна тривалість продування сталі в ковшах різної місткості з витратами інертного газу 70–80 м<sup>3</sup>/год наведена в табл. 3.5.

Представлені дані свідчать про те, що при середніх витратах газу мінімально необхідна тривалість продування та перемішування сталі в ковші складає 4–6 хв.

Таблиця 3.5 – Мінімальна тривалість продування в ковшах різної місткості [1, 16, 17]

| Місткість<br>сталерозливного<br>ковша, т | Спосіб продування             | Мінімальна тривалість<br>перемішування, с |          |
|------------------------------------------|-------------------------------|-------------------------------------------|----------|
|                                          |                               | розрахункова                              | фактична |
| 130                                      | Через занурену фурму          | 180                                       | 180–270  |
| 185                                      | Те саме                       | 200                                       | 220–350  |
| 250                                      | Через канал шиберного затвора | 145                                       | 120–240  |
| 385                                      | Через занурену фурму          | 220                                       | –        |

Устаткування третьої групи. Виходячи з теоретичних передумов та результатів моделювання продування на прозорих моделях, впливає, що чим більше розосереджене дуття, тим ККД продування вищий. Тому з метою підвищення ефекту дегазації розплав за рахунок збільшення витрат газу дно ковша повністю або його більшу частину викладають газопроникними вогнетривкими блоками. При цьому донну частину металевого кожуха ковша виконують у вигляді подвійного дна (рис. 3.11) [1, 18].

На друге перфороване днище встановлюють пористі блоки, проміжки між якими ущільнюють спеціальними вогнетривкими сумішами та мастиками. Така конструкція днища ковша дозволяє вводити в розплав під час продування газ в кількості 2–3 м<sup>3</sup>/т сталі без порушення повільного руху розплаву з рівномірним бурлінням на поверхні. Зовні це схоже на звичайне кипіння розплаву.

Пропускна спроможність по газу днища такої конструкції досягає 350–360 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·год). При продуванні через пористе днище ковша відбувається утворення безлічі газових бульбашок діаметром 1–2 мм [19]. Велика кількість бульбашок, що спливають, створюють величезну поверхню контакту рідкого металу з рафінувальним газом і тому виникають умови для

дифузії розчинених у сталі газів (у першу чергу водню) у заповнені аргоном бульбашки, в середині яких парціальний тиск водню незначний.

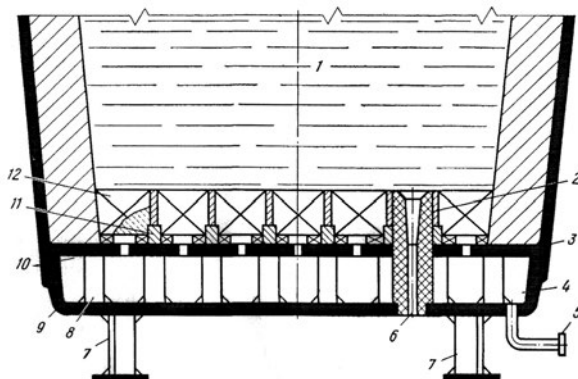


Рисунок 3.11 – Схема встановлення пористих газопроникних блоків на перфорований лист днища сталерозливного ковша:

1 – розплав; 2 – ущільнення стиків між блоками; 3 – кожух ковша; 4 – газований колектор (камера); 5 – патрубок підводу аргону; 6 – розливний стакан; 7 – опори ковша; 8 – внутрішня опорна стійка; 9 – основне дно; 10 – друге перфороване дно; 11 – листові обичайки для пористих блоків; 12 – пористі газопроникні блоки із вогнетривкого матеріалу

Для реалізації методів продування, що показані на рис. 3.6 г, д, е, застосовується, як правило, обладнання другої групи, тобто продування розплаву здійснюється через пористі елементи, які встановлені в днище ковша. Так японська фірма «NSC» застосовує метод, який отримав назву «CAS»-процес (англ. Composition Adjustment by Seald Argon, рис. 3.6 г). Метод дозволяє уведення в розплав феросплавів через нейтральну атмосферу, яку створюють під ковпаком із вогнетривкого матеріалу.

Таким чином, досягається достатньо високе засвоєння легувальних добавок. Ковпак із вогнетривкого матеріалу занурюють зверху в металевий розплав, який знаходиться в ковші. Нижню горловину ковпака перед зануренням його в розплав закривають металевим конусом, який запобігає проникненню шлаку в ковпак, тобто він виконує роль відокремлювача

шлаку. Конус виготовляють зі сталюого листа товщиною 2–3 мм. Після занурення ковпак в розплавлений метал на глибину 100–200 мм конус розплавляється і метал із ковша входить у простір під ковпаком. Інертну атмосферу в ковпаку створює аргон, який попередньо вдувають у ковпак перед його зануренням у розплав. Під час продування розплаву через пористу пробку, встановлену в днищі ковша, над місцем виходу струменя в розплав (під ковпаком) утворюється бурун. Поверхня розплавленого металу під ковпаком не контактує з атмосферним повітрям і за рахунок цього усувається окиснення металу та забруднення його шлаковими включеннями.

Оскільки всі добавки легувальних елементів та розкиснювачів уводять через ковпак, простір якого заповнено інертним газом, засвоєння їх по ходу процесу CAS значно вище ніж при звичайному процесі продування. Так, при виплавці спокійної сталі засвоєння вуглецю складає  $(96\text{--}100\ \%)/(50\text{--}80\ \%)$  (чисельник – CAS процес, знаменник – традиційний процес), засвоєння кремнію –  $(100\ \%)/(90\ \%)$ , мангану –  $100\ \%/(50\text{--}90\ \%)$  та алюмінію  $(80\text{--}90\ \%)/50\ \%$ .

Продування розплаву інертним газом можна суміщати з вакуумуванням ковша, який або накривають спеціальною кришкою з ущільненням роз'єму, або ківш встановлюють у герметичну камеру (рис. 3.6 д). Розміри вакуумної камери повинні бути достатньо великими, щоб можна було без перешкод встановлювати та витягувати ківш із камери. До того ж слід враховувати, що ковші для вакуумування повинні мати більшу висоту порівняно зі звичайними ковшами. Над металевим розплавом повинно бути достатньо простору, щоб під час спінення металу під вакуумом він не переливався через край ковша.

Одним з важливих питань процесу продування двохфазних систем газовим струменем є емульгування легкої фази в глибину більш важкої (у даному випадку шлаку в металевий розплав) та вплив на цей процес характеру витікання газу [7]. При дослідженні даного процесу на модельних матеріалах було встановлено, що під час продування двохфазних систем



утворюється газово-шлакова емульсія, яка проходить в глибину рідини, що імітує металевий розплав [1, 20]. На ефективність цього процесу впливає в'язкість «шлаку» та тиск дуття. Зниження в'язкості шлаку та підвищення тиску сприятливо впливає на ефективність емульгування. У той же час надмірне подрібнення крапель «шлаку» може призводити до забруднення розплаву. Підвищення міжфазного натягу утруднює подрібнення крапель «шлаку» [21].

Продування розплаву з одночасним підігрівом (рис. 3.6 е), наприклад електричними дугами або дуговою плазмою, достатньо ефективний технологічний засіб, який дозволяє не тільки компенсувати утрати тепла, яке йде на нагрівання газу, але й виконувати підігрів усього розплаву в ковші, включаючи шлак. Інтенсивне перемішування розплаву та підвищення його температури сприяє активізації багатьох процесів, які відбуваються на межах поділу фаз, у тому числі і рафінуванню металу.

Вельми ефективним технологічним засобом є продування розплаву в пульсуючому режимі (впуск в рідину окремих порцій газу з інтервалом 2–3 с). Такий технологічний засіб в значній мірі підвищує коефіцієнт використання газу під тиском, що викликає в разі нормального продування струминне витікання газу [1, 8, 9].

При пульсуючому продуванні проходження газу через рідину відбувається в бульбашковому режимі, причому газові бульбашки захоплюють значно більшу область розплаву (майже в два рази), ніж при струминному витіканні газу. Пульсуючий режим продування викликає специфічний рух металу (рис. 3.12). Поряд зі збереженням загального колового руху розплаву, наведеному вище, спостерігається інтенсивний приток рідини в зону, яка знаходиться між порціями газових бульбашок, що піднімаються. Пульсуючий режим продування створює сприятливі умови для флотації неметалічних включень порціями газових бульбашок, що підіймаються і значно зменшують емульгування шлаку в товщу розплаву.

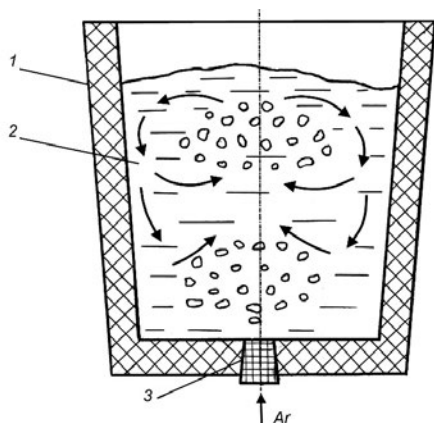


Рисунок 3.12 – Схема руху розплаву та порцій газових бульбашок при продуванні в режимі пульсації:  
1 – ківш; 2 – розплав; 3 – пориста пробка

### 3.3 Охолоджувальна дія газу на металевий розплав

Проходження газових бульбашок через шар розплавленого металу в кувші під час продування, як було показано вище, являє собою достатньо складний гідродинамічний процес, який відбувається в умовах високих температур і водночас викликає переміщення достатньо великої маси розплаву. Поряд з переміщенням розплаву газ в бульбашках нагрівається до температури металу, а бульбашки газу в свою чергу діють як рафінувальний компонент на металевий розплав.

У той же час частина теплоти, накопичена металевим розплавом, витрачається на нагрів інертного газу в бульбашках. Кількість тепла  $Q$ , яке передається металевим розплавом до газу в бульбашках, що підіймаються через розплав у кувші, можна розрахувати за відомою формулою:

$$Q = C \cdot m \cdot (T_n - T_k), \quad (3.9)$$

де  $C$  – питома теплоємність, кДж/(кг·К);

$m$  – маса газу, кг;

$T_n$  – початкова температура газу, К;

$T_k$  – кінцева температура газу, К.

Теплоємність аргону складає  $C_{Ar} = 0,836$  кДж/(кг·К). Температуру газу,

який відходить від розплаву, можна прийняти рівною температурі розплаву, оскільки час спливання бульбашок у кілька разів перевищує час нагріву аргону при діаметрі бульбашок не більше 10 мм, що характерне для бульбашкового режиму продування. При швидкості підйому бульбашки аргону в сталі 0,25 м/с нагрів газу до температури металу відбувається на висоті  $(1,3-1,5) \cdot 10^{-2}$  м від місця утворення бульбашки, тобто практично миттєво [1]. У роботі В.О. Кудріна [17] наведені дані стосовно ефекту охолодження сталі при продуванні її аргonom, які показують, що в ковші місткістю 330 тонн, швидкість охолодження складає  $(1,41-1,59)$  К/м<sup>3</sup> аргону.

Графічна залежність зміни швидкості охолодження сталі від тривалості продування наведена на рис. 3.13, з якої видно, що при коротких продуваннях ( $\tau \leq 3$  хв) значення швидкості охолодження змінюється в широких межах від 7 до 13 К/хв. При подальшому збільшенні тривалості продування цей діапазон звужується. Починаючи приблизно з 10-ї хвилини, величина середньої швидкості охолодження залишається практично сталою на рівні 3,0–3,5 К/хв, маючи мінімальний розкид швидкостей.

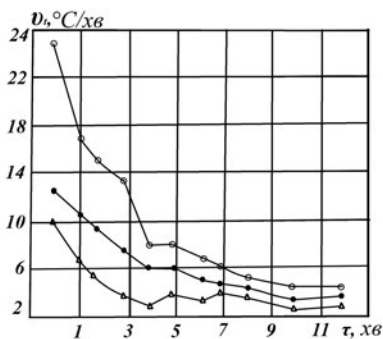


Рисунок 3.13 – Зміна швидкості охолодження сталі в 330-тонному ковші при продуванні аргonom [17]:

○ – максимальне значення; ● – середнє значення; Δ – мінімальне значення

Такий характер зміни швидкості охолодження автори пояснюють тим, що при зливі металу в ківш поряд з його охолодженням відбувається усереднення температури розплаву. Однак наприкінці випуску металу в результаті теплообміну розплаву з футерівкою ковша знову утворюється нерівномірність розподілу температур в об'ємі ковша, яка по висоті може

сягати 80–100 °С.

На початку продування ступінь гомогенізації розплаву невисока і при коротких продуваннях термопарою занурення фіксується температура локальних об'ємів розплаву, які являють собою випадкову суміш металу, винесену з холодної зони ковша або металу гарячого ядра. Тому виміри не відображають середню температуру розплаву в об'ємі всього ковша.

По мірі зростання тривалості продування ступінь гомогенізації розплаву за температурою теж зростає і розкид величини  $v_t$  звужується особливо після продування протягом 10 хв і середня швидкість охолодження складає 3,0–3,5 К/хв. Тому при виборі тривалості продування слід виходити зі ступеня гомогенізації розплаву.

У табл. 3.6 наведені основні температурні параметри позапічного продування аргоном різних груп сталей у ковшах місткістю 10–20 тонн.

Таблиця 3.6 – Основні параметри процесу продування сталі аргоном у ковші [1, 17]

| Марка сталі        | Температура металу, °С |                  | Перепад температур, К | Тривалість продування, хв | Швидкість охолодження, К/хв |
|--------------------|------------------------|------------------|-----------------------|---------------------------|-----------------------------|
|                    | до продування          | після продування |                       |                           |                             |
| ЭИ654              | 1565                   | 1535             | 30                    | 11                        | 2,7                         |
| 08Х19Н9Ф2С2        | 1560                   | 1530             | 30                    | 12                        | 2,6                         |
| Х23Н18             | 1540                   | 1510             | 30                    | 10                        | 3,0                         |
| ЭИ481, ЗИ388       | 1525                   | 1500             | 25                    | 10                        | 2,5                         |
| 30ХГСА             | 1590                   | 1560             | 30                    | 11                        | 2,8                         |
| 40ХНМА             | 1580                   | 1560             | 20                    | 8                         | 2,4                         |
| 30ХГСНА            | 1595                   | 1570             | 25                    | 10                        | 2,5                         |
| ШХ15 (розкиснена)  | 1535                   | 1520             | 35                    | 12                        | 3,0                         |
| ШХ15(нерозкиснена) | 1560                   | 1525             | 35                    | 11                        | 3,2                         |

Ці результати показують, що при продуванні сталі аргоном протягом 8–12 хв відбувається охолодження розплаву, причому попередньо розкиснені сталі охолоджуються повільніше (швидкість охолодження складає в середньому 2,5 К/хв), ніж не розкиснені сталі (швидкість охолодження приблизно 3,2 К/хв).

### 3.4 Дегазація металевих розплавів при продуванні в ковші

Відомо, що розчинені в сталі гази (кисень, азот і водень) погіршують її фізико-механічні властивості, а наявність у сталі водню підвищує її флокеночутливість та схильність до утворення тріщин [7, 22, 23]. Кисень утворює з розчиненими в сталі елементами різного роду оксиди, які забруднюють метал та погіршують характеристики пластичні і міцності сталі. Азот підвищує забруднення сталі нітридними включеннями, які в ряді випадків збільшують схильність нелегованих сталей до старіння.

Джерелом надходження газів у сталь можуть бути шихтові та шлакоутворювальні матеріали, футерівка печі або ковша, навколишня газова атмосфера тощо. Виділення газів зі сталі відбувається, головним чином, під час охолодження і кристалізації злитків або виливків. Гази, що виділяються під час кристалізації, суттєво впливають на кристалічну будову злитка, в зв'язку з чим під час виплавки сталі велика увага приділяється питанням мінімізації вмісту в металі шкідливих домішок, неметалічних включень та газів.

Дегазація металевого розплаву, що продувається аргоном, обумовлена тим, що в бульбашках аргону, які проходять через розплав, парціальний тиск розчинених в металі газів (кисню, азоту та водню) практично дорівнює нулю. Тому указані гази дифундують у бульбашки аргону і далі виносяться в навколишню атмосферу. Ефективність дегазації залежить від розмірів та кількості бульбашок, чим менше розмір бульбашок, тим більше поверхня поділу газ-метал, через яку гази дифундують у бульбашки. Отже, продування розплаву аргоном сприяє зростанню швидкості видалення газів з металу (рис. 3.14) [1, 22–24].

Тому часто рафінування розплаву продуванням аргоном ототожнюють з дією вакууму на розплав. Теоретичні передумови механізму рафінування металу в вакуумі викладені в роботах О.М. Самаріна і його учнів [23, 25–27], в яких показана можливість розвитку реакції вуглецевого розкиснення в

рідкій сталі в умовах низького парціального тиску СО в атмосфері над металевим розплавом. Реакція вуглецевого розкиснення це основоположна ланка в технології вакуумного оброблення сталі, яка призводить до зниження вмісту кисню в сталі та руйнуванню оксидних неметалічних включень.

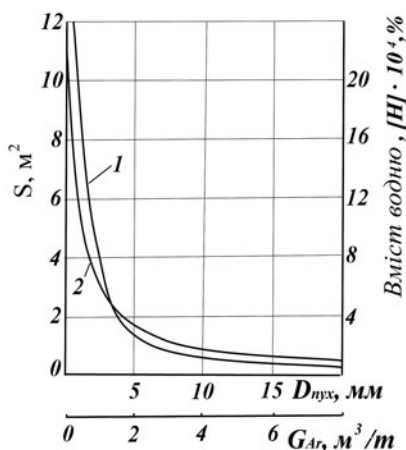


Рисунок 3.14 – Залежність загальної поверхні газових бульбашок, що утворюються з 1 л газу, від розміру бульбашок ( $D_{бух}$ ) і вмісту водню в сталі від витрат аргону ( $G_{Ar}$ ) при продуванні розплаву інертним газом:  
1 – поверхня бульбашок [1]; 2 – вміст водню в металі [22]

Насичення металевого розплаву при продуванні бульбашками аргону, що спливають (підіймаються) з початковим парціальним тиском у них  $p_{CO} = 0$ , викликає зміщення рівноваги реакції окиснення вуглецю в бік утворення СО. Висока ефективність цього процесу обумовлена безперервним утворенням в об'ємі розплаву великої кількості нових бульбашок та постійним видаленням продуктів реакції разом з бульбашками аргону.

У роботі [1] за результатами продування в ковші розкиснених сталей показано (табл. 3.7), що відбувається видалення кисню до 60 %.

Автори відмічають, що найбільший ефект досягається при суміщенні продування з випуском металу з печі та подальшому продуванні розплаву в ковші. На повноту видалення кисню з розплаву впливає форма його знаходження в металі, витрати аргону, склад футерівки ковша та інші технологічні чинники. На рис. 3.15 наведені графічні залежності видалення неметалічних включень від витрати аргону при продуванні в ковші середньолегованих сталей типу 30ХГСА і 40ХНМА. Аналіз включень

показав, що знижується не тільки загальна кількість включень, а також зменшуються їх розміри.

Таблиця 3.7 – Зміна вмісту кисню при продуванні аргонном різних сталей

| Марка сталі  | Температура металу, К |                  | Тривалість продування, хв | Вміст кисню, % |                  | Видалення кисню, % |
|--------------|-----------------------|------------------|---------------------------|----------------|------------------|--------------------|
|              | до оброблення         | після оброблення |                           | до оброблення  | після оброблення |                    |
| 4Х9С2        | 1840                  | 1800             | 11                        | 0,0043         | 0,0022           | 49                 |
| ЭИ654        | 1840                  | 1805             | 12                        | 0,0079         | 0,0027           | 65                 |
| ЭИ481        | 1800                  | 1770             | 11                        | 0,0075         | 0,0028           | 62                 |
| ЭИ602        | 1821                  | 1770             | 5                         | 0,0047         | 0,0033           | 30                 |
| 000Х18Н11    | 1870                  | 1770             | 10                        | 0,020          | 0,007            | 65                 |
| 000Х16Н15М3  | 1910                  | 1875             | 12                        | 0,016          | 0,005            | 69                 |
| 000Х21Н6М2   | 1910                  | 1885             | 12                        | 0,015          | 0,007            | 53                 |
| 000Х21Н21М4Б | 1835                  | 1780             | 12                        | 0,030          | 0,009            | 70                 |
| 9Х18         | 1835                  | 1800             | 10                        | 0,0048         | 0,0028           | 42                 |
| ШХ15         | 1820                  | 1775             | 10                        | 0,0037         | 0,0016           | 44                 |
| 30ХГСА       | 1900                  | 1865             | 11                        | 0,0020         | 0,0010           | 50                 |
| 40ХНМА       | 1890                  | 1850             | 13                        | 0,006          | 0,003            | 50                 |

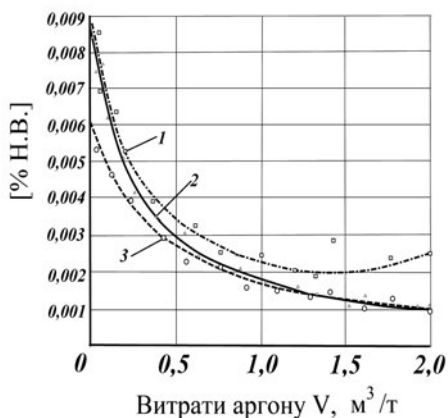


Рисунок 3.15 – Вплив витрат аргону на вміст оксидних неметалічних включень [% Н.В.] у сталях типу 30ХГСА і 40ХНМА:

1 – продування аргонном у ковші з шаротною футерівкою; 2 – продування аргонном у ковші з високоглиноземною футерівкою; 3 – суміщене оброблення металу рідким синтетичним шлаком з продуванням аргонном у ковші з високоглиноземною футерівкою

Видалення включень із розплаву під час продування аргонном відбувається в результаті флотації їх бульбашками аргону та виносу на поверхню поділу шлак-метал під дією перемішування розплаву. Включення, які мають велику поверхневу енергію на межі поділу шлак-метал, добре

асимілюються шлаком при значенні міжфазного натягу близько 800–900 ерг/см<sup>2</sup> (0,8-0,9 Дж/м<sup>2</sup>)[28]. Ще раніше М.М. Доброхотов показав, що чим міцніше оксид, тим менше величина його зчеплення з металом (адгезія) та більше його міжфазна енергія на поверхні поділу, тим легше він видаляється з металу [29]. Це положення знайшло підтвердження в роботі [30], в якій було показано, що величина адгезії силікатних включень SiO<sub>2</sub> складає 1250 ерг/см<sup>2</sup> (1,25 Дж/м<sup>2</sup>), в той час як для Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> вона дорівнює 402 ерг/см<sup>2</sup> (0,402 Дж/м<sup>2</sup>) і величини міжфазного натягу для силікатних включень становить 400–600 ерг/см<sup>2</sup> (0,4-0,6 Дж/м<sup>2</sup>), а для глиноземних становить 1500–2000 ерг/см<sup>2</sup> (1,5-2,0 Дж/м<sup>2</sup>). Тому з усіх типів включень, які знаходяться в сталі, видалення частинок глинозему відбувається найшвидше і найлегше.

Процес прилипання неметалічних включень до бульбашок аргону в розплаві супроводжується зменшенням запасу вільної енергії [31, 32]. Звідки загальне рівняння, яке характеризує можливість мимовільного протікання елементарного акту флотації, визначається за теорією флотації наступним чином. Запас вільної енергії (W, Дж) газової бульбашки і твердої частинки в рідині до утворення комплексу газова бульбашка-частинка дорівнює:

$$W_1 = \sigma_{p-g} S_{p-g} + \sigma_{t-p} S_{t-p}, \quad (3.10)$$

де  $\sigma_{p-g}$  і  $\sigma_{t-p}$  – поверхневий натяг рідина-газ і тверда частинка-рідина, Н/м ;  
 $S_{p-g}$  і  $S_{t-p}$  – величина поверхні поділу рідина-газ і тверда частинка-рідина, м<sup>2</sup>.

Вільну енергію, після утворення комплексу газова бульбашка-частинка, віднесено до одиничної площі прилипання, можна записати наступним чином (надалі одиницю писати не будемо):

$$W_2 = \sigma_{p-g} (S_{p-g} - 1) + \sigma_{t-g} \cdot 1 + \sigma_{t-p} (S_{t-p} - 1). \quad (3.11)$$



Вільна енергія системи зменшиться на величину

$$\Delta W = W_1 - W_2 = \sigma_{p-g} + \sigma_{t-p} - \sigma_{t-g} > 0. \quad (3.12)$$

Використавши правило Неймана для рівноважних умов:

$$\sigma_{t-g} - \sigma_{t-p} = \sigma_{p-g} \cos \theta, \quad (3.13),$$

маємо:

$$\Delta W = \sigma_{t-p} (1 - \cos \theta), \quad (3.14)$$

де  $\theta$  – крайовий кут змочування, рад.

Рівняння виду (3.14) широко застосовується в розрахунках для оцінки адгезії включень в рідкій фазі. Воно характеризує зменшення вільної енергії в результаті прилипання твердої частинки, але не ураховує її розміри. Крайовий кут змочування  $\theta$  визначається за формою металевої ванни, що лежить на підкладці з вогнетривкого матеріалу, яка імітує неметалічне включення. При малих крайових кутах змочування абсолютне значення вільної енергії невелике і різниця при розрахунку (зменшення) складає одиниці ергів ( $1 \text{ ерг} = 10^{-3} \text{ Дж}$ ). При збільшенні крайового кута різниця в абсолютних значеннях може досягати сотень ергів [1, 27].

Енергія частинки або комплексу залежить від її маси, чим більше маса частинки, тим більше енергія [32]. Виходячи з цих положень, В. М. Годен вивів рівняння для розрахунку спаду вільної енергії при утворенні комплексу бульбашка-частинка, в якому ураховується розмір частинки:

$$\Delta W = 4\pi r^2 \sigma_{p-g} (1 - F), \quad (3.15)$$

де  $r$  – радіус включення, м;

$F$  – частка сили прилипання від максимальної, що прийнята за 1.

Ефективність рафінування металу при його продуванні в значній мірі залежить від складу шлаку, який покриває дзеркало ванни. Фінальне

очищення металу від включень залежить від здатності шлаку адсорбувати неметалічні частинки і може бути описане рівнянням виду [33, 34]:

$$\sigma_{\text{НВ-м}} \Delta\omega_{\text{НВ-м}} > (\sigma_{\text{НВ-ш}} \Delta\omega_{\text{НВ-ш}} + \sigma_{\text{М-ш}} \Delta\omega_{\text{М-ш}}), \quad (3.16)$$

де  $\sigma_{\text{НВ-м}}$ ,  $\sigma_{\text{НВ-ш}}$  и  $\sigma_{\text{М-ш}}$  – вільна поверхнева енергія на межах поділу включення-метал, включення-шлак і метал-шлак, а  $\Delta\omega$  – зміна величини відповідних міжфазних меж.

Успішна абсорбція відбувається у випадку незначного змочування включення рідким металом, хорошого змочування шлаком та невеликих значеннях  $\sigma_{\text{М-ш}}$ . При підвищенні в шлаку вмісту  $\text{CaO}$  та  $\text{Al}_2\text{O}_3$  або зниження  $\text{SiO}_2$  значення  $\sigma_{\text{М-ш}}$  зменшується, що приводить до покращення умов асиміляції включень шлаком [34, 35].

**Видалення водню.** Розчинений у сталі водень підвищує її флокеночутливість та схильність до утворення тріщин [7, 23, 36, 37]. Гази, що виділяються при охолодженні та кристалізації сталі справляють значний вплив на кристалічну будову зливка, і тому під час виплавляння сталі велику увагу належить приділяти заходам щодо зниження вмісту в металі різного роду домішок, у тому числі і газів.

Для цього під час виплавляння і розливання сталі застосовуються додаткові заходи, які знижують надходження газів в розплав, наприклад, здійснюється прогартовування шихтових матеріалів, ретельна просушка жолобів та нагрівання футерівки розливних ковшів.

У більшості випадків, як засвідчує практика, указаних заходів не достатньо для ефективної боротьби з газами в сталі. Тому на підприємствах металургійного комплексу набуло розвитку застосування аргону для створення захисної атмосфери над металом при його випуску із печі та заливанні у виливниці та кристалізатори МБЛЗ, заповнення аргоном виливниць, а також для продування розплаву в ковші [18].

Інтенсивність винесення в навколишню атмосферу бульбашок зростає при зменшенні розміру бульбашок в розплаві та збільшенні тривалості

знаходження бульбашок аргону в розплаві, оскільки зростає питома поверхня поділу газ-метал (див. рис. 3.14).

Н.М. Чуйко [38] запропонував формулу для розрахунку кінцевого вмісту водню в розплаві сталі  $[H]_к$  згідно з якою:

$$[H]_к = \frac{[H]_р}{0,0985 \cdot V[H]_н + 1}, \quad (3.17)$$

де  $[H]_р$  – кількість водню, яку необхідно видалити з розплаву,  $\text{см}^3/100 \text{ г}$ ;

$V$  – витрати аргону,  $\text{м}^3/\text{т}$ ;

$[H]_н$  – вихідний вміст водню,  $\text{см}^3/100 \text{ г}$ .

Автори [1] наводять також формулу для визначення витрат газу (аргону) для продування:

$$V = \frac{9}{\rho} \left( \frac{1}{[H]_к} - \frac{1}{[H]_н} \right), \quad (3.18)$$

де  $\rho$  – ККД продувки.

Ефективність дегазації залежить від хімічного складу та ступеня розкиснення сталі. Видалення водню зростає при переході від глибоко розкиснених складнолегованих сталей до нерозкиснених низьколегованих сталей (рис. 3.16, табл. 3.8 та 3.9) [1, 37, 39].



Рисунок 3.16 – Вплив питомих витрат аргону на видалення водню з конструкційної сталі:  
 ● – видалення водню із розкисненої сталі;  
 Δ – видалення водню з нерозкисненої сталі

Область, що обмежена кривими 1 і 2, характеризує видалення водню з розкисненої сталі, крива 3 – видалення водню з нерозкисненої сталі (див. рис. 3.16). Звідки автори роботи [1] після відповідних розрахунків роблять висновок, що при продуванні розкисненої сталі ККД використання аргону

складає (49–76) %, а при обробленні не розкисненої сталі він значно вищий і складає (80–90) %.

Таблиця 3.8 – Зміна вмісту водню при продуванні аргонном розкиснених сталей

| Марка сталі | Температура металу після продування, °C | Тривалість продування, хв | Витрати аргону, м <sup>3</sup> /т | Вміст водню, (см <sup>3</sup> /100 г)/ppm |                  | Зміна вмісту водню, % |
|-------------|-----------------------------------------|---------------------------|-----------------------------------|-------------------------------------------|------------------|-----------------------|
|             |                                         |                           |                                   | до продування                             | після продування |                       |
| ЭИ602       | 1490                                    | 5                         | 0,3                               | 3,3/3,0                                   | 2,9/2,6          | 12                    |
| ЭИ654       | 1535                                    | 13                        | 0,4                               | 9,6/8,6                                   | 8,1/7,2          | 15                    |
| 9Х18        | 1530                                    | 10                        | 0,5                               | 8,6/7,7                                   | 7,0/6,3          | 19                    |
| 4Х9С2       | 1530                                    | 12                        | 0,4                               | 5,3/4,7                                   | 3,8/3,4          | 28                    |
| ШХ15        | 1505                                    | 11                        | 0,4                               | 6,3/5,6                                   | 4,3/3,8          | 31                    |
| 30ХГСНА     | 1590                                    | 10                        | 0,4                               | 7,6/6,8                                   | 5,9/5,3          | 22                    |
| 30ХГСА      | 1570                                    | 14                        | 0,5                               | 7,2/6,4                                   | 5,4/4,8          | 25                    |
| 40ХНМА      | 1560                                    | 11                        | 0,4                               | 7,1/6,3                                   | 5,6/5,0          | 21                    |

Таблиця 3.9 – Зміна вмісту водню при продуванні аргонном нерозкиснених сталей

| Марка сталі | Температура металу, °C | Тривалість продування, хв* | Витрати аргону, м <sup>3</sup> /т | Вміст водню, (см <sup>3</sup> /100 г)/ppm |              |                 | Зміна вмісту водню, % |                 |          |
|-------------|------------------------|----------------------------|-----------------------------------|-------------------------------------------|--------------|-----------------|-----------------------|-----------------|----------|
|             |                        |                            |                                   | перед продуванням                         | до подачі Al | після дегазації | до подачі Al          | після подачі Al | загальна |
| ЭИ981       | 1530                   | 14/6                       | 0,4                               | 12,5/11,2                                 | 5,0/4,5      | 7,0/6,3         | 58                    | +29             | 46       |
| Ст.45       | 1530                   | 15/5                       | 0,4                               | 10,0/8,9                                  | 6,0/5,4      | 5,0/4,5         | 40                    | –17             | 50       |
| 12ХН2А      | 1580                   | 15/7                       | 0,4                               | 6,0/5,4                                   | 5,0/4,5      | 6,0/5,4         | 17                    | +17             | –        |
| ШХ15        | 1510                   | 15/7                       | 0,4                               | 5,0/4,5                                   | 4,0/3,6      | 4,0/3,6         | 20                    | –               | 20       |
| Ш15         | 1510                   | 13/5                       | 0,4                               | 7,0/6,3                                   | 6,0/5,4      | 5,0/4,5         | 15                    | –17             | 28       |
| 30ХГСА      | 1560                   | 11/6                       | 0,5                               | 6,6/5,9                                   | –            | 3,6/3,2         | –                     | –               | 46       |
| 40ХНМА      | 1570                   | 14/7                       | 0,5                               | 6,5/5,8                                   | –            | 3,9/3,5         | –                     | –               | 40       |

\* – у чисельнику загальний час продування; у знаменнику – до подачі Al

Продування не розкисненої сталі при одних і тих же витратах аргону дозволяє знизити вміст водню до моменту введення алюмінію в середньому на 24 %, після введення розкиснювачів ефективність дегазації знижується до

8 %, а загальне видалення водню не перевищує 30 %.

**Видалення азоту.** Багато дослідників відзначають, що видалення азоту при усіх видах позапічного оброблення, в тому числі і продуванням розплавленої сталі в ковші аргонном, відбувається нестабільно та не в повній мірі [1, 4, 8, 18, 19, 27]. Однак в роботі [1] на основі оброблення великого масиву експериментального матеріалу вдалося виявити деякі закономірності видалення азоту від витрат інертного газу (аргону), які наведені на рис. 3.17.

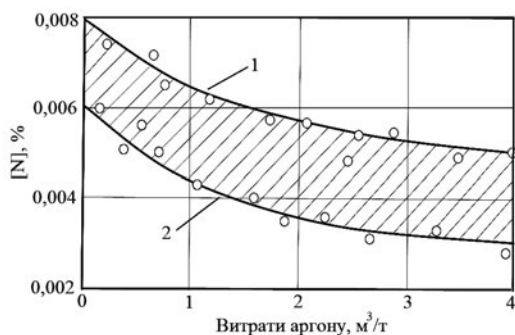


Рисунок 3.17 – Залежність видалення азоту з рідкої сталі від питомих витрат аргону

Узагальнення результатів щодо продування аргонном у промислових умовах показали, що при малих витратах аргону – на рівні 0,2–0,6 м³/т деазотація розплаву відбувається в межах 10–15 %. Стабільна деазотація спостерігається тільки при продуванні сталей легованих титаном та алюмінієм, що на думку дослідників, пояснюється видаленням азоту з розплаву у вигляді нітридів (табл. 3.10).

Таблиця 3.10 – Зміна вмісту азоту при продуванні аргонном сталей різного хімічного складу

| Марка сталі | Вміст азоту, % |                  | Зміна вмісту азоту, % | Марка сталі | Вміст азоту, % |                  | Зміна вмісту азоту, % |
|-------------|----------------|------------------|-----------------------|-------------|----------------|------------------|-----------------------|
|             | до продування  | після продування |                       |             | до продування  | після продування |                       |
| ЭИ602       | 0,018          | 0,014            | -22                   | ШХ15        | 0,011          | 0,009            | -18                   |
| ЭИ654       | 0,037          | 0,033            | -10                   | 30ХГСНА     | 0,008          | 0,007            | -11                   |
| 9Х18        | 0,045          | 0,048            | +7                    | 30ХГСА      | 0,008          | 0,007            | -11                   |
| 4Х9С2       | 0,045          | 0,043            | -4                    | 40ХНМА      | 0,007          | 0,006            | -14                   |

Більше того, продування аргоном високохромистих сталей типу 9Х18, які не містять у своєму складі титану та алюмінію, призводить до насичення металу азотом атмосфери.

Характерно, що продування аргоном нерозкиснених сталей (табл. 3.11) практично не супроводжується деазотацією до моменту уведення розкиснювачів (Al і Ti), що пояснюється утворенням великої кількості нітридів титану та алюмінію в мікрооб'єктах, які відповідають місцям розчинення уведених розкиснювачів та видаленням нітридів, що утворилися, бульбашками аргону.

Таблиця 3.11 – Зміна вмісту азоту нерозкиснених сталей при продуванні аргоном

| Марка сталі | Вміст азоту, % |                       |                  | Зміна вмісту азоту, % |                 |          |
|-------------|----------------|-----------------------|------------------|-----------------------|-----------------|----------|
|             | до продування  | перед подачею Al і Ti | після продування | до подачі Al          | після подачі Al | загальна |
| ЭИ981       | 0,125          | 0,130                 | 0,125            | 4                     | 4               | —        |
| Ст.45       | 0,006          | 0,006                 | 0,004            | —                     | 33              | 33       |
| 12ХН2А      | 0,007          | 0,008                 | 0,004            | 13                    | 50              | 43       |
| ШХ15        | 0,007          | 0,007                 | 0,005            | —                     | 29              | 29       |
| Ш15         | 0,0026         | 0,003                 | 0,0025           | 13                    | 16              | 4        |
| 30ХГСА      | 0,007          | 0,007                 | 0,007            | —                     | —               | 33       |
| 40ХНМА      | 0,006          | —                     | 0,004            | —                     | —               | —        |

Примітка: загальний час продування як в табл. 3.8

### 3.5 Десульфуріяція металу при продуванні

Сірка є шкідливою домішкою в сталях, наявність якої знижує характеристики міцності та технологічності сталі, наприклад зварюваність, антикорозійні та інші властивості. Негативний вплив сірки на властивості сталі виявляється вже при її вмісті 0,01–0,015 % (а в деяких випадках і при більш низькому вмісті).

Негативний вплив сірки на властивості сталі пояснюється наступним чином. Сірка утворює з залізом хімічну сполуку FeS, яка має практично

необмежену розчинність у рідкому залізі. У твердому залізі ця сполука практично не розчинна (рис. 3.18). При кристалізації заліза сірка виділяється у вигляді FeS або евтектичної суміші FeS–FeO на межах зерен, оскільки температура плавлення сульфіду заліза біля 1400 К, а евтектики ще менше ( $\approx 1260$  К).

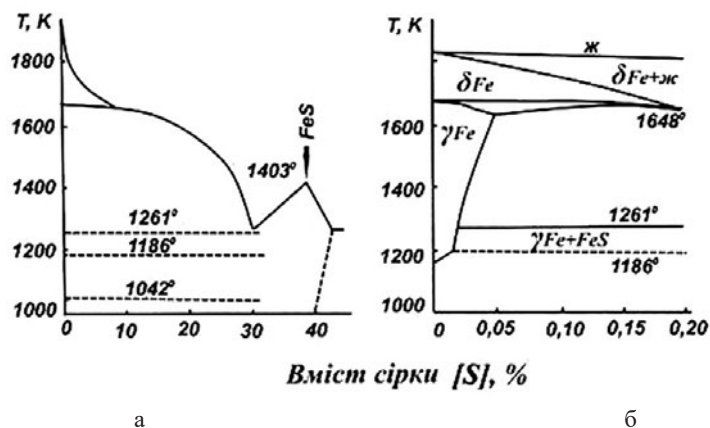


Рисунок 3.18 – Діаграми стану системи Fe–S:

а – вміст сірки в сплавах заліза до 40 %; б – вміст сірки до 0,20 %

Під час гарячого оброблення металів тиском (зазвичай  $T \geq 1270$  К) сульфідів та оксисульфідів заліза розплавляються або розм'якшуються, що призводить до падіння міцності сталі (з'являється червоноламкість). Це явище викликає утворення тріщин, рванин, різних дефектів, у тому числі і гарячих тріщин у злитках або виливках при їх кристалізації.

Виділенням сульфідів, які порушують суцільність оксидних плівок на поверхні виробів, пояснюють і зниження корозійної стійкості металів при підвищеному в них вмісті сірки.

Негативний вплив сірки на властивості проявляється в тому, що при її високому вмісті погано заварюються усадкові рихлоти в злитках під час оброблення тиском. Усадкові рихлоти та пустоти зазвичай є місцем скупчення неметалічних включень, особливо сульфідів. Ці скупчення сірки отримують тим більший розвиток, чим більша маса злитка, тобто більша

тривалість твердіння. Тому чим більше маса злитка, тим менше повинен бути вміст сірки в сталі.

Явище червоноламкості може бути суттєво ослаблене за рахунок уведення в сталь елементів, у яких спорідненість до сірки вища ніж у заліза і ці елементи повинні утворювати більш тугоплавкі сульфіди, ніж FeS. До таких елементів відноситься манган.

Достатньо ефективно зменшується негативна дія сірки при уведенні в сталь рідкісноземельних металів (у першу чергу неодиму, церію, празеодиму та ін.), які утворюють достатньо тугоплавкі сульфіди типу  $R_2S_3$  при їх концентрації в сталі більше 0,1 %.

Застосування указаних технологічних методів дозволяє зменшити негативний вплив сірки на властивості сталі, але повністю не усуває його, оскільки тверді сульфіди, що утворилися, залишаються в металі у вигляді неметалічних включень.

Продування розплавленої сталі аргоном у ковші дозволяє значно збільшити контактну поверхню фаз, які приймають участь у процесі десульфурації розплаву, в даному випадку шлак-метал, і це негайно відображається на видаленні сірки з рідкої сталі (табл. 3.12) [1, 40, 41].

Таблиця 3.12 – Розподіл сірки між шлаком і металом у залежності від способу рафінування (сталь 40ХНМА)

| Спосіб рафінування                                           | Вміст сірки, % |             | $L_s = \frac{(S)}{[S]}$ |
|--------------------------------------------------------------|----------------|-------------|-------------------------|
|                                                              | у шлаку        | у металі    |                         |
| Вилив металу під рафінувальним шлаком без продування аргоном | 0,20           | 0,011       | 18,2                    |
| Те ж саме з продуванням аргоном                              | 0,25           | 0,007       | 34                      |
| Оброблення синтетичним шлаком без продування аргоном         | 0,09/0,29      | 0,013/0,006 | 48                      |
| Те ж саме з продуванням аргоном                              | 0,012/0,036    | 0,014/0,003 | 120                     |

Примітка: в чисельнику – вихідний вміст сірки, в знаменнику – кінцевий вміст сірки

При виливанні сталі з рафінувальним шлаком у ківш коефіцієнт розподілу сірки ( $L_s$ ) між шлаком та металом, за даними авторів роботи [1],



становить 18,2. У випадку виливання металу зі шлаком того ж складу і з додатковим продуванням розплаву аргонном коефіцієнт розподілу сірки різко зростає і досягає значення  $L_S = 34$ .

Ще контрастніше процес продування має вигляд при обробленні металевого розплаву синтетичним шлаком. Коефіцієнт розподілу сірки зростає від 48 до 120, а кінцевий вміст сірки становить усього 0,003 %.

### 3.6 Аргоново-кисневе продування сталей

Метод аргоново-кисневого продування (рафінування) широко застосовується при виробництві корозійностійких та інших хромовмісних сталей. Виплавка багатьох таких сталей утруднена внаслідок того, що вміст вуглецю в них повинен бути на досить низькому рівні (менше 0,03 %) [1, 15, 17, 42]. Більш високий вміст вуглецю підвищує схильність цих сталей до міжкристалітної корозії. Цей метод оброблення металевого розплаву отримав за кордоном назву AOD (від англійського – Argon Oxygen Decarburization).

Суть процесу полягає в тому, що плавлення легованої шихти та попереднє рафінування відбувається в дуговій електропечі, а зневуглецювання розплаву здійснюється продуванням його аргоново-кисневою сумішшю в спеціальному реакторі (конверторі).

Під час продування металу сумішшю кисню з аргонном відбувається «розбавлення» бульбашок CO аргонном і тому рівновага реакції окиснення вуглецю  $[C] + \{1/2O_2\} = \{CO\}$  визначається парціальним тиском кисню та монооксиду вуглецю, що утворюється, тобто реакція зміщується ліворуч. У розплаві заліза, що містить високі концентрації хрому (не менше 9 %) окиснення вуглецю протікає за участю оксидів хрому і рівновага цієї реакції визначає найбільше співвідношення концентрацій хрому та вуглецю [43]:



У процесі продування склад газової суміші необхідно змінювати, зменшуючи витрати кисню та підвищуючи витрати аргону. За рахунок цього забезпечується отримання сталей з дуже низьким вмістом вуглецю та усуваються втрати хрому. Аргонно-кисневе продування дозволяє отримувати більш високу продуктивність із залученням простих агрегатів порівняно з вакуум-кисневим знеуглецюванням. Найбільш розповсюджений варіант конструкції AOD-конвертора показано на рис. 3.19 [15, 17].

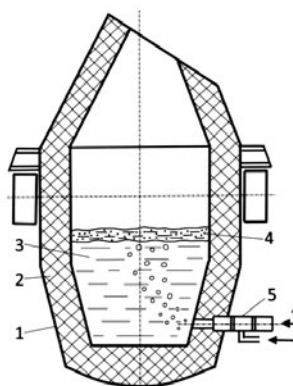


Рисунок 3.19 – Схема конвертора для аргонно-кисневого продування:

1 – кожух; 2 – футерівка; 3 – розплавлений метал; 4 – шлакова ванна; 5 – фурма

Фурма для подачі дуття зазвичай складається з двох концентричних труб. Через внутрішню трубу подають газову суміш аргону з киснем, а через концентричний кільцевий зазор – аргон, який виконує роль захисного газу. Співвідношення витрат дуття кисню та аргону змінюють у процесі продування, намагаючись тим самим мінімізувати вигорання хрому та максимально окиснити вуглець. Зазвичай співвідношення витрат кисню та аргону в процесі плавки змінюють від 3 : 1 до 1 : 3. З метою зниження вартості на початку продування можна замість аргону вдувати більш дешевий азот.

На заключному етапі ванну продувають чистим аргонном і з метою більшого зниження кисню і сірки продування здійснюють після наведення на розплав високоосновного шлаку. У результаті перемішування металевого розплаву процеси взаємодії між металом та шлаком прискорюються.

Порівняно висока температура та знижений парціальний тиск  $p_{CO}$  дозволяють отримувати високі значення співвідношення  $[Cr] / [C]$  та дуже низький вміст вуглецю (рис. 3.20).

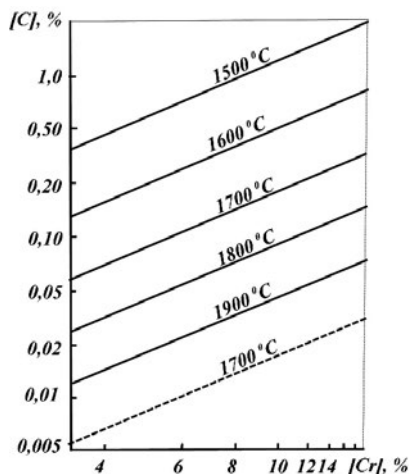


Рисунок 3.20 – Співвідношення між вмістом вуглецю та хрому при різних температурах металу під час продування його в печі (суцільні лінії,  $p_{CO} = 0,1$  МПа) та в AOD-конверторі (штрихова лінія,  $p_{CO} = 0,01$  МПа)

Порівняно проста технологія аргонно-кисневого продування, висока продуктивність процесу та можливість змінювати в широких межах окиснювальний потенціал газової фази ( $O_2/Ar$ ) це головні чинники, які сприяють поширенню застосування цього методу на практиці. Його використовують для виробництва не тільки корозійностійких, а також і електротехнічних, конструкційних, високолегованих та інших видів сталей. До початку 2000 року методом AOD вироблялося біля 75 % світового виробництва корозійностійких сталей [43].

### Питання для самоконтролю

1. Яку роль грає аргон в технологіях оброблення металевих розплавів газами?
2. Які процеси отримують розвиток під час продування металевого розплаву газами?
3. Як рухається рідкий метал при продування його газовим

струменем у ковші?

4. Від яких параметрів залежить інтенсивність перемішування (ступінь турбулентності) розплаву при продування його газовим струменем у ковші?

5. Чому змінюються розміри бульбашок, що підіймаються в розплаві, при продуванні газами?

6. Яка прийнята модель взаємодії струменя газу з металевим розплавом при його продуванні?

7. Які ділянки можна виділити у зоні взаємодії струменя з металевим розплавом?

8. Надайте характеристику (особливість) основної ділянки струменя газу зануреного в розплав.

9. Надайте характеристику (особливість) емульсійної ділянки струменя газу зануреного в розплав.

10. Як формується зворотна ділянка струменя газу зануреного в розплав?

11. На які групи можна поділити засоби для продування рідкої сталі газами різного складу?

12. Які переваги та недоліки продування металу аргонем у ковші має обладнання першої групи для продування рідкої сталі?

13. Що являє собою обладнання другої групи для продування рідкої сталі в ковші?

14. Яким параметром бульбашок аргону обумовлюється дегазація металевого розплаву при його продуванні?

15. Який механізм видалення неметалічних включень із розплаву під час продування аргонем?

16. Яким параметром визначається легкість та швидкість видалення частинок неметалічних включень із розплаву під час продування аргонем?

17. Чи залежить ефективність дегазації сталі від її хімічного складу та ступеня розкиснення?

18. Які елементи потрібно вводити в сталь для послаблення її червоноламкості?

19. Розташуйте у ряд збільшення коефіцієнту розподілу сірки між шлаком і металом для наступних технологій: виливання сталі з рафінувальним шлаком у ківш (1), виливання металу зі шлаком того ж складу і з додатковим продуванням розплаву аргоном (2), оброблення металевого розплаву синтетичним шлаком (3).

20. У чому полягає суть процесу продування розплаву аргонowo-кисневою сумішшю (AOD – Argon Oxygen Decarburization)?

### Література

1. Баканов К. П. Рафинирование стали инертным газом. Под ред. Каблуковского А. Ф. / К. П. Баканов, И. П. Бармотин, Н. Н. Власов, Ю. В. Герасимов, А. Ф. Каблуковский, Л. К. Косырев, Г. Н. Ойкс, Н. В. Сидоров, Н. А. Тулин, С. К. Филатов, Г. И. Чернов, О. М. Чехомов. – М.: Metallurgiya, 1975. – 232 с.

2. Тулин Н. А. Перспективы развития качественной металлургии в СССР / Н. А. Тулин, А. Ф. Каблуковский, О. В. Юзов. – М.: Metallurgiya, 1983. – 198 с.

3. Wondrak Thomas. Large-Scale Test Facility for Modeling Bubble Behavior and Liquid Metal Two-Phase Flows in a Steel Ladle / Thomas Wondrak, Klaus Timmel, Christian Bruch, Pascal Gardin, Gernot Hackl, Helmut Lachmund, Hans Bodo Lu, Ngen, Hans-Ju, Rgen Odenthal, Sven Eckert // Metallurgical and Materials Transactions B. – 2022. – V. 53, p. 1703–1720 .

Режим доступу: <https://doi.org/10.1007/s11663-022-02481-x>

4. Борнацкий И. И. Внепечное рафинирование чугуна и стали / И. И. Борнацкий, В. И. Мачикин, В. С. Живченко. – К.: Техника, 1976. – 165 с.

5. Баптизманский В. И. Механизм и кинетика процессов в конверторной ванне / В. И. Баптизманский. – М.: Metallurgizdat, 1960. –

283 с.

6. Квитко М. П. Кислородно-конверторный процесс / М. П. Квитко, С. Г. Афанасьев. – М.: Metallurgy, 1974. – 343 с.

7. Mazumdar D. The Physical and Mathematical Modelling of Gas Stirred Ladle Systems / D. Mazumdar, R. Guthrie January 1995. // ISIJ International 35(1):1–20. Режим доступа: <https://doi.org/10.2355/isijinternational.35.1>

8. Явойский В. И. Теория продувки сталеплавильной ванны / В. И. Явойский, Г. А. Дорофеев, И. Л. Повх. – М.: Metallurgy, 1974. – 496 с.

9. Явойский В. И. Применение пульсирующего дутья при производстве стали / В. И. Явойский, А. В. Явойский, А. М. Сизов. – М.: Metallurgy, 1985. – 176 с.

10. Ростковский С. Е. Теория металлургических процессов / С. Е. Ростковский // Труды ЦНИИЧМ, Metallurgy. – 1968. – Выпуск 61. С. 8 – 16.

11. Гинзбург И. П. Изучение процесса истечения в жидкость газового потока из заглубленного сопла / И. П. Гинзбург, В. А. Сурин, А. А. Багаутдинов // Инженерно-физический журнал. – 1979. – т.36. – № 3. С. 220 – 223.

12. Абрамович Г. Н. Прикладная газовая динамика / Г. Н. Абрамович. – М.: Наука, 1969. – 324 с.

13. Наривский А. В. Исследование структуры зон внедрения в расплав высокотемпературных и холодных газовых струй / А. В. Наривский, В. М. Мовчан // Сб. Прогрессивные способы плавки литейных сплавов. – К.: ИПЛ АН УССР, 1987. – С. 15 – 20.

14. Мовчан В. М. Исследование взаимодействия плазменной струи с металлическим расплавом / В. М. Мовчан, А. В. Наривский / Сб. «Внепечная обработка металлических расплавов». - К.: ИПЛ АН УССР, 1986. – С.79 – 80.

15. Мачикин В. И. Исследование гидродинамики жидкой ванны при продувке стали в ковше / В. И. Мачикин, В. Н. Шестопапов, С. П. Еронько // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1986. - № 1. - С. 29 – 32.

16. Пилюшенко В. Л. Способы вдувания газа при выпечной обработке стали / В. Л. Пилюшенко, А. И. Смирнов, С. П. Еронько // Бюл. научно-технической информации. Черная металлургия. – М. – Вып. 20 (1072), 1988. – С. 2 – 13.

17. Кудрин В. А. Выпечная обработка чугуна и стали / В. А. Кудрин. – М.: Металлургия, 1992. – 336 с.

18. Аргон в металлургии. Пер. с немецкого (по материалам фирмы ВА – CF). – М.: Металлургия, 1971. – 120 с.

19. Володин А. Ф. Продувка стали азотом в ковше / А. Ф. Володин, Н. М. Блащук, В. И. Мачикин // Бюл. Ин-та Черметинформация. Черная металлургия. – 1985. – Вып. 23. – С. 41.

20. Petri Sulasalmi Effect of Interfacial Tension on the Emulsification of Slag – Considerations on the CFD Modelling of Dispersion / Petri Sulasalmi, Ville-Valtteri Visuri, Timo Fabritius // Materials Science Forum. – Vol. 762 (2013) P. 242 – 247.

Режим доступу: <https://www.researchgate.net/publication/236671035>

21. Nelson Joubert. Experimental and numerical modelling of mass transfer in a refining ladle / Nelson Joubert, Pascal Gardin, Stéphane Popinet, Stéphane Zaleski // Metallurgical Research & Technology, EDP Sciences. –2022. – № 119 (1), P. 109 – 125. Режим доступу: <https://doi.org/10.1051/metal/2021088>

22. Крамаров А. Д. Производство стали в электропечах. Изд. 3-е испр. и дополн. / А. Д. Крамаров. – М.: Металлургия, 1969. – 348 с.

23. Явойский В. И. Газы в ваннах сталеплавильных печей / В. И. Явойский. – М.: Металлургиздат, 1952. – 152 с.

24. Поволоцкий Д. Я. Водород и флокены в стали / Д. Я. Поволоцкий, А. Н. Морозов. – М.: Металлургиздат, 1959. – 202 с.

25. Самарин А. М. Обработка жидкой стали в вакууме / А. М. Самарин. – М.: Металлургиздат, 1960. – 128 с.

26. Поляков А. Ю. Термодинамические характеристики реакции взаимодействия углерода и кислорода в жидком железе / А. Ю. Поляков,

А. М. Самарин, Сюй-Цзен-Цзи // Изв. АН СССР. Metallургия и топливо. – 1961. – №1. – С. 3 – 9.

27. Новик Л. М. Внепечная вакуумная metallургия стали / Л. М. Новик. – М.: Наука, 1986. – 204 с.

28. Явойский В. И. Теория процессов производства стали / В. И. Явойский // Сб. трудов МИСиС. – М.: Metallургия, 1967 (№ 38). – С. 623 – 637.

29. Доброхотов Н. Н. Применение термодинамики в metallургии / Н. Н. Доброхотов. – Киев: Изд-во АН УССР, 1955. – 68 с.

30. Мchedlishvili В. А. Поверхностные явления в расплавах и возникающих в них твердых фазах / В. А. Мchedlishvili. – Нальчик: Книжное издательство, 1965. – 389 с.

31. Классен В. И. Вопросы теории аэрации и флотации / В. И. Классен. – М.: Госхимиздат, 1949. – 485 с.

32. Годен В. М. Флотация / В. М. Годен. – М.: Гостехиздат, 1963. – 71 с.

33. Прохоренко К. К. Шлаковые включения в стальном слитке / К. К. Прохоренко. – Киев: Техніка, 1967. – 169 с.

34. Щербаков Л. М. Поверхностные явления в metallургических процессах / Л. М. Щербаков, В. С. Байбаков. М.: Metallургиздат, 1957. – 491 с.

35. Прохоренко К. К. Рафинирование стали / К. К. Прохоренко. – Киев: Техніка, 1975. – 192 с.

36. Морозов А. И. Водород и азот в стали / А. И. Морозов. – М.: Metallургиздат, 1968. – 284 с.

37. Лузгин В. П. Газы в стали и качество металла / В. П. Лузгин, В. И. Явойский. – М.: Metallургия, 1983. – 231 с.

38. Чуйко Н. М. Дегазация жидкой стали при вакуумировании в ковше, при переплаве и при продувке металла инертными газами под вакуумом / Н. М. Чуйко, А. Т. Перевязко, В. Б. Рутковский, Р. Е. Даничек, Ю. В. Лагунов // Сб. «Газы в литом металле». – М.: Metallургия, 1964. – С. 28 – 35.



39. Сиклавари Я. Обработка жидкой стали в ковше / Я. Сиклавари. // «Информсталь». – М.: Черметинформация, 1978. – Вып.11 (42). – С. 44.

40. Cao Q. Numerical Investigation of Desulfurization Kinetics in Gas-Stirred Ladles by a Quick Modeling Analysis Approach / Qing Cao, Laurentiu Nastac, April Pitts-Baggett, and Qiulin Yu // Metallurgical and Materials Transactions B. – 2018. – 49. – P. 988 – 1002.

Available from: <https://www.researchgate.net/publication/323742389>

41. Cao Q. Numerical modelling of fluid flow and desulphurisation kinetics in an argon-stirred ladle furnace / Q. Cao A. Pitts, L. Nastac // Ironmaking & Steelmaking Processes, Products and Applications. – 2018. – V. 45. – P. 280 – 287. Режим доступа: <http://dx.doi.org/10.1080/03019233.2016.1262574>

42. Поволоцкий Д. Я. Внепечная обработка стали / Д. Я. Поволоцкий, В. А. Кудрин, В. Ф. Вишкарев. – М.: МИСИС, 1995. – 256 с.

43. Masterson I.F. Influence of AOD process on the production of stainless steel / I. F. Masterson, R. P. Bury // Steel Times. – 1990. – V. 218. — № 1. – P. 38 – 39.

## РОЗДІЛ 4

### ОБРОБЛЕННЯ РОЗПЛАВУ ВАКУУМОМ

Історія виникнення методу вакуумного оброблення рідкого металу починається з середини ХІХ століття, коли у 1865 р. Г. Бессемер опублікував патент, у якому була описана конструкція виливниці, яку заповнює рідка сталь під дією тиску атмосферного повітря. При цьому з порожнини виливниці відбувається безперервне видалення повітря за допомогою вакуумної помпи (рис. 4.1) [1].

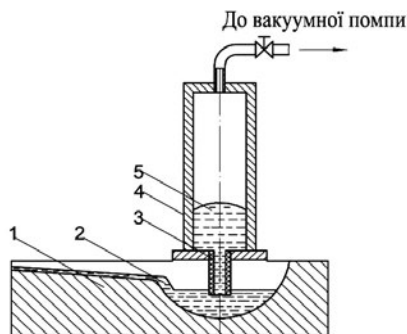


Рисунок 4.1 – Заливання порції сталі в форму-випливу за методом, запропонованим Г. Бессемером:  
1 – сталевий жолоб; 2 – металеві ванна;  
3 – керамічна трубка; 4 – форма-випливу; 5 – рідкий метал

Масштабні роботи з вакуумного оброблення рідкої сталі були розпочаті в 1935–1940 роках за ініціативою академіка О. М. Самаріна. Під час Другої світової війни ці роботи було призупинено і відновилися вони в 1946 році. Для цього було створено лабораторну установку, яка дозволяла проводити вакуумне оброблення розплавленої сталі масою до 50 кг (рис. 4.2) [2]. До складу установки входили литий піддон 2, на який установлювали ківш 1 з розплавленим металом і його накривали циліндричною камерою 3, яку переносили за допомогою крана. Герметизація камери з піддоном здійснювалася за допомогою резинові прокладки 6, яку вкладали в спеціальний паз, зроблений на верхній площині піддону. Переносна камера сполучається з вакуумною помпою за допомогою трубопроводу 7. Нагляд за внутрішнім простором камери під час видалення повітря здійснюється через

віконце 4, яке встановлене на верхній кришці камери. Тиск у камері контролювали за допомогою ртутного манометра 5. Після завершення процесу оброблення рідкого металу в камеру напускається атмосферне повітря, камеру знімають з піддону і ківш доставляють на майданчик для виливання металу у виливницю.

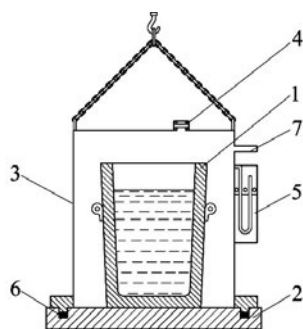


Рисунок 4.2 – Лабораторна установка для вакуумного оброблення рідкого металу в ковші:

1 – ківш з рідким металом; 2 – піддон;  
3 – переносна камера; 4 – віконце для спостереження; 5 – ртутний вакуумметр;  
6 – гумова прокладка; 7 – вакуумпровід

На установці описаної конструкції О.М. Самарін і співробітники проводили досліди з дегазації хромонікелевої сталі, яку виплавляли в електродуговій печі місткістю 100 кг [3]. Половину плавки обробляли вакуумом протягом 5–7 хв при тиску в камері 4,0–6,7 кПа (30–50 мм рт. ст), а іншу половину виливали у виливницю без вакуумного оброблення.

У процесі вакуумного оброблення метал в ковші інтенсивно кипів. Відлиті з обробленого металу злитки мали усадку, а в злитках, відлитих з необробленого металу, спостерігалось «зростання» об'єму. При цьому вміст кисню в сталі в результаті вакуумного оброблення знизився з 0,027–0,036 до 0,0037–0,0085 %. Результати виконаних досліджень переконливо підтвердили можливість глибокої дегазації металу в результаті його вакуумування.

У 1952 р. на Єнакіївському металургійному заводі розпочалися роботи з виготовлення установки для вакуумування сталі в ковшах місткістю 16 тонн та промислової перевірки цього процесу. Для того часу це була значна маса рідкого металу.

З метою спрощення технологічного устаткування автори відмовилися

від створення вакуумної камери. Було запропоновано здійснювати оброблення розплавленої сталі в ковші, який накривали кришкою спеціальної конструкції (рис. 4.3) [4].

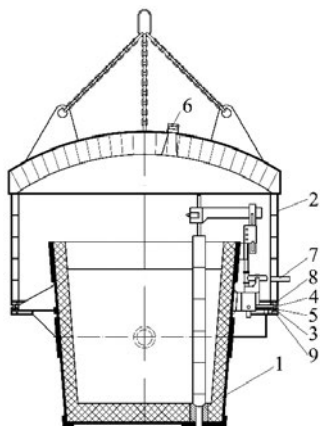


Рисунок 4.3 – Перша промислова вакуумна установка для оброблення рідкої сталі в ковші місткістю 16 тонн: 1 – ківш; 2 – футерована кришка; 3 – нижній фланець; 4 – верхній фланець; 5 – гумова прокладка; 6 – оглядове вікно; 7 – вакуумпровід; 8, 9 – водяне охолодження

Герметичність між ковшем та кришкою досягалась за допомогою кільцевої гумової прокладки (шнура). Вакуумування сталі супроводжувалося інтенсивним кипінням металу, при якому відбувалося заповнення вільного простору ковша. Для усунення проливів металу з ковша доводилося обмежувати швидкість вакуумування та вести процес при більш високому тиску.

#### 4.1 Фізико-хімічні процеси в рідкій сталі при вакуумуванні

Позапічне вакуумне оброблення металів та сплавів застосовується, головним чином, для зниження концентрації розчинених газів (водню та азоту), розкиснення сталі вуглецем, зменшення кількості неметалічних включень та ін. У звичайних умовах виплавлення, в принципі, неможливо отримати сталь, у якій би указані гази були відсутні. Це обумовлено тим, що, по-перше, всі шихтові матеріали, які використовуються для виплавлення сталі, містять гази і, по-друге, під час відкритої плавки неминучий контакт

рідкого металу з атмосферним повітрям, яке містить азот, водень і вологу. Усе це сприяє надходженню газів до металу.

Розчинність двохатомних газів у металах підпорядковується закону квадратного кореня, який уперше був установлений металознавцем А.Сівертсом на початку XX століття. Надалі цей закон було підтверджено багатьма дослідниками на значній кількості металів та сплавів. Згідно з цим законом припускається, що процес розчинення двоатомних газів у металах супроводжується їх дисоціацією на атоми:

$$1/2\Gamma_2 = [\Gamma] \quad (4.1)$$

Константа рівноваги цієї реакції визначається як:

$$K_{\Gamma_2} = a_{\Gamma} / P_{\Gamma_2}^{1/2},$$

або

$$K_{\Gamma_2} = f_{\Gamma} [\Gamma] / P_{\Gamma_2}^{1/2}, \quad (4.2)$$

де  $[\Gamma]$  – вміст газу в металі;

$P_{\Gamma_2}$  – парціальний тиск у газовій фазі;

$K_{\Gamma_2}$  – коефіцієнт пропорційності (константа рівноваги), який чисельно дорівнює розчинності газу в металі при  $P_{\Gamma_2} = 1,033 \cdot 10^5$  Па (1 кг/см<sup>2</sup>) і залежить від температури и складу металу (сплаву);

$a_{\Gamma}$  – активність розчиненого газу в металі;

$f_{\Gamma}$  – коефіцієнт активності газу, який розчинено в металі.

Звичайно вміст газів у сталі, наприклад азоту і водню, при парціальному тиску газу рівному атмосферному представляє собою нескінченно розбавлений розчин. У цих розчинах активність дорівнює концентрації, тобто коефіцієнт активності  $f_{\Gamma}$  дорівнює 1.

Тому із виразу (4.2) в області, де розчин залишається розбавленим, діє залежність, яка є математичним виразом закону Сівертса:

$$[Г] = K_{Г_2} \sqrt{P_{Г_2}} . \quad (4.3)$$

Процес розчинення газів у залізі ендотермічний, оскільки енергія має витрачатися на розрив зв'язків між атомами в молекулах газу. Температурну залежність константи розчинення газів у рідкому залізі вивчали багато дослідників. Найбільш вірогідні результати при тиску 1 атм задовільно описуються наступними рівняннями [5]:

$$\lg K_{N_2} = (-293 / T) - 1,16; \quad (4.4)$$

$$\lg K_{H_2} = (-1700 / T) + 2,252. \quad (4.5)$$

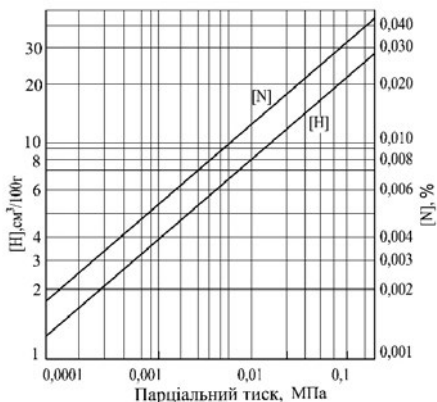
При 1873 К відповідно до залежностей (4.4) та (4.5)  $K_{N_2} = 0,048 \%$  і  $K_{H_2} = 22,1 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ . Таким чином, для цієї температури рівняння (4.3) можна записати наступним чином:

$$[N] = 0,048 \sqrt{p_{N_2}}; \quad (4.6)$$

$$[H] = 22,1 \sqrt{p_{H_2}} . \quad (4.7)$$

Графічні залежності цих рівнянь наведені на рис. 4.4. Фактичний вміст азоту та водню в металі може відрізнятися від даних, наведених на рис. 4.4, внаслідок впливу на розчинність цих газів різних легувальних елементів та домішок.

Рисунок 4.4 – Залежність рівноважного вмісту водню та азоту в рідкому залізі від їх парціального тиску в газовій фазі (1600 °C) [5]



Важливою загальною закономірністю поведінки азоту та водню є те, що розчинність цих газів змінюється стрибкоподібно під час переходу металу з рідкого стану до твердого і в результаті алотропічних перетворень у твердому стані. Причому високотемпературна модифікація  $\delta$ -Fe розчиняє газів менше, ніж низькотемпературна  $\gamma$ -Fe (рис. 4.5).

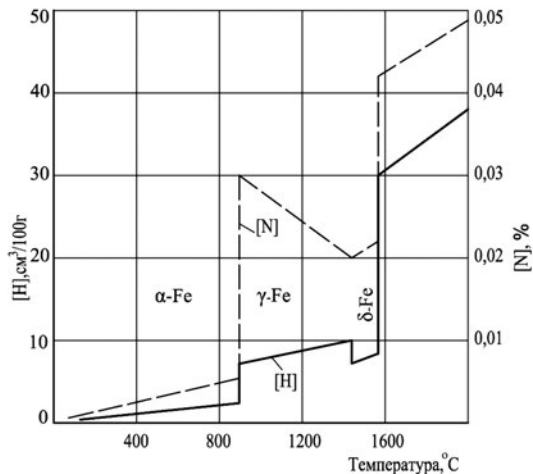


Рисунок 4.5 – Залежність розчинності азоту та водню від температури при парціальному тиску 0,1 МПа в залізі

Розчинені в сталі гази (водень та азот) суттєво впливають на її фізико-механічні властивості.

**Водень** здатен розчинятися в залізі при низьких температурах в невеликій кількості. Він має високу дифузійну рухомість, що може

**Азот.** Багато дослідників при оцінці впливу азоту на властивості сталі розглядають його з двох позицій. З одного боку, він є елементом, який використовують для легування аустенітних, деяких конструкційних та інструментальних сталей. З іншого – його наявність в багатьох конструкційних та вуглецевих сталях негативно впливає на пластичні властивості, він підвищує схильність сталей до деформаційного старіння та холодноламкості [6, 7]. У зв'язку з цим проблема зниження несприятливого впливу азоту на фізико-механічні властивості сталі залишалась складною для вирішення проблемою до появи позапічного вакуумування сталі.

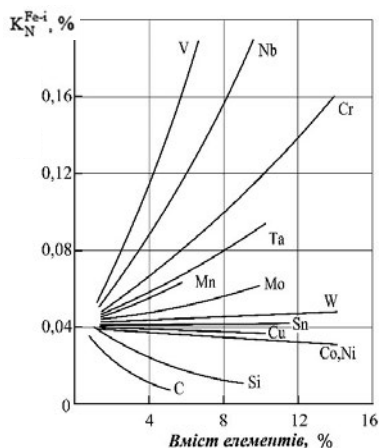


Рисунок 4.7 – Вплив легувальних елементів на розчинність азоту в рідкому залізі при  $T = 1873 \text{ K}$



Усі елементи, що присутні в залізі, як легувальні, так і домішки, за ступенем впливу їх на розчинність азоту та водню в залізі можна поділити на три групи:

– елементи, які зменшують розчинність цих газів у залізі. Відносно азоту до таких елементів відносяться: вуглець, фосфор, кремній, бор та сірка, причому вуглець у найбільшому ступені. Нікель, кобальт і мідь також знижують розчинність азоту, але значно слабкіше. Відносно водню до таких елементів відносяться: вуглець, бор, кремній, сірка, алюміній, кобальт та германій. Присадка цих елементів до заліза викликає різке зниження розчинності водню. Такий ефект пояснюється тим, що сила взаємозв'язку указаних елементів із залізом значно більша, ніж заліза з азотом і воднем;

– елементи, які збільшують розчинність азоту та водню в залізі. До них щодо азоту відносяться всі нітридоутворювальні елементи і елементи, що характеризуються більшою хімічною спорідненістю до азоту, ніж до заліза. За ступенем зменшення впливу на розчинність азоту їх можна розташувати наступним чином: титан, цирконій, ванадій, ніобій, хром, тантал, манган, молібден. Відносно водню цей ряд буде мати наступний вигляд: титан, тантал, ванадій, ніобій, хром. Указані елементи є гідридоутворювальними, в рідкому залізі формують локальні зв'язки з розчиненим воднем і збільшують його розчинність у розплаві, зменшуючи при цьому коефіцієнт активності водню;

– елементи, які слабо впливають на розчинність азоту та водню в залізі. Такими елементами для азоту є: вольфрам, мідь, олово. Відповідно до водню: манган, нікель, мідь, молібден, вольфрам.

Оскільки акт розчинення двохатомних газів (азоту та водню) в залізі супроводжується хімічною реакцією зі зміною числа молей ( $N_2 = 2 [N]$  і  $H_2 = 2 [H]$ ), то зміна парціального тиску газу над рідким металом призводить до зміни рівноважної концентрації цих газів у металі. Тому зниження парціального тиску азоту та водню в системі при вакуумуванні розплаву буде супроводжуватися, згідно з рівняннями (4.6 і 4.7), виділенням цих газів із

розплаву. Це є основним принципом вакуумної дегазації рідкого металу.

**Дегазація металу.** Розрахунки показують, що для значного зниження вмісту водню та азоту в сталі не обов'язково мати глибокий вакуум [2, 3, 12]. У промислових установках для вакуумного оброблення сталі залишковий тиск зазвичай знижують усього до 1,0 мм рт. ст (133 Па), в той час як плавильні процеси у вакуумі здійснюються при тиску, близькому до  $10^{-3}$  мм рт. ст (0,133 Па). Згідно з указаними тисками та у відповідності до рівняння (4.7) рівноважні концентрації водню становлять: при тиску 1,0 мм рт. ст (133 Па) біля  $1,0 \text{ см}^3/100 \text{ г}$  (0,89 ppm), а при тиску  $10^{-3}$  мм рт. ст. (0,133 Па) усього  $0,03 \text{ см}^3/100 \text{ г}$  (0,027 ppm). При цьому рівноважні концентрації азоту в рідкій сталі відповідно дорівнюють:

при тиску 1,0 мм рт. ст (133 Па) . . . . . 0,0016 %;

при тиску  $10^{-3}$  мм рт. ст (0,133 Па) . . . .0,00005%.

Наведені дані свідчать про те, що зниження загального тиску є ефективним засобом зменшення концентрації азоту та водню в металі в промислових установках вакуумного оброблення сталі та промислових плавильних агрегатах.

Механізм видалення розчинених у металевому розплаві газів (азоту та водню) залежить від багатьох чинників - хімічного складу сталі, ступеня її розкиснення, температури металу та ін. На думку багатьох дослідників, головними із них є:

- десорбція газів з поверхні ванни внаслідок зниження загального тиску в газовій фазі;
- десорбція газів з поверхні розплаву, який контактує з поверхнею футерівки ковша;
- дифузія газів у бульбашки оксиду вуглецю, які спливають у розплаві з наступною десорбцією їх у газову фазу.

Кожен з указаних механізмів має проміжні стадії, а саме: перенесення атомів газу за допомогою дифузії в поверхневий шар розплаву, молізація в цьому шарі і подальша десорбція в газову фазу. Усі ці питання до найменшої

подробиці вивчалися багатьма дослідниками та викладені у відповідній літературі, однак опис механізмів та оцінка їх обмежуючих кінетику ланок до цього часу залишаються дискусійними [12–17]. На сьогодні домінуючою точкою зору є та, згідно з якою швидкість усього процесу дегазації складається, головним чином, зі швидкостей двох процесів – молізації та дифузії. При вакуумуванні нерозкисненої сталі видалення водню відбувається, головним чином, у період кипіння розплаву за рахунок утворення і спливання бульбашок оксиду вуглецю, в які дифундує водень, та подальшої десорбції з поверхні розплаву. Таким чином, виділення водню відбувається за всіма трьома напрямками. У випадку вакуумування спокійної (розкисненої) сталі кількість бульбашок з оксидом вуглецю, що утворюються, не така вже велика і молізація водню відбувається на поверхні ванни з наступною десорбцією.

Це підтверджується результатами, які отримані при вивченні складу газової фази при вакуумуванні сталей з різним вмістом вуглецю (рис. 4.8) [2]. Із наведених даних видно, що періоди зневуглецювання та дегазації металевого розплаву співпадають за часом, оскільки максимальний вміст оксиду вуглецю в газовій фазі, якому відповідає максимальна швидкість окиснення вуглецю, співпадає з максимальним вмістом водню, тобто з максимальною швидкістю його видалення з розплаву. Це є прямим підтвердженням того, що процеси зневуглецювання та дегазації металевого розплаву відбуваються одночасно.

Результати досліджень дегазації металу при вакуумному обробленні в ковшах з масою розплаву 10 і 20 тонн різних сталей наведені в табл. 4.1 [2]. Із даних цієї таблиці видно, що позапічне вакуумне оброблення сталі забезпечує зниження вмісту водню на 49–53 % та отримання металу зі стабільно низьким його вмістом у межах 1,9–2,3 см<sup>3</sup>/100 г (1,7–2,05 ppm). Досягнення такої низької концентрації водню в сталі свідчить про високу ефективність процесу, що забезпечило повне усунення флокеночутливості

рельсової сталі при її охолодженні на повітрі [2]. Зниження азоту в цих сталях значно менше і не перевищує 15–30 % від вихідного значення.

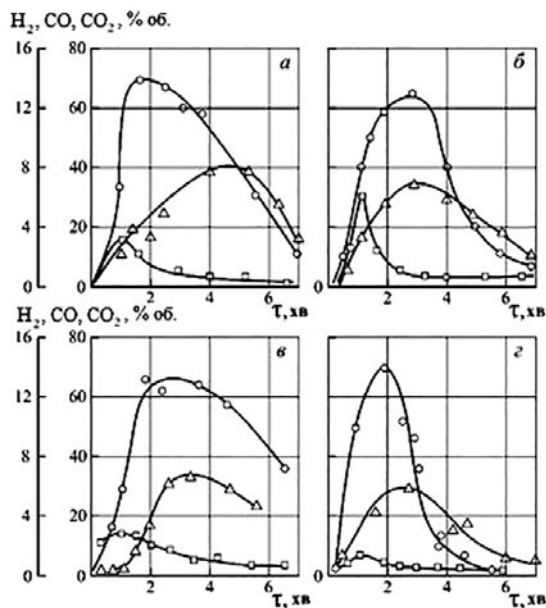


Рисунок 4.8 – Зміна складу газової фази без попереднього розкиснення шлаку, при вакуумуванні яких окиснилось 0,07–0,15 % вуглецю [2]:

*a* – низьковуглецева сталь; *б* – середньовуглецева сталь; *в* і *з* – високовуглецева сталь;

○ – окис вуглецю (CO); Δ – водень; □ – двооксид вуглецю (CO<sub>2</sub>)

Дослідження однорідності металу на вміст водню після вакуумування плавок масою 20 тонн (висота металу в ковші 1,4 м) показало, що дегазація розплаву відбувається в усьому об'ємі рівномірно, вміст водню в пробах, відібраних на різних рівнях злитків, практично однаковий. Незважаючи на те, що розподіл водню та азоту в системі рідкий метал-газ підпорядковуються одним і тим же закономірностям, їхнє поведіння при вакуумному обробленні розплаву не однакове. Так, якщо після вакуумного оброблення в металі вдається досягти досить низького рівню вмісту водню ( $\approx 2,0 \text{ см}^3/100 \text{ г}$  або 1,79 ppm), яке практично близьке до рівноважного, тобто відповідає кореню квадратному із парціального тиску у вакуумній камері, то для азоту отримані значення далекі від рівноважних. Така різниця в поведінці цих

газів під дією вакууму пояснюється великою рухливістю водню порівняно з азотом за рахунок того, що коефіцієнт дифузії водню  $D_H = (1,2-1,5) \cdot 10^{-7} \text{ см}^2/\text{с}$  на порядок вищий, ніж азоту  $D_N = (2-4) \cdot 10^{-8} \text{ см}^2/\text{с}$  при однаковій температурі.

Таблиця 4.1 – Зміна вмісту водню та азоту при вакуумуванні сталей різних видів виплавлення [2]

| Сталь і спосіб її виплавки                                 | Залишковий тиск,<br>мм рт. ст. / Па | Час вакуумування, хв | $[H]$ ,<br>( $\text{см}^3/100 \text{ г}$ )/ppm |                  | Зниження, % | $[N]$ , %     |                  | Зниження, % |
|------------------------------------------------------------|-------------------------------------|----------------------|------------------------------------------------|------------------|-------------|---------------|------------------|-------------|
|                                                            |                                     |                      | до оброблення                                  | після оброблення |             | до оброблення | після оброблення |             |
| Кипляча низьковуглецева;<br>мартенівська, конверторна      | 2,7/360                             | 8,0                  | 4,5/4,02                                       | 2,3/2,05         | 49          | 0,005         | 0,004            | 20          |
| Кипляча<br>середньовуглецева;<br>мартенівська, конверторна | 2,0/266                             | 8,0                  | 4,5/4,02                                       | 2,1/1,88         | 53          | 0,005         | 0,004            | 20          |
| Кипляча низьковуглецева;<br>конверторна                    | 9,0/1200                            | 12,5                 | 3,9/3,48                                       | 1,9/1,7          | 51          | 0,024         | 0,017            | 29          |
| Високовуглецева;<br>конверторна                            | 9,0/1200                            | 12,5                 | 3,9/3,48                                       | 1,9/1,7          | 51          | 0,013         | 0,011            | 15          |

Механізм видалення азоту з металевого розплаву на сьогодні глибоко не вивчено і серед дослідників немає однозначної думки на сутність цього явища. Домінуючим положенням, яке наразі до деякої міри відображає механізм процесів, що відбуваються, є загальмованість виділення азоту з металевого розплаву в умовах вакууму і її пов'язують з впливом поверхнево активних елементів. Вони створюють свого роду загороджувальні бар'єри, які перешкоджають протіканню дифузійних процесів в об'ємі металевого розплаву. До таких елементів відносяться кисень і сірка, атоми яких заповнюють адсорбційні вакансії на поверхні рідкого металу і, тим самим, перешкоджають десорбції атомів азоту, які надходять із розплаву до поверхні

поділу метал-газ [6]. При цьому доставка атомів азоту до поверхневого шару відбувається шляхом дифузії або конвекції.

Тому, на думку О. Н. Морозова [6], єдиним засобом у вирішенні завдання отримання сталі з низьким вмістом азоту є глибоке розкиснення сталі вуглецем при її вакуумуванні і наступне введення невеликої кількості елементів, що утворюють нітриди і які дозволяють зв'язати азот у стійкі нітриди та отримати метал, що не містить азот у твердому розчині. При високій чистоті вакуумованої сталі за неметалічними включеннями нітриди азоту позитивно впливають на формування зерен фериту при термообробці сталі. Крім того, нітриди та карбонітриди дозволяють зміцнити вуглецеву сталь, зберігаючи при цьому її високу пластичність та в'язкість.

Отже, процес позапічного вакуумного оброблення дозволяє усунути негативний вплив азоту, який за певних умов проявляє себе як корисна домішка в окремих марках вуглецевих, легованих та конструкційних сталях навіть при підвищеному його вмісті.

**Розкиснення металу вуглецем.** При вакуумному обробленню сталі важливо знати, як змінюється концентрація кисню в залежності від тиску. Розкиснення сталі вуглецем описується рівнянням:



Константу рівноваги цієї реакції з певним наближенням зазвичай представляють у вигляді [2, 12, 16, 17]:

$$K_{CO} = \frac{p_{CO}}{[C] \cdot [O]}, \quad (4.9)$$

де  $[C]$  і  $[O]$  – концентрації вуглецю та кисню в рідкій сталі, %;

$p_{CO}$  – парціальний тиск CO, Па.

Температурна залежність константи реакції (4.8) має вигляд:

$$\lg K = 1168/T + 7,07. \quad (4.10)$$

Із виразу (4.9) витікає, що при зниженні  $p_{CO}$  добуток ( $[C] \cdot [O]$ ) також буде зменшуватись і окиснення вуглецю буде супроводжуватись пропорційним зниженням концентрації кисню в металі. Таким чином, реакція (4.8) в умовах зниженого тиску буде суміщати в собі два процеси – окиснення вуглецю з одночасним розкисненням металу.

Реакція окиснення вуглецю супроводжується утворенням оксиду вуглецю CO. При цьому бульбашка CO може утворюватись лише в тому випадку, коли необхідний для цього тиск  $P_\phi$  перевищить зовнішній тиск металевого розплаву на бульбашку:

$$P_\phi \geq P_{атм.} + P_\phi + 2\sigma/r, \quad (4.11)$$

де  $P_{атм.}$  – тиск атмосферного повітря, Па;

$P_\phi = \gamma_\phi \cdot h_\phi$  – феростатичний тиск металевого розплаву, Па;

$\gamma_\phi$  – густина рідкої сталі, кг/м<sup>3</sup>;

$h_\phi$  – відстань від поверхні ванни до бульбашки CO, м;

$2\sigma/r$  – тиск сил поверхневого натягу, н/м<sup>2</sup>;

$\sigma$  – поверхневий натяг на межі поділу метал-газ, н/м;

$r$  – радіус бульбашки, м.

Із рівняння (4.11) виходить, що зі зниженням атмосферного тиску, тобто при створенні вакууму в системі «метал-газ», зменшується зовнішній тиск на бульбашки і відповідно зменшується тиск, необхідний для її утворення. Пропорційно цьому згідно з рівнянням (4.9) знижується рівноважний з вуглецем вміст кисню. Залежність концентрації кисню та вуглецю в розплаві за умов різного тиску над металевим розплавом має вигляд, показаний на рис. 4.9.

З наведених на рис. 4.9 даних видно, що ефективність вуглецевого розкиснення різко зростає зі зменшенням тиску над металевим розплавом. Так, при концентрації вуглецю в залізі 0,04 % рівноважний вміст кисню

складає 0,05 % при  $P = 10^5$  Па и 0,007 % при  $P = 10^4$  Па. Роль тиску зростає в умовах низьких концентрацій вуглецю, наприклад менше 0,02 %.

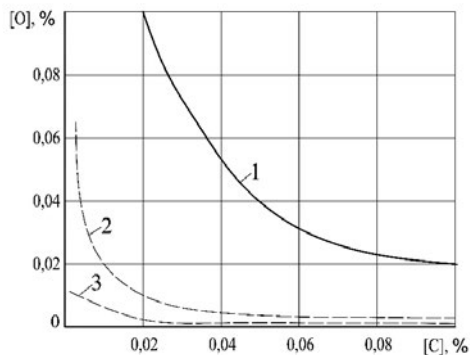


Рисунок 4.9 – Рівновага в системі вуглець-кисень у металевому розплаві в умовах різного тиску над ванною:  
1 –  $10^5$  Па; 2 –  $10^4$  Па; 3 –  $10^3$  Па

При зниженні тиску в результаті вакуумування зростає хімічна спорідненість вуглецю до кисню, що приводить до більш повного протікання реакції окиснення вуглецю, та сприяє вуглецевому розкисненню сталі. В умовах низького тиску роль вуглецю, як розкиснювача, різко зростає. Так, в умовах рівноваги вже при тиску в системі 10 кПа вуглець стає більш сильним розкиснювачем, ніж кремній, а при звичайному для позапічного оброблення тиску 0,1 кПа – він більш сильний розкиснювач, ніж алюміній (рис. 4.10).

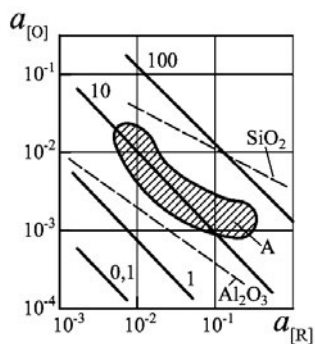


Рисунок 4.10 – Залежність активності кисню  $a_{[O]}$  в сталі від активності розкиснювача  $a_{[R]}$  при температурі 1660 °C:  
цифри на прямих –  $P_{CO}$ , кПа; А – область активності кисню, що досягаються при вакуумуванні сталі [17]

Розкиснювальну здатність вуглецю можна підвищити. Для цього необхідно полегшити умови утворення бульбашок окису вуглецю. Це досягається уведенням у металевий розплав готових газових бульбашок, наприклад, шляхом продування розплаву аргоном. Продування розплаву



аргоном дозволяє суттєво знизити тиск, при якому відбувається утворення газових бульбашок у розплаві. У результаті спостерігається зростання ступеня розкисненості металу, тобто розкиснювальна здатність вуглецю зростає.

Розкиснення вуглецем в умовах вакууму впливає і на інші процеси рафінування сталі. Барботаж розплаву бульбашками окису вуглецю сприяє дегазації сталі та виносу (флотації) неметалічних включень, тобто глибокому рафінуванню металу від кисню, азоту та водню, а також неметалевих включень з одночасним зниженням вуглецю в сталі.

## **4.2 Методи вакуумного оброблення сталі**

На сьогодні щорічне світове виробництво сталі з використанням позапічного вакуумування складає за різними оцінками від 300 до 400 мільйонів тонн і обсяги оброблення безперервно зростають. Накопичений багаторічний досвід показує, що вакуумне оброблення рядових конструкційних та легованих сталей за рахунок підвищення чистоти за неметалічними включеннями і газами забезпечує зростання фізико-механічних характеристик та службових властивостей металу. Одночасно покращуються техніко-економічні показники процесів виплавляння сталей за рахунок підвищення продуктивності сталеплавильних печей.

На початку промислового застосування процесу позапічного вакуумного оброблення сталі основна увага спеціалістів була звернена на зниження вмісту водню в сталях. Це було обумовлено тим, що вже у перших роботах з позапічного вакуумного оброблення сталі, які були виконані на початку 50-х років минулого століття у колишньому СРСР та західній Європі, була встановлена можливість одержання сталі, в якій вміст водню не перевищував  $2,0 \text{ см}^3/100 \text{ г}$  (1,79 ppm). Це дозволило повністю усунути такі найбільш розповсюджені дефекти в сталі як свищі, волосовини, флокени, а також отримувати злитки без рихлот.

Численні результати досліджень процесу позапічного вакуумування і властивостей металу свідчать про те, що цей процес став необхідною технологічною ланкою у виробництві сталі високої якості, без якого вже неможливий науково-технічний прогрес в металургії та машинобудуванні.

На сьогодні створена велика кількість методів і конструкцій установок для позапічного вакуумного оброблення сталі, які дозволяють піддати вакуумному обробленню широкий асортимент сталей, що відрізняються складом, фізико-механічними характеристиками, призначенням та застосуванням. Незважаючи на широку гамму методів і агрегатів для вакуумування, які застосовуються сьогодні, усі вони призначені для вирішення одних і тих же завдань, а саме: розкиснення металу вуглецем, глибокого зневуглицювання, видалення азоту та водню до мінімальних значень, а в деяких випадках і для додаткового легування металу після його розкиснення.

Для зручності розгляду конструктивних та технологічних особливостей методів позапічного вакуумування їх об'єднують у три групи [1, 2, 16, 17]:

- вакуумне оброблення розплаву в ковші;
- вакуумне оброблення струменя рідкого металу;
- порційне вакуумне оброблення.

Застосування того чи іншого способу вакуумування на практиці обумовлюється конкретними умовами виробництва та поставленими завданнями. Аналіз наявних у літературі даних дозволяє дати більш менш об'єктивну оцінку можливостей кожного, визначити їх переваги і недоліки.

#### **4.2.1 Вакуумне оброблення розплаву в ковші**

Вакуумне оброблення розплаву в ковші (рис. 4.11) – одна з найбільш розповсюджених технологічних операцій. Установки призначені для вакуумування розплаву в ковші були першими промисловими агрегатами для оброблення розплавленого металу вакуумом і виникли в промислово

розвинутих країнах, у тому числі і в Україні, на початку 50-х років XX століття.

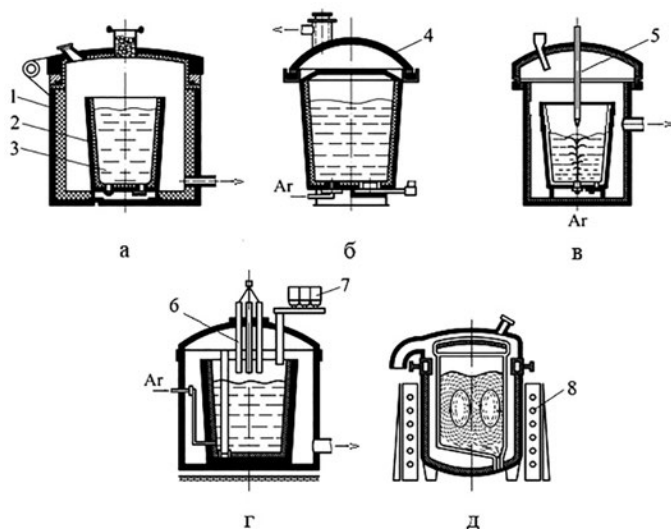


Рисунок 4.11 – Установки для вакуумного оброблення металевого розплаву в ковші або виливниці:

*а* – ківш з розплавленим металом у герметичній камері; *б* – ківш з металом герметично накритий футерованою кришкою; *в* – вакуумне оброблення розплаву в ковші з обдуванням киснем та газовим (аргон) перемішуванням розплаву; *г* – продування інертним газом з додатковим обігрівом металу електричними дугами; *д* – продування інертним газом з перемішуванням розплаву та обігрівом в електромагнітному полі; 1 – вакуумна камера; 2 – ківш; 3 – металевий розплав; 4 – герметична кришка; 5 – фурма для подачі кисню; 6 – графітові електроди; 7 – бункери для легувальних елементів та розкиснювачів; 8 – індуктор для підігріву і перемішування розплаву

Установки цієї групи в залежності від їх технічної оснащеності та комплексу технологічних інструментів можна розділити на наступні підгрупи:

- агрегати для оброблення металевого розплаву без продування сталі киснем в розливному ковші (VD процес – vacuum degassing), який розміщують у вакуумній камері (рис. 4.11, *а*);

- агрегати, в яких ківш накривають герметичною кришкою (рис. 4.11, *б*);

- агрегати з окисненням домішок у розплаві киснем (VOD процес –

vacuum decarburization), який подають через фурму, що вводять через кришку вакуумної камери з одночасним продуванням розплаву інертним газом через пористу пробку в днищі ковша або виливниці (рис. 4.11, в);

- з додатковим електродуговим підігріванням розплаву у вакуумній камері (рис. 4.11, з);

- агрегати з перемішуванням розплаву в ковші шляхом продування його аргонном, який вдувають через пористу пробку в днищі ковша або за допомогою електромагнітного пристрою (рис. 4.11, д). В агрегатах цього типу можна одночасно здійснювати індукційний підігрів розплаву.

Вакуумне оброблення нерозкисненої сталі в ковші місткістю 10–30 тонн (за методом, як показано на рис. 4.11, а) дозволяє знизити вміст водню до  $(3-4) \cdot 10^{-4} \%$ , а кисню – до 0,003–0,009 %. При цьому вміст вуглецю може бути знижений на 0,02–0,07 % [2, 17]. Така технологія зазвичай допускає наприкінці вакуумування вводити в ківш розкиснювачі та здійснювати перемішування розплаву з метою рівномірного розподілу розкиснювачів в об'ємі ковша та підвищення ефективності розкиснення.

Вакуумування розкисненої сталі менш ефективне, що обумовлено невисокою інтенсивністю кипіння розплаву за рахунок окиснення розчиненого вуглецю. При цьому кінцевий вміст водню може бути отриманий на рівні всього  $(4-5) \cdot 10^{-4} \%$ , а кисень та азот із металу практично не видаляються. Ефективність вакуумування сталі в ковші знижується при збільшенні місткості ковша в результаті значного зростання феростатичного тиску, який призводить до того, що процеси розкиснення вуглецем та дегазація розплаву розвиваються, головним чином, у верхньому шарі металевої ванни. Як свідчать результати промислового застосування цього методу в ковшах ємністю 50–100 тонн і більше ефективність його невисока.

Підвищити результати вакуумного оброблення в ковшах великої місткості можна, застосувавши примусове перемішування розплаву, як показано на рис. 4.11, б.

У результаті такого перемішування верхній шар ванни, де по суті

протікають процеси, характерні для вакуумного оброблення, безперервно відновлюється новими порціями розплаву, які піднімаються знизу ковша і таким чином ефект вакуумування розповсюджується на весь об'єм металу. При перемішуванні розплаву створюються умови, сприятливі для вакуумного оброблення нерозкисненої сталі, яка потребує додаткової присадки в ківш розкиснювачів, де вони в результаті перемішування більш рівномірно розподіляються в об'ємі металу.

Перемішування розплаву забезпечує інтенсифікацію процесів розкиснення та дегазації розплаву і прискорює розчинення легувальних присадок та розкиснювачів, що вводять у ківш. Суміщення вакуумного оброблення розплаву в ковші з його продувкою аргоном є необхідною операцією, яка забезпечує перемішування розкиснювачів та легувальних добавок, а також десульфуюючих шлакових сумішей наприкінці вакуумного оброблення, коли інтенсивність кипіння, обумовлена окисненням вуглецю, значно зменшується.

При продуванні металевого розплаву в ковші великої ємності складно досягти рівномірного розподілу газових бульбашок в об'ємі рідкого металу як основної умови оптимальної рафінувальної дії продування.

Суттєво покращуються умови вакуумного оброблення в ковші у випадку електромагнітного перемішування розплаву (рис. 4.11, д). Таке оброблення проводять на установках, оснащених індукторами, що живляться від джерел змінного струму. Взаємодія струмів, які протікають у індукторі, і струмів, наведених у металевому розплаві, викликає примусову циркуляцію всього металу. З метою збільшення глибини проникнення електромагнітного поля в розплавлений метал та прискорення перемішування розплаву для живлення індукторів застосовують струми частотою 2,0–5,0 Гц, що забезпечує глибину проникнення 30–40 мм. Зараз вакуумне оброблення з електромагнітним перемішуванням розплаву здійснюється в ковшах ємністю 70–180 тонн.

Ефективність ковшового вакуумування значно підвищилась із

застосуванням більш продуктивних пароежекторних насосів, які дозволяють за короткий час досягати більш глибокого вакууму, що сприяє кипінню всього розплаву в ковші. У результаті цього зростає швидкість взаємодії вуглецю з киснем, а отже і дегазація металевого розплаву.

У ряді випадків застосовується додаткове нагрівання розплаву для компенсації теплових утрат у разі тривалого оброблення при уведенні великої кількості легувальних добавок та розплавленні шлакових присадок. При підвищенні температури рідкоплинність металу значно зростає, що позитивно впливає на протікання указаних процесів.

Суміщення процесів вакуумування та десульфурзації найбільш доцільно здійснювати з індукційним підігрівом та перемішуванням розплаву в ковші, що скорочує тривалість оброблення розплаву [2, 17, 18].

В останні роки інтерес до ковшового вакуумування сталі значно виріс, про що свідчить збільшення тоннажності ковшів з 25–30 тонн до 150–300 тонн, в яких здійснюється вакуумне оброблення сталі [19].

#### **4.2.2 Вакуумне оброблення струменя розплаву**

Вакуумне оброблення струменя металу, який зливається з однієї ємності у другу, також може здійснюватись з використанням різних технологічних варіантів та технічних засобів (рис. 4.12):

- при переливанні металевого розплаву з одного сталерозливного ковша в інший, розміщений у вакуумній камері (рис. 4.12, *а*);
- випуск плавки безпосередньо зі сталеплавильного агрегату в ківш, який знаходиться під вакуумом (рис. 4.12, *б*);
- лиття злитка у виливницю, яка розміщена у вакуумній камері (рис. 4.12, *в*).

Головною перевагою такого розливання, на думку багатьох дослідників, є диспергування (подрібнення, розрив) струменя металу, який витікає у вакуумний простір. У результаті цього різко зростає поверхня металевого розплаву, яка контактує з вакуумом. Створюються умови,

сприятливі для більш глибокої дегазації розплаву. Спосіб вакуумування струменя при переливанні з ковша в ківш широко застосовується на практиці при виробництві крупних злитків, оскільки в цьому випадку зниження температури металу не настільки відчутне (зазвичай воно не перевищує 60–70 градусів).

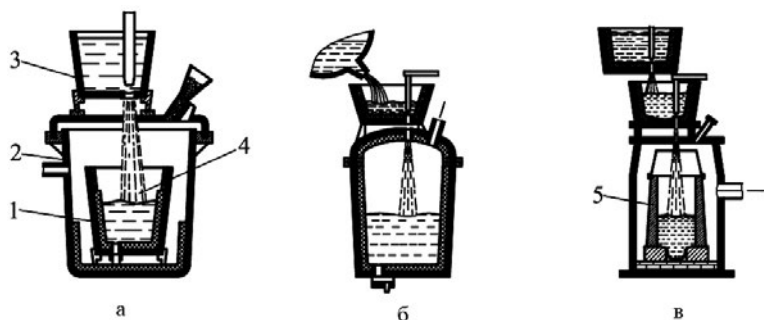


Рисунок 4.12 – Схеми вакуумного оброблення струменя:

1 – ківш з обробленим у вакуумі металом; 2 – герметична камера; 3 – розливний ківш; 4 – струмінь рідкого металу; 5 – виливниця

При виробництві особливо крупних злитків масою сотні тонн використовується метод із встановленням виливниці у вакуумну камеру (рис. 4.12, в) та розливкою металу через проміжний ківш. Установлено, що чим довше триває заповнення виливниці, тим повніше відбувається дегація металу. Швидкісна кінозйомка показала, що подрібнення струменя при його попаданні у вакуумний простір відбувається біля основи розливного стакану і подальше його подрібнення при падінні відбувається слабо, що свідчить про припинення процесу газовиділення [2]. Наявність на поверхні розливного стакану стійких зародків газових бульбашок створює необхідні умови для протікання реакції розкиснення металу вуглецем з утворенням бульбашок оксиду вуглецю та дегазації металу в цілому. Ураховуючи короткочасність цього процесу, подальше розкиснення вуглецем можливе тільки після зіткнення рідкого металу з футерівкою ковша або стінками виливниці.

Підтвердженням того, що процес розкиснення вуглецем може не

завершитися в струмені і протікає коли метал знаходиться в ковші або виливниці, є його кипіння, яке обумовлене утворенням бульбашок оксиду вуглецю. При цьому одержані злитки мають незадовільну макробудову, схожу на кристалізацію киплячої сталі. З огляду на те, що при виробництві великих злитків у вакуумну камеру розливається вже попередньо відвакуумований метал, виділення газів у виливниці не відбувається. Ретельний аналіз дегазації струменя металу показав, що час проходження струменя або його крапель через вакуумний простір набагато менший часу перебування рідкого металу у ковші або виливниці, що наповнюються.

Метод вакуумування струменя металу при випуску плавки із сталеплавильного агрегату в ківш, який було розроблено на початку 60-х років минулого століття в ФРН, дозволяє звести до мінімуму зниження температури металевого розплаву під час оброблення, але в технічному і технологічному відношенні достатньо складний [20].

Численними дослідженнями [2, 21, 22] процесу дегазації металу при переливі його з ковша в ківш установлено, що роль струменя металу, який проходить через вакуумний простір, не перевищує 30 % порівняно з роллю поверхні футерівки ковша і самої металевої ванни, в якій відбувається зародження газових бульбашок, що забезпечують протікання реакції взаємодії вуглецю з киснем та дегазацію всього об'єму рідкого металу.

#### **4.2.3 Порційне та циркуляційне вакуумне оброблення розплаву**

Порційне і циркуляційне вакуумне оброблення розплаву (рис. 4.13) є достатньо ефективним і в практиці металургійного виробництва здійснюється за двома варіантами:

- періодичне (порційне) всмоктування невеликих за об'ємом порцій розплаву у футеровану герметичну посудину і їх повернення назад у ківш (рис. 4.13, *а,б*; ДН-процес – Dortmund-Horder, 1956 р.);

- безперервна циркуляція розплаву з розливного ковша через герметичну футеровану посудину, яка знаходиться під вакуумом за



допомогою інертного газу (рис. 4.13, в; RH-процес – Ruhrstahl-Herarus, 1959 р.). Можливий варіант організації руху рідкого металу за допомогою електромагнітної помпи.

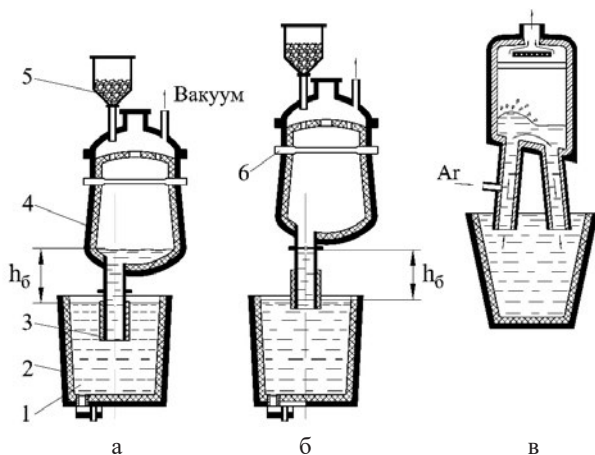


Рисунок 4.13 – Схеми процесів порційного (а і б) та циркуляційного (в) вакуумування:

а – вакуумна камера в нижньому положенні; б – вакуумна камера у верхньому положенні; 1 – рідкий метал, 2 – ківш, 3 – занурений патрубок, 4 – вакуумна камера, 5 – бункер, 6 – графітовий електронагрівач

За технічною сутністю та результатами, що досягаються, обидва ці процеси схожі. На початку ці процеси конкурували між собою, а далі в міру підвищення якості і стійкості вогнетривів перевагу отримав циркуляційний метод як більш продуктивний [23].

Під час порційного вакуумування рідкий метал під дією атмосферного тиску на поверхню ванни в ковші підіймається через футерований патрубок у вакуумну камеру на барометричну висоту  $h_b$ , що дорівнює:

$$h_b = (P_o - P_{зал}) / (\rho \cdot g), \quad (4.12)$$

де  $P_o$  і  $P_{зал}$  – атмосферний та залишковий тиск у герметичній камері, Па;

$\rho$  – густина рідкого металу, кг/м<sup>3</sup>;

$g$  – прискорення вільного падіння, м/с<sup>2</sup>.

Для промислового вакуумування сталі значення  $h_b$  складає 1,5 м.

Сучасні порційні вакууматори розраховані на одноразове всмоктування в камеру порції металу масою 20–30 тонн. Важливим технологічним параметром оброблення є кратність циркуляції, яка характеризує кількість підіймань усієї маси сталі у вакуумну камеру. Цей показник зазвичай складає 3–5, а число підіймань (коливань) камери 30–80. Наприклад, при обробці ДН-способом в 300-тонному ковші маса порції досягає 30–40 тонн, а тривалість оброблення близько 20 с. У цьому випадку кратність циркуляції дорівнює чотирьом, вона досягається за  $(4 \cdot 300) / 30 = 40$  коливань камери. За тривалістю це становить  $40 \cdot 20 = 800$  с або приблизно 13 хв.

На рис. 4.14 наведено графік зміни коливань тиску у вакуумній камері при порційному вакуумуванні нерозкисненої сталі в 100-тонному ковші, з якого видно, що приблизно через 10 хв (біля 39 циклів підіймань) всмоктування нової порції металу практично не призводить до підвищення тиску в камері [1].

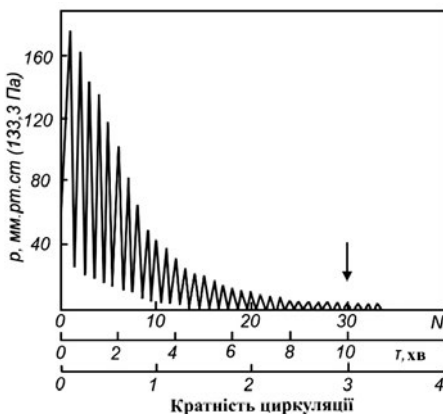


Рисунок 4.14 – Діаграма зміни тиску у вакуумній камері при порційному вакуумуванні нерозкисненої сталі в ковші масою 100 тонн

Можна вважати, що до цього моменту відбулася достатньо глибока дегазація розплавленого металу.

При циркуляційному вакуумуванні (див. рис. 4.13, в) камера оснащена двома патрубками, які занурені в розплавлений метал, що знаходиться в

ковші. По одному з патрубків (лівий на схемі) метал всмоктується і через нього здійснюється подача аргону за допомогою кільцевого колектора з соплами. Бульбашки, що утворилися, виконують роль транспортного газу.

У результаті «газліфтного» ефекту в підйомному патрубку виникає додаткова сила підняття, завдяки якій метал у вакуумній камері фонтанує на висоту, що значно перевищує барометричну висоту  $h_b$ . Фонтанування металу в камері багатократно збільшує поверхню поділу метал-вакуум, що підвищує ефективність процесу порівняно з порційним обробленням. По іншому патрубку (зливному) оброблений метал стікає назад у ківш. Таким чином в системі ківш – вакуумна камера відбувається циркуляція металевого розплаву. Інтенсивність циркуляції в сучасних установках досягає 100 т/хв [1, 2].

Порційне і циркуляційне оброблення характеризуються значними втратами тепла і, крім того, на стінках вакуумної камери утворюються охолоді. Тому перед обробленням розплаву здійснюється підігрівання футерівки вакуумної камери до температури  $\sim 1500$  °С, а також при необхідності підігрівання металу за допомогою електричних дуг. У цьому випадку втрати тепла не перевищують 1 °С/хв.

Порційне вакуумне оброблення при багаторазовому всмоктуванні невеликих порцій металу (DH) і циркуляції (RH) через вакуумну камеру за умовами видалення з металу газів принципово не відрізняються від методів оброблення розплаву в ковші. У цих процесах умови зародження бульбашок окису вуглецю та інших газів (азоту та водню) на поверхні поділу метал-футерівка вакуумної камери і бульбашок, що спливають, такі ж самі, як і при обробленні розплаву в ковші, але порція металу, з якої відбувається видалення газу, значно менша. Мабуть, застосування цих методів оброблення обумовлено прагненням зменшити вплив феростатичного тиску на умови утворення газових бульбашок у розплаві.

Серйозним недоліком методів порційного оброблення вакуумом є те, що розкиснена у вакуумній камері порівняно невелика порція сталі

повертається до ковша, де вона розбавляється металом, який має підвищений вміст кисню. Причому обмін порціями відбувається, головним чином, у верхній частині металевої ванни, не зачіпаючи її глибинні шари, тобто в об'ємі ковша перемішування металу дуже слабе. Це в значній мірі знижує ефективність процесу.

Крім того, порційне вакуумне оброблення потребує застосування більш складного і коштовного технологічного устаткування, вогнетривких матеріалів з підвищеною термостійкістю та міцністю, а значні втрати тепла металом доводиться компенсувати додатковим підігрівом металевого розплаву за допомогою електричних дуг або інших джерел енергії.

У своїй монографії Л. М. Новик [2] досить ретельно проаналізував результати власних досліджень та літературні дані про вплив того чи іншого варіанта вакуумного оброблення сталі на зниження вмісту кисню, водню, азоту та неметалевих включень, а також відтворюваність досягнутих результатів. Говорячи про основні застосовувані на металургійних підприємствах і цехах позапічних методів вакуумування – ківшевому в камері та порційному, робиться висновок, що ступінь дегазації сталей, що не сильно відрізняються за хімічним складом, практично не залежить від способу його оброблення за близьких технологічних параметрах вакуумування таких як: загальна тривалість або кратність вакуумування, тиск, температура металу спочатку та наприкінці оброблення [24]. В цьому випадку факторами, які мають помітний вплив на кінцеві показники можуть бути: вихідний стан металу або системи метал-шлак, які піддаються вакуумному обробленню, стан технологічного обладнання та кваліфікація персоналу, що виконує оброблення.

Відсутність будь-якого істотного впливу способу вакуумного оброблення на результат, що досягається, можливо пов'язаний з тим, що, незважаючи на зовнішні конструктивні та технологічні відмінності, процеси розкиснення металу вуглецем і його дегазація протікають приблизно в однакових умовах впливу вакууму і підпорядковуються одним і тим же

закономірностям.

У способах вакуумного оброблення, що розглядаються, рідкий метал знаходиться в ковші, або футерованій вогнетривким матеріалом камері. При цьому джерелом зародження газових пухирів є наявні на поверхні футерівки готових зародків у вигляді пор або шорсткості, а також поверхні газових пухирів, що спливають у розплаві. Тому способи заповнення таких агрегатів рідким металом (одноразово порціями або циркуляцією) помітно не впливають на процеси розкиснення вуглецем і дегазацію розплаву.

Автори численних робіт відзначають [24–27], що кількість видаленого з металу газу пропорційна його вихідному вмісту, звідки випливає, що найбільша кількість газів виділяється під час вакуумного оброблення не розкисненої сталі. Для такої сталі видалення кисню становить 70–80 % і водню 50–70 %. Що стосується азоту, то помітне зниження його вмісту відбувається у випадку підвищеного вмісту у вихідному металі приблизно на 30–45 % при його вихідному вмісті більше, ніж 0,015 %. При вакуумному обробленні добре розкисненої сталі зниження вмісту указаних газів не так значуще.

Найчастіше на практиці вакуумного оброблення піддається частково розкислена сталь. У тому числі і для запобігання надмірно бурхливому розвитку під вакуумом реакції окиснення вуглецю. В цьому випадку при обробленні сталі, що містить, наприклад, 0,15 % Si і 0,005 % Al, реакція окиснення вуглецю починається при тиску 30–50 кПа. Подальше зниження тиску до 100–200 Па дозволяє поступово збільшити інтенсивність кипіння. Після досягнення свого найбільшого значення та збереження протягом деякого часу на певному регульованому рівні настає поступове згасання процесу кипіння. У результаті, завдяки інтенсивному перемішуванню металу і низьким тискам досягається така ж висока ступінь чистоти сталі по оксидних включеннях і газах, як і при вакуумуванні нерозкисненої сталі.

Особливістю ковшового вакуумування є те, що потужні турбулентні потоки, які виникають в результаті кипіння, захоплюють шлак з поверхні

металу і виносять його вглиб ковша. При зануренні в метал шлак дробиться, значно збільшуючи їхню міжфазну поверхню. По-перше, це надходження додаткового вносить кисень зі шлаку в метал, що сприяє подальшому розвитку реакції окиснення вуглецю з утворенням великої кількості бульбашок CO та виділення в них водню та азоту.

По-друге, при відповідному підборі шлаку це дозволяє рафінувати метал від сірки та неметалічних включень. Таке рафінування має важливе значення для видалення азоту.

Як зазначалося раніше, ефективність видалення водню і особливо азоту при вакуумному обробленні безпосередньо пов'язана з наявністю в розплаві поверхнево-активних елементів, зокрема сірки. Це підтверджується низкою досліджень, у яких було встановлено залежність між кінцевими концентраціями азоту і сірки в сталі після закінчення вакуумування (рис. 4.15) [28].

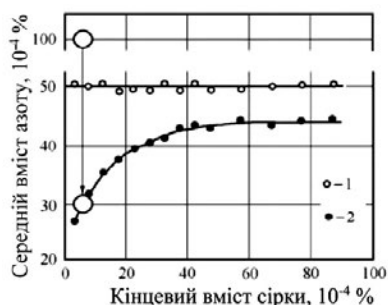


Рисунок 4.15 – Вплив залишкового вмісту сірки в металі на ефективність видалення азоту при вакуумуванні сталі в ковшах: 1 – до вакуумування; 2 – після вакуумування

Зазначається, що ефективність деазотації сталі істотно збільшується при залишковому вмісті сірки в металі нижче 0,004 %. У цьому випадку відбувається стабільне видалення азоту з 110 ppm до 70 ppm при звичайному вакуумуванні протягом 10 хв і навіть до 40 ppm у разі тривалішого вакуумування.

Глибока десульфуріяція металу при вакуумуванні крім позитивного впливу на видалення азоту веде до зниження вмісту сульфідних включень у

металі. А разом і зі зменшенням вмісту кисню – до отримання більш чистої сталі.

Сучасні технології дозволяють досягти ефективного зниження водню та азоту при вакуумному обробленні добре розкисненого металу. Для цього застосовується інтенсивне продування аргонном, робота при низьких тисках, введення кисню в метал та інші технологічні заходи. Тому вакуумні агрегати забезпечуються різними пристроями, що дозволяють при необхідності проводити ту чи іншу операцію для досягнення необхідного рівня вмісту в металі газів та неметалічних включень. Так, в даний час експлуатуються такі різновиди циркуляційного вакуумування: RH, RH-TOP/RH-KTB (Kawasaki Top Blowing), RH-OB (Oxygen Blowing), RH-PB (Powder Blowing), RH-INJ (Injection). Найбільш широкі рафінувальні можливості, за даними Nippon Steel, мають вакууматори RH-PB і RH-INJ (додатково мають функцію десульфурзації). Не відстають у цьому відношенні і агрегати ковшового вакуумування, які можуть окрім донного дуття через пористі пробки в ковші здійснювати продування розплаву аргонном або іншим газом, коригувати склад шлаку і підігрівати метал.

Потреби промисловості у високоякісних сталях призводять до необхідності введення в експлуатацію нових вакуумних установок. Сьогодні металургійні підприємства з конверторним виробництвом (конвертора місткістю 300 тонн і більше) переважно оснащуються установками циркуляційного вакуумування типу RH. Одна з останніх таких установок була введена в експлуатацію у 2020 році на підприємстві Ternium (Ріо-де-Жанейро, Бразилія) у сталеплавильному цеху з виплавлянням сталі у двох 330-тонних конверторах [29]. Основне призначення нового вакууматора – забезпечення виробництва тонколистової IF-сталі (особливо низьковуглецева чисто феритна сталь) для глибокої витяжки, зокрема, автомобільного листа. Саме процес вакуумного оброблення у поєднанні з рафінуванням дозволяє отримувати сталь з дуже низьким вмістом домішок впровадження, такими як карбіди і нітриди (табл. 4.2).

Видно, що IF-сталі передових металургійних підприємств містять трохи більше 0,005 % (C + N). Вміст кремнію у цих сталях зазвичай не перевищує 0,02–0,03 %, а в деяких марках – 0,01 %. IF-сталі легують сильними карбідо- та нітридоутворювальними елементами – титаном та (або) ніобієм. Тому ці сталі при високій пластичності та хорошій податливості до оброблення тиском мають і високу конструкційну міцність.

Таблиця 4.2 – Хімічний склад IF-сталей різних металургійних підприємств

| Виробник         | Хімічний склад сталі, % |      |       |       |       |        |
|------------------|-------------------------|------|-------|-------|-------|--------|
|                  | C                       | Mn   | P     | S     | Al    | N      |
| Kawasaki Steel   | ≤ 0,002                 | 0,18 | 0,006 | 0,007 | 0,028 | 0,002  |
| National Steel   | ≤ 0,0025                | 0,20 | 0,006 | 0,007 | 0,028 | 0,002  |
| Sollak           | ≤ 0,003                 | 0,20 | 0,003 | 0,009 | 0,017 | 0,003  |
| ОАО «НЛМК»       | ≤ 0,003                 | 0,18 | 0,012 | 0,012 | 0,060 | 0,005  |
| ОАО «Северсталь» | ≤ 0,003                 | 0,12 | 0,009 | 0,008 | 0,032 | 0,0054 |
| ОАО «ММК»        | ≤ 0,003                 | 0,15 | 0,009 | 0,008 | 0,018 | 0,007  |

На підприємствах із менш потужними сталеплавильними агрегатами при місткості ковшів 50-150 тонн переважно застосовуються вакуумні установки ковшового рафінування VD/VOD (про сутність технології VOD – Vacuum Oxygen Decarburization у наступному параграфі). Такий 70-тонний вакууматор у 2021 році був замовлений фірмі Tenova (Італія) для заводу NLMK Verona (Італія) [30]. Завод у Вероні спеціалізується на випуску товстолистого прокату, поковок і ковальських злитків, які використовуються як заготовки для виготовлення прокатних валків, товстого листа, роторів турбін та ін. сортamentу.

Дослідження та розробки, що стосуються вакуумного оброблення у сучасних вакуумних установках, ведуться у всьому світі. Стосуються вони різних аспектів застосовуваних технологій та умов роботи обладнання. Багато уваги приділяється питанням удосконалення технології рафінування, вибору найефективніших шлаків та режимів оброблення з подальшим аналізом забрудненості газами, неметалічними включеннями та оцінкою



механічних властивостей металу [31–33]. Розробляються різні заходи щодо збільшення продуктивності та терміну експлуатації як установок в цілому, так і окремих їх вузлів. Наприклад, пропонуються методи видалення настилів від бризок металу в камері циркуляційного вакуумування, наявність яких ускладнює вільний перебіг металу та знижує ефект дегазації [34].

На сьогодні з метою розширення технологічних можливостей та підвищення якості металу вакуумне оброблення починають застосовувати в комбінації з іншими методами позапічного оброблення – з продуванням аргоном, продуванням киснем, перемішуванням електромагнітним полем, обробленням синтетичними шлаками тощо.

#### **4.3 Вакуумне оброблення розплаву з окисненням**

Процеси і технології, які основані на «вакуумно-кисневому рафінуванні і зневуглецюванні» сталі, охоплюють достатньо чисельну групу методів та агрегатів, для здійснення рафінування багатьох марок сталей, вміст кисню в яких повинен бути на мінімальному рівні. Суть цих процесів оброблення полягає в тому, що для реакції (4.8) її рівновага під час вакуумування зсувається вправо. За таких умов продування розплаву киснем призводить до подальшого зсуву рівноваги вправо і забезпечує ще більше зниження кількості вуглецю в металі.

Одним з перших процес вакуумно-кисневого зневуглецювання став застосовуватися при виробництві високолегованих хромовмісних неіржавних сталей. Для таких сталей одержання низьких концентрацій вуглецю має першорядне значення для запобігання корозії металу. Однак процес зневуглецювання високохромистих сталей шляхом окиснення вуглецю за звичайних умов ускладнюється тим, що одночасно з вуглецем відбувається окиснення хрому, його вигар і забруднення металу оксидами хрому, що утворюються.

Теоретично, на підставі термодинамічних законів перебігу реакцій з

утворенням газоподібних продуктів, було обґрунтовано і потім підтверджено на практиці, що в умовах зниженого тиску рівновага розподілу хрому в системі шлак-метал зсувається праворуч (4.13):



Відбувається це внаслідок низького вмісту кисню у вакуумі і, як наслідок, зниження парціального тиску вуглекислого газу  $p_{\text{CO}}$ . А з константи рівноваги (4.14), за умови рівності активностей одиниці, походить, що при зменшенні  $p_{\text{CO}}$  вміст хрому в сталі зростає, тобто хром може навіть відновлюватися із шлаку [1, 2, 18].

$$K = \frac{[\text{Cr}]^2 \cdot p_{\text{CO}}^3}{(\text{Cr}_2\text{O}_3) \cdot [\text{C}]^3}; \quad [\text{Cr}]^2 = \frac{K \cdot (\text{Cr}_2\text{O}_3) \cdot [\text{C}]^3}{p_{\text{CO}}^3}. \quad (4.14)$$

Таким чином, у процесі вакуумування хромовмісних сталей за наявності вуглецю вирішується задача зниження його концентрації в металі без відчутних утрат хрому. У деяких випадках може статися, що для окиснення вуглецю в розплавленій сталі концентрації кисню буде недостатньо. Тоді обдування розплаву киснем через спеціальну фурму або продування сумішшю кисню з аргонном можуть виявитися дуже вчасними (див. рис. 4.11, в).

На рис. 4.16 наведена діаграма, яка характеризує співвідношення між вуглецем та киснем у сталі, що містить 18 % хрому та 10 % нікелю з урахуванням впливу температури [1].

Штрих-пунктирна лінія, що перетинає діаграму характеризує стехіометричне співвідношення мас вуглецю і кисню, які взаємодіють за реакцією  $\text{C} + \text{O} = \text{CO}$ . Для отримання легованої сталі з вмістом вуглецю 0,1 % температура розплаву повинна бути на рівні 1810 °С. При цьому вміст

розчиненого в металі кисню повинен бути на рівні  $\sim 0,12\%$ . Якщо рівноважний тиск CO знизити до 6,65 кПа, вміст кисню знижується в напрямі, паралельному лінії стехіометричного співвідношення C–O приблизно до  $0,03\%$ .

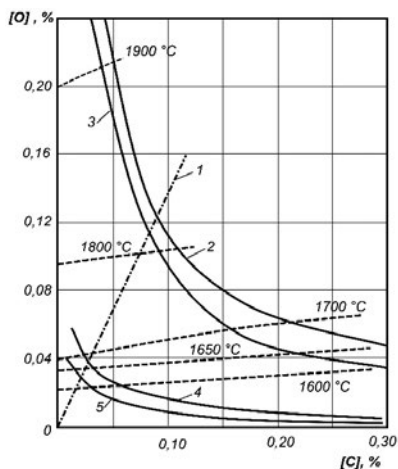


Рисунок 4.16 - Діаграма стану C–O для неіржавної сталі з 18 % Cr та 10 % Ni (штрихові лінії характеризують рівновагу окиснення хрому за різних температур):

1 – лінія, що характеризує стехіометричне співвідношення вуглецю і кисню по реакції  $C + O = CO$ ;

2-5 – залежності між вмістом вуглецю і кисню (2 – 1800 °C, 101 кПа; 3 – 1600 °C, 101 кПа; 4 – 1600 °C, 13,3 кПа; 5 – 1600 °C, 6,65 кПа).

Якщо металевий розплав має температуру 1650 °C, то вміст розчиненого кисню (при 0,1 % C) відповідає за діаграмою стану вмісту на рівні 0,035 %. За такої концентрації кисню в розплаві вміст вуглецю при вакуумуванні може бути знижено всього до  $\sim 0,08\%$ .

Отже, для отримання більш низьких концентрацій вуглецю в сталі при вакуумуванні необхідно або підвищувати температуру розплаву, або додатково обдувати розплав киснем. Другий шлях уявляється більш доцільним.

На підприємствах, що мають порівняно невеликі за тоннажем плавильні агрегати (до 20 тонн), вакуумне знеуглецювання найчастіше здійснюється у спеціальних конверторах, куди заливається рідка сталь. Конвертори оснащуються герметичною кришкою, сполученою з вакуумною системою, кисень подається зверху через фурму, а знизу метал продувається аргоном. Завдяки порівняно невеликому об'єму металу та вакуумованого простору цикл знеуглецювання в конверторі відрізняється високою

інтенсивністю. Після оброблення метал зливається в ківш і подається на розливання. Такий вид вакуумного оброблення прийнято називати VOD-CP (Vacuum Oxygen Decarburization Converter-process).

При цьому, крім доведення сталей до заданого вмісту вуглецю згідно з необхідними технічними умовами на ту чи іншу марку, метал рафінується від водню та азоту, а також неметалічних включень. Згідно з узагальненими даними при окиснювальному вакуумному зневуглецюванні корозійностійких, середньолегованих та високохромистих ( $\geq 17\%$  Cr) сталей з особливо низьким вмістом вуглецю (менше 0,01 %) засвоєння хрому досягає 97–99 %, мангану 93–96 %, титану 80–90 %, ніобію 92–95 %, а вміст водню не перевищує 2,0 см<sup>3</sup>/100 г (1,79 ppm), що робить їх не чутливими до утворення флокенів.

На великих металургійних підприємствах процес зневуглецювання вакуумуванням з окисненням може здійснюватися і в існуючих установках ковшового або циркуляційного (порційного) оброблення розплаву. Для цього вони оснащуються відповідним обладнанням для подачі кисню у вакуумну камеру зверху або знизу через трубу.

Наприклад, продування металу знизу в установках типу RH може здійснюватися через спеціальні фурми, конструкційно виконані за системою труба в трубі. Через внутрішню трубу в металевий розплав надходить кисень, а через зовнішню – інертний газ (аргон або азот). Інертний газ, який подається через зовнішню трубу, створює на виході з фурми захисну теплову «сорочку», яка усуває руйнацію футерівки та розплавлення самої фурми. Зазвичай у вакууматорі встановлюють дві такі фурми біля дна вакуум-камери, розміщуючи їх навпроти одна одної. Це збільшує інтенсивність перемішування розплаву. У разі циркуляційного вакуумування з продуванням сталі киснем, як і в разі вакуумування у ковші з окисненням, вигар хрому незначний і, як правило, не перевищує 0,5–0,6 %.

В даний час вакуумне зневуглецювання широко застосовується для одержання сталей з дуже низьким вмістом вуглецю. Так суміщення

циркуляційного вакуумування з продуванням киснем дозволяє отримувати сталь із вмістом вуглецю на рівні 0,0015–0,0020 %. Після закінчення продування розплаву киснем, як правило, продовжують звичайне циркуляційне оброблення, що дозволяє знизити вміст кисню в металі до ~0,003 %. Тому оброблена таким чином сталь має високий ступінь чистоти за оксидними включеннями.

#### **4.4 Вакуум-шлакове оброблення сталі**

Суть цього процесу полягає в тому, що ківш з розплавленим шлаком установлюють в герметичну камеру. Під впливом вакууму, який створюють у камері, відбувається спінювання шлаку. Зверху через отвір у кришці з іншого ковша виливається рідкий метал. В умовах вакууму відбувається розрив струменя і рідкий метал у вигляді крапель потрапляє на спінений шлак. У результаті контактна поверхня в системі метал-шлак різко збільшується, що забезпечує інтенсивне оброблення крапель металу під час їх руху через шар шлаку.

Оригінальний метод вакуум-шлакового оброблення було розроблено на заводі «Дніпроспецсталь» (рис. 4.17) [35]. Цей метод об'єднує в собі переваги вакуумування та оброблення металевого розплаву синтетичним шлаком. Автори назвали його вакуумуванням з обробленням металу в стовпі шлаку (ВСШ). Рафінування подрібненого вакуумом на краплі металевого струменя 7 відбувається в рідкому синтетичному шлаку, який всмоктується в трубу 8 вакууматора на барометричну висоту. Метал із сталеплавильної печі 6 випускають у допоміжний ківш 5, який герметично встановлено на камері 4, що з'єднана з трубою 8.

На початку оброблення синтетичний рідкий шлак заливають через допоміжний ківш 5 та вакуумну камеру 4 в розливний ківш 3. Знижуючи тиск у вакуумній камері, формують барометричний стовп шлаку в трубі 8, спостерігаючи, щоб нижній кінець труби 8 був весь час зануреним у шлакову

ванну 2. Потім з плавильної печі заливають метал в допоміжний ківш, звідки він переливається у розливний ківш 3. Струмінь рідкого металу 7 потрапляє в камеру 4, під дією вакууму подрібнюється на краплі, які потрапляють на верхню поверхню стовпа спіненого шлаку. Краплі металу, опускаючись в розливний ківш через стовп шлаку, взаємодіють з останнім. У результаті відбувається очищення металу від неметалічних включень і сірки.

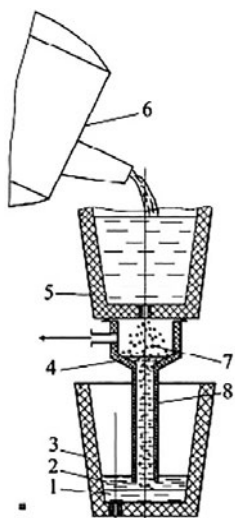


Рисунок 4.17 – Схема вакуумування сталі з обробленням її в стовпі шлаку (ВСШ):

- 1 – металева ванна; 2 – шлакова ванна;
- 3 – розливний ківш; 4 – вакуумна камера;
- 5 – допоміжний ківш; 6 – сталеплавильна піч;
- 7 – подрібнений струмінь металу; 8 – труба

Спеціальна слідкуюча система опускає розливний ківш 3 до долу у міру його заповнення металом. При цьому нижній кінець труби 8 залишається зануреним у шлакову ванну 2 на задану глибину.

Як показали результати досліджень, у процесі розливання і вакуумування металу (приблизно 15–20 хв) в установці створюються умови, сприятливі для розкиснення металу, його десульфурзації та видалення розчинених газів і неметалічних включень. Оскільки при ВСШ, на відміну від оброблення металу шлаком у ковші, відбувається диспергування металевої фази, а не шлаку, ймовірність заплутування дрібних частинок шлаку в металі зводиться до нуля.

При стабільній підтримці технологічних умов цей процес дозволяє стійко отримувати підшипникову сталь, яка містить не більше 0,005 % сірки, 0,002 % кисню та 0,0003 % водню.

За своєю складністю устаткування, що застосовується на установках ВСШ, значно простіше від установок порційного та циркуляційного вакуумування сталі, а за площею, на якій воно розташоване, та габаритами воно значно менше.

#### 4.5 Пульсаційне перемішування в ковші

Методи позапічного оброблення сталі знаходять практичне застосування для покращення якісних характеристик достатньо широкої за хімічним складом та призначенням групи сталей. У залежності від технічної та технологічної бази того чи іншого заводу та вирішуваних ними задач відбувається удосконалення відомих методів позапічного оброблення, в тому числі і оброблення сталі вакуумуванням. Так, у 1980 році в пресі з'явилося повідомлення, що японська фірма Kawasaki Steel Corporation удосконалила метод порційного вакуумування та успішно випробувала свою розробку в промислових умовах [36, 37]. Цей метод ще більш простий, ніж ВСШ, і отримав скорочену назву РМ (у перекладі з англійської Pulsation Mixing – пульсаційне перемішування). Принципова схема процесу РМ показана на рис. 4.18.

Принцип процесу РМ полягає в наступному: нижній кінець труби з вогнетривкого матеріалу 3 занурюють у рідку сталь, яка знаходиться в ковші 1. Зверху до труби 4 герметично приєднано трубопровід 5, з'єднаний з вакуумною системою та системою з інертним газом. При під'єднанні трубопроводу до вакуумної системи рідка сталь всмоктується в трубу на висоту, яка відповідає розрідженню в трубі (рис. 4.18 а и б), а при наступній подачі в трубопровід аргону сталь з труби витікає в ківш (рис. 4.18 в и г). У результаті таких дій в ковші відбувається перемішування рідкого металу.

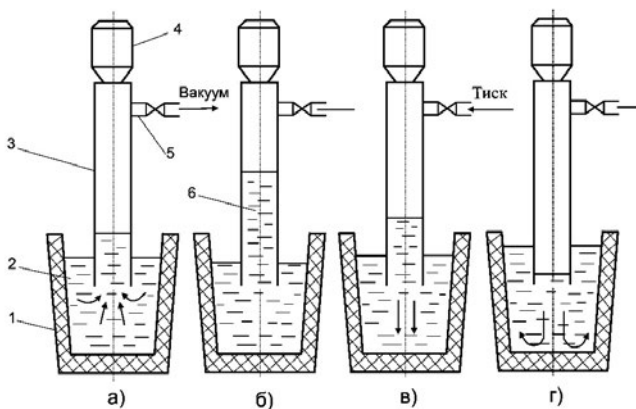


Рисунок 4.18 – Схема процесу РМ:

а і б – всмоктування металу в трубу, в і г – викид металу в ківш; 1 – ківш; 2 – рідкий метал; 3 – труба; 4 – бункер для легувальних матеріалів і флюсу; 5 – трубопровід; 6 – стовп рідкого металу

Тиск у циклі вакуумування складає 50 кПа, а в циклі нагнітання аргону – 150 кПа. На думку розробників, у результаті всмоктування металу в трубу та його наступного виштовхування в ківш створюється пульсуючий рух металу в ковші. Максимальна лінійна швидкість рідкої сталі при витіканні її з труби становить 3,0 м/с.

Основні технічні параметри установки РМ для оброблення сталі в ковші масою 100 тонн наведені нижче:

розміри труби, мм

|                                                 |       |
|-------------------------------------------------|-------|
| внутрішній діаметр.....                         | 300;  |
| зовнішній діаметр.....                          | 600;  |
| довжина.....                                    | 3000; |
| глибина занурення труби, мм.....                | 500;  |
| тиск в аргону у газопроводі, МПа.....           | 1,0;  |
| тривалість підвищення тиску, с.....             | 1,0;  |
| швидкість вакуумування, м <sup>3</sup> /хв..... | 10;   |



тривалість вакуумування, с..... 5;  
робочий тиск, кПа..... 50.

Процес РМ характеризується інтенсивним перемішуванням сталі в об'ємі ковша. Це підтверджують дані, згідно яких після введення в ківш місткістю 100 т міді в кількості 30 кг повне усереднення її вмісту в об'ємі всього розплаву відбувається протягом 2–3 хв. Порівняння часу повного усереднення складу металу в ковші при різних процесах позапічного оброблення показало, що для процесу РМ воно скоріше може бути порівняно з порційним ДН та циркуляційним РН вакуумуванням:

|                         |         |         |         |
|-------------------------|---------|---------|---------|
| Процес .....            | РМ      | ДН      | РН      |
| Час ( $\tau$ ), с ..... | 100–190 | 150–300 | 150–400 |

Перемішування металу створює сприятливі умови для видалення неметалічних включень та сприяє зниженню загального вмісту кисню (рис. 4.19) у випадку оброблення повністю розкисненої сталі.

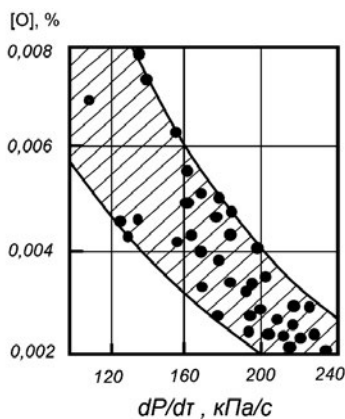


Рисунок 4.19 – Вплив швидкості зростання тиску в трубі  $dP/d\tau$  на вміст кисню в рідкій сталі

Установлено, що при збільшенні швидкості зміни тиску аргону в трубі  $dP/d\tau$  зростає швидкість зниження концентрації кисню в сталі, що обумовлено підвищенням інтенсивності перемішування металевого розплаву.

Процес пульсаційного перемішування, окрім перемішування розплаву, підвищує ступінь засвоєння легувальних елементів та ефективність розкиснення сталі.

За минулі роки з дня перших публікацій щодо процесу РМ в літературі не з'явилося інших відомостей відносно застосування даного методу, що, можливо, обумовлено складністю виготовлення та особливими вимогами до матеріалів, з яких виготовляються труби. Вогнетривкий матеріал для такої труби повинен мати високу термостійкість та міцність при температурі рідкої сталі. Він повинен бути стійким до розмивання рідкою сталлю, яка рухається в трубі та агресивної дії шлаку, що знаходиться в ковші. Усі ці чинники створюють відповідні технічні труднощі практичному застосуванню процесу РМ та його подальшого розвитку.

І тим не менше, пульсаційне перемішування металевого розплаву в ковші показало позитивні результати, що свідчить про розвиток процесів позапічного оброблення взагалі та можливість отримати розвитку процесу в майбутньому.

### **Питання для самоконтролю**

1. Чому у процесі вакуумного оброблення метал в ковші інтенсивно кипить?
2. Якому закону підпорядковується зміна розчинності двохатомних газів у металах?
3. Яка модифікація заліза розчиняє менше газів: високотемпературна ( $\delta$ -Fe) або низькотемпературна ( $\gamma$ -Fe)?
4. Яким дефектом супроводжується підвищений вміст водню в прокаті та поковках сталі?
5. Що є основним принципом вакуумної дегазації рідкого металу?
6. Чи потрібно мати глибокий вакуум для значного зниження вмісту водню та азоту в сталі?
7. Який залишковий тиск використовують у промислових установках для вакуумного оброблення сталі?
8. При якому тиску здійснюються плавильні процеси у вакуумі?

9. Від яких чинників залежить механізм видалення розчинених у металевому розплаві газів (азоту та водню)?
10. Як змінюється ефективність вуглецевого розкиснення сталі зі зменшенням тиску над металевим розплавом.
11. Як змінюється розкиснювальна здатність вуглецю при продуванні розплаву аргоном?
12. Які задачі вирішують методи вакуумування?
13. У які три групи об'єднують методи позапічного вакуумування?
14. На які підгрупи можна поділити вакуумне оброблення розплаву в ковші?
15. Чому вакуумування розкисненої сталі менш ефективне ніж не розкисненої?
16. Як змінюється ефективність вакуумування сталі в ковші при збільшенні його місткості?
17. Як перемішування розплаву впливає на інтенсифікацію процесів розкиснення, дегазації розплаву і розчинення легувальних елементів, що вводять у ківш і який механізм цього процесу?
18. Як впливає електромагнітне перемішування розплаву на ефективність продування металевого розплаву в ковші великої місткості і чому?
19. Чому при вакуумуванні струменя металу, на разі переливання металу в ківш, створюються умови, сприятливі для більш глибокої дегазації розплаву?
20. Яка суть технології порційного та циркуляційного вакуумного оброблення розплаву?
21. Який серйозний недолік методів порційного оброблення?
22. У чому полягає сутність вакуумно-кисневого рафінування і зневуглецювання сталі?
23. У чому полягає вакуум-шлакове оброблення сталі?

## Література

1. Кудрин В.А. Внепечная обработка чугуна и стали / В. А. Кудрин – М.: Металлургия, 1992. – 336 с.
2. Новик Л.М. Внепечная вакуумная металлургия стали / Л. М. Новик. – М.: Наука, 1986. – 187 с.
3. Самарин А.М. Обработка жидкой стали в вакууме / А. М. Самарин. – М.: Металлургиздат, 1960. – 125 с.
4. А.с. №102595(СССР), МКИ C22B 9/04. Вакуумная установка для дегазации и удаления вредных примесей из жидких металлов и сплавов. / А.М. Самарин, Л.М. Новик, Н.И. № 451704; заявл. 04.02.54; опубл. 01.01.56. [Электронный ресурс]. Режим доступа: <https://patents.su/3-102595-vakuumnaya-ustanovka-dlya-degazacii-i-udaleniya-vrednykh-primesejj-iz-zhidkikh-metallrov-i-splavov.html#kod> . Назва з екрана.
5. Помарін Ю.М. Вплив газів на структуру та властивості металів і сплавів / Ю. М. Помарін, О. М. Бялік, Г. М. Григоренко. – Київ: НТТУ «КПІ», 2007. – 127 с.
6. Морозов А.Н. Водород и азот в стали / А. Н. Морозов. – М.: Металлургия, 1968. – 282 с.
7. Королев М.Л. Азот как легирующий элемент в стали / М. Л. Королев. - М.: Металлургиздат, 1961. – 346 с.
8. Adolf Zdeněk. Secondary Metallurgy / Zdeněk Adolf, Ladislav Socha // Technical University of Ostrava. – 2016. – 61 с.
9. Явойский В.И. Теория процессов производства стали / В. И. Явойский // Сб. трудов МИСиС. – М.: Металлургия, 1967 (№ 38). – 792 с.
10. Chipman J. Prediction of the Solubility of Nitrogen in Molten Steel // J. Chipman, D. Corrigan // Trans. AIME. – 1965. – № 7. - P. 1249 – 1252.
11. Макаревич О. П. Виробництво виливків із спеціальних сталей / О. П. Макаревич, Г. Є. Федоров, Є. О. Платонов. – К.: Видавництво НТУУ

«КП», 2005. – 712 с.

12. Кньюппель Г. Раскиснение и вакуумная обработка стали. Часть 1. Термодинамические и кинетические закономерности / Г. Кньюппель. М.: Металлургия, 1973. – 312 с.

13. Самарин А. М. Некоторые проблемы вакуумной металлургии / А. М. Самарин // Вакуумная металлургия, под ред. А. М. Самарина. – М.: ГНТИ литературы по черной и цветной металлургии, 1962. – С. 267 – 289.

14. Полин И. В. К вопросу обоснования основных параметров ведения плавов в вакууме / И. В. Полин // Сб. Металлургия, Вып. 3. – М.: Судпромгиз, 1960. – С. 3 – 24.

15. Неуструев А. А. Вакуумные гарнисажные печи / А. А. Неуструев, Г. Л. Ходоровский. – М.: Металлургия, 1967. – 272 с.

16. Коновалов Ю. В. Металлургия. Книга 1. Производство чугуна, железа, стали и ферросплавов / Ю. В. Коновалов, А. А. Троянский, С. Н. Тимошенко. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2011. – 439 с.

17. Поволоцкий Д. Я. Внепечная обработка стали / Д. Я. Поволоцкий, В. А. Кудрин, В. Ф. Вишкарев. – М.: МИСИС, 1995. – 256 с.

18. Сафонов В. М. О влиянии некоторых технических и технологических параметров на эффективность обработки стали в ковше / В. М. Сафонов, А. Н. Смирнов, А. Ю. Цупрун, Е. В. Ошовская // Электрометаллургия. – 2009. – № 8. – С. 2 – 6.

19. Еронько С. П. Расчет и конструирование оборудования для внепечной обработки и разливки стали / С. П. Еронько, С. В. Быковских, Е. В. Ошовская. – Киев: Техніка, 2007. – 344 с.

20. Sickbert F. Die Fbstichtntgasung ais Verfahren zur Qualitätsverbesserung und Produktionssteigerung beim Evschmelzen von Edelhsthltn / F. Sickbert, P. Schwarzfischer // Neue Hütte. – 1966. – Bd. 11. – №12. – S. 726 – 729.

21. Чуйко Н. М. Дегазация жидкой стали при вакуумировании в ковше, при переливе и при продувке металла инертными газами под вакуумом /

Н. М. Чуйко, А. Т. Перевязко, В. Б. Рутковский, Р. Е. Даничек, Ю. В. Лагунов // Сб. «Газы в литом металле». – М.: Metallurgia, 1964. – С. 28 – 35.

22. Казаков А. А. О возможности раскиснения стали углеродом при вакуумировании струи / А. А. Казаков, Б. Ф. Ильяшенко // Известия АН СССР. Металлы. – 1971. - № 5. – С. 10 – 12.

23. Протасов А. В. Рациональный выбор оборудования для внепечной обработки в современном сталеплавильном цехе / А. В. Протасов, А. В. Майоров, И. В. Комолов // Бюллетень «Черная металлургия». - ОАО «Черметинформация». – 2006. - № 2. – С. 58 – 63.

24. Radu M. Influence of steel vacuuming on the reduction of hydrogen content / M. Radu, S. Serban, E. Popa, T. Neput // Journal of Physics: Conference Series. – Volume 1426. – Issue 1. – Article id. 012052 (2020).

25. Крикунов Б. В. Влияние порционного вакуумирования на содержание газов среднеуглеродистой и подшипниковой сталях / Б. В. Крикунов, В. Л. Пилющенко, А. Ф. Каблуковский // Металлург. – 1984. – № 5. – С. 21 – 22.

26. Мазуров Е. Ф. Дегазация металла при порционном вакуумировании / Е. Ф. Мазуров, Ю. М. Неровный, А. Ф. Каблуковский // Сталь. – 1985. – № 7. – С. 28 – 31.

27. Верховцев Э. В. Циркуляционное вакуумирование конструкционной стали / Э. В. Верховцев, В. Ф. Ситников, Ю. М. Крут // Сталь. – 1979. – № 1. – С. 23 – 27.

28. Stenholm K. Removal of hydrogen, nitrogen and sulphur from tool steel during vacuum degassing / K. Stenholm, M. Andersson, A. Tilliander, P. G. Jönsson // Ironmaking and Steelmaking. Processes, Products and Applications. – 2013. – Vol. 40. – № 3. – P. 199 – 205.

29. Пецца А. Новый RH-вакууматор на предприятии компании Ternium в Бразилии / А. Пецца, Б. Лопес, Э. Гомес, Л. Демунер // Черные металлы. – 2020. – № 1. – С. 11 – 16.

30. Электронный ресурс: <https://tenova.com/newsroom/latest-tenova/new->

31. Capurro C. Influence of Vacuum Degassing on Steel Cleanliness / C. Capurro, G. Cerrutti, C. Cicutti // Conference: 9th International Conference on Clean Steel, Budapest, Hungary. – September 2015.

Режим доступа: <https://www.researchgate.net/publication/281642927>

32. Riyahimalayeri K. Effect of vacuum degassing on non-metallic inclusions in an ASEA-SKF ladle furnace / K. Riyahimalayeri, P. Ölund, M. Selleby // Ironmaking and Steelmaking. – 2013. – Vol. 40, issue 6. – P. 470 – 477.

33. Capurro C. Effect of vacuum treatment on liquid steel inclusion population / C. Capurro, G. Cerrutti, C. Cicutti, C. Liz, A. Bilancieri, P. Traini // 20th IAS Steelmaking Conference, Rosario, Argentina. – 2014. – P. 60 – 70.

34. Radu M. Influence of steel vacuuming on the reduction of hydrogen content / M. Radu, S. Serban, E. Popa, T. Heput // Journal of Physics: Conference Series. – 2020. – Vol. 1426, Issue 1. – article id. 012052 (2020).

35. Петрова А. К. Основные направления внепечного рафинирования стали и его влияние на повышение качества стали / А. К. Петрова, Ф. В. Мурин, И. Д. Лысенко, А. Н. Самсонов // Сталь. – 1980. – № 9. – С. 774 – 777.

36. Fujii T. Preliminary study on ladle refining of molten steel by jet mixing / T. Fujii // Journal of Iron and Steel Institute of Japan. – 1980. – V. 66. – № 4. – P. 127.

37. Fujii T. Plant scale experiments on ladle refining of molten steel by jet mixing / T. Fujii // Journal of Iron and Steel Institute of Japan. – 1980. – V. 66. – № 4. – P. 128.

## РОЗДІЛ 5

### ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ ШЛАКОВИМИ СУМІШАМИ В КОВШІ

#### 5.1 Роль шлаків у металургійних процесах

Шлаки як технологічний інструмент відіграють надзвичайно важливу роль в металургійних процесах. Шлаками, за визначенням багатьох спеціалістів, називають розплави оксидів, які утворюються в результаті протікання обмінних реакцій при виробництві металів.

Перші спроби термодинамічного описання шлаків були ґрунтовані на припущенні, що структурними одиницями в них є молекули оксидів ( $\text{CaO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  та ін.), а також силікатів, фосфатів та інших сполук. Із усього різновиду можливих сполук щодо металургії зазвичай розглядалися лише п'ять основних [1]:  $2\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$ ,  $3\text{CaO}\cdot\text{Fe}_3\text{O}_4$ ,  $2\text{MnO}\cdot\text{SiO}_2$ ,  $\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$  і  $\text{CaO}\cdot\text{P}_2\text{O}_5$ . Це мінімальний набір, достатній для охарактеризування шлаку та визначення особливостей розподілу елементів у системі метал-шлак. Розвиток теорії шлаків пов'язаний з роботами В.Ю. Грум-Гржимайло, М.М. Карнаухова, Г. Шенка [2] і багатьох інших учених-металургів і хіміків різних країн, в яких відбувався бурний розвиток металургії. Саме він і викликав необхідність докладного вивчення та опису властивостей шлаків, що утворюються у процесі виплавлення металів.

У 30-х роках попереднього століття зусиллями багатьох учених була розроблена та ствердилася так звана молекулярна теорію шлаків, згідно з якою шлаки розглядаються як сплави, що складаються з електрично нейтральних молекул вільних оксидів і молекулярних сполук, що утворюються між ними. Молекулярна теорія дає прості і в той же час задовільні якісні пояснення більшості процесів, що протікають між металом та шлаком, однак спроби використати її для кількісних розрахунків виявились не зовсім успішними [3–8].



Молекулярна теорія стала першою спробою наукового узагальнення досвіду, накопиченого практичною (виробничою) металургією. Численні положення молекулярної теорії, наприклад, які стосуються будови шлаків, достатньо умовні і насправді далекі від описання реальної моделі. У той же час уявлення про утворення сполук між оксидами виявились вельми корисними та широко застосовуються при різних орієнтовних оцінках. Так, добавка в шлак основних оксидів повинна приводити до зв'язування кислотних оксидів ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$  та ін.) і сприяти переходу відповідних елементів із металу в шлак. А метали, які утворюють основні оксиди ( $\text{MnO}$ ,  $\text{CrO}$  та ін.), при цьому будуть повніше переходити до металевого розплаву.

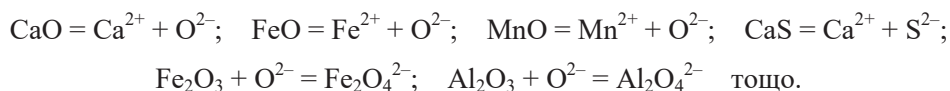
Існує численна кількість варіантів цієї теорії, які відрізняються припущеннями стосовно ймовірного молекулярного складу шлаку (склад сполук та характер їх дисоціації). Так, у гіпотезі, яку висунув М. М. Чуйко [9, 10], допускається часткова дисоціація оксидів на іони. Раніше такі ж погляди висловлювали Ф. Кербер і В. Елбсен [11].

Подальшим шляхом розвитку був перехід від молекулярної моделі до іонної як більш досконалої. Так, у 1946 році М. І. Темкін [12] на основі уявлень про іонну будову сольових розчинів припустив, що шлаковий розчин теж дисоціює на іони. Але шлаки являють собою не ідеальний розчин іонів з хаотичним їх розташуванням, а з упорядкованим чергуванням позитивно і негативно заряджених частинок і ввів поняття досконалих іонних розчинів. Іони одного знаку енергетично еквівалентні і в процесі теплового руху можливі перестановки тільки між іонами одного знаку.

П. Герасименко, вивчаючи процеси, що відбуваються при виплавці сталі, виходив із того, що в металургійних шлаках усі сполуки дисоціюють на прості та складні іони [13]. Ґрунтуючись на цьому, він розглянув велику кількість реакцій взаємодії в системі шлак-метал і показав, що в цьому випадку вдається достатньо задовільно описати експериментальні дані.

Теорія іонної будови шлаків отримала свою закінчену форму в 50–60-ті роки минулого століття завдяки зусиллям численних учених, в першу чергу

П. Герасименка, В. О. Кожеурова, О. І. Самаріна, О. О. Єсіна, Л. А. Шварцмана, Г. Таммана, Г. Шенка та ін. Згідно з основними положеннями цієї теорії шлак складається із позитивно та негативно заряджених іонів. Позитивні іони представлені катіонами металів  $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ , негативно заряджені – простими або складними аніонами  $\text{O}^{2-}$ ,  $\text{S}^{2-}$ ,  $\text{SiO}^{4-}$ ,  $\text{FeO}^{2-}$ ,  $\text{AlO}^{2-}$ ,  $\text{PO}_4^{3-}$  тощо. Катіони металів та аніони кисню утворюються при електролітичній дисоціації оксидів, які мають основні властивості. При утворенні складних аніонів витрачається частина аніонів кисню, які містяться в розплаві шлаку. Тому, реакції утворення елементарних частинок у шлаці можна уявити у вигляді наступних рівнянь:



У шлаку упорядкованість іонів може доходити до утворення стійких зв'язків типу полярного зв'язку, який займає проміжне положення між іонним та ковалентним зв'язками [1, 14]. Виходячи з того, що основна частка сполук шлаку дисоціювала на іони, найбільш повна характеристика шлаків можлива з використанням іонної теорії.

У практичних розрахунках рівноваги реакцій іонну теорію, яка розглядає шлаковий розплав як досконалий розчин, застосовують з деякими уточненнями. Зокрема, вводять поправочні коефіцієнти у вигляді коефіцієнтів активностей іонів. У цьому випадку активність іона ( $a_i$ ) є добутком коефіцієнта активності ( $\gamma_i$ ) на іонну частку ( $N_i$ ), тобто  $a_i = \gamma_i \cdot N_i$ . При цьому коефіцієнти активності визначають експериментально, а іонні частки – розрахунком.

Для визначення активностей компонентів шлаку використовують і інший метод, розроблений В. А. Кожеуровим, який називається теорією регулярних іонних розчинів [15]. У ній шлаки розглядаються як сукупність

елементів (Fe, Mn, Ca, Si, Al та інших.) у вигляді катіонів, що пов'язані зі спільним аніоном кисню. У розрахунках враховуються не іонні, а мольні частки оксидів, активність яких визначається як функція від їх концентрацій і, так званих, енергій змішування. Останні знаходяться на основі узагальнення дослідних даних з урахуванням того, щоб одержані розрахункові активності оксидів узгоджувалися з відповідними результатами експериментів.

Визнання іонної природи шлаків не виключає вираз їх компонентів у вигляді молекул, але при цьому молекули розглядаються не як форма існування частинок шлаку, а як символи для зручності написання співвідношення між іонами. Тому іонна теорія допускає два види запису рівнянь хімічних реакцій – у вигляді іонів та у вигляді молекул. Наприклад, відновлення розчиненим у металі кремнієм оксидів заліза шлаку:



або



Ще однією, розробленою українською школою фізико-хіміків, є теорія будови шлаків, яка описує термодинамічні функції шлаку як фази, що мають колективну електронну систему [16]. При цьому описання всього комплексу фізико-хімічних властивостей шлаків проводиться з урахуванням не тільки складу, температури та тиску, а й окиснювально-відновлювального потенціалу, який є мірою парціальної вільної енергії електронів.

Цінним з практичної точки зору є те, що ця теорія підкріплена конкретними значеннями енергетичних параметрів усіх елементів, що беруть участь у металургійних реакціях. Це дає можливість оцінювати їх активності, такі необхідні для кількісних розрахунків. У роботі [8] наведено методику теоретичного розрахунку активностей компонентів шлаку, згідно з якою

$$a_i = C_i \cdot \varphi_i \quad (5.3)$$

де  $a_i$  – активність елемента  $i$ ;

$C_i$  – повна аналітична концентрація елемента  $i$  в шлаку в атомних частках;  $\varphi_i$  – атомний коефіцієнт активності, який дорівнює

$$\varphi_i = \left( \sum_{j=1}^k C_i \cdot e^{-\frac{\varepsilon_{ij}}{RT}} \right)^{-1}, \quad (5.4)$$

де  $k$  – повне число компонентів шлаку,

$\varepsilon_{ij}$  – енергія обміну, яка знаходиться з виразу:

$$\varepsilon_{ij} = \frac{1}{2} \left( \chi_i^{\frac{1}{2}} - \chi_j^{\frac{1}{2}} \right)^2, \quad (5.5)$$

де  $\chi_i$  та  $\chi_j$  – атомні (енергетичні) параметри відповідних елементів, значення яких наведені в роботі [8].

Багаторічний досвід показує, що для більшості масових технологій і методів виробництва ця модель шлакових розчинів дозволяє робити обґрунтовані передбачення з достатнім для практики ступенем точності.

Окрім розглянутих і досить добре відомих теорій шлакових розплавів, розроблені також квазіхімічна [17], полімерна [18], субрегулярна із загальним аніоном [19] та ряд інших [20–24] теорій. Існування різних моделей шлаків є відображенням складності їх складу та структури. Сукупність експериментальних даних свідчить про наявність у шлакових розплавах різних форм хімічної організації компонентів у стані рухомої рівноваги з переходом одних форм в інші, зокрема, дисоціації – асоціації. Теорії будови шлаків продовжують удосконалюватися і нові дослідні дані в цій галузі сприяють глибшому розумінню властивостей шлакових розплавів та цілеспрямованій їх зміні для вирішення тих чи інших завдань [25, 26].

Роль шлаків у процесах виплавляння сталі – величезна і багатогранна. Шлаки є рівноправними учасниками поряд з іншими компонентами, які

приймають участь у металургійному процесі. Найважливішою функцією шлаків є їх здатність поглинати шкідливі домішки, які розчинені в металі, в першу чергу сірку та фосфор. Позитивна роль шлаків у подових процесах проявляється також у захисті розплавленого металу від домішок, що надходять із пічної атмосфери, головним чином газів.

Негативним впливом шлаків є, головним чином, їх руйнівна дія на футерівку плавильних агрегатів, підвищення втрат (вигару) легувальних елементів та збільшення втрат заліза у вигляді оксидів і корольків, які містяться в шлаку.

Сорбційна здатність шлаку по відношенню до домішок залежить від його складу і температури, а для деяких домішок від ступеня розкисненості системи метал-шлак. Склад шлаків визначається складом шихтових матеріалів (компонентів), які застосовуються під час виплавляння сталі. У процесі плавки склад шлаку змінюється в залежності від ступеня окиснення металічної частини шихти, руйнування футерівки під дією високої температури та взаємодії зі шлаком, а також від складу технологічних присадок, що вводяться по ходу плавки як у шлакову ванну, так і в розплавлений метал.

Найважливішою технологічною характеристикою шлаку є його основність, яка визначається відношенням суми концентрацій основних оксидів до суми концентрацій кислотних, тобто у простішому випадку  $(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$ . Основні шлаки зазвичай містять менше 30 % кремнезему і біля 60 % оксиду кальцію. До складу кислих шлаків входять більше 40 % кремнезему і не більше (3–15) % оксиду кальцію [4, 14, 27]. Оксидами, які активно впливають на властивості шлаку, є  $\text{CaO}$ ,  $\text{FeO}$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{MgO}$  (основні),  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$  (кислотні) и  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (амфотерні). Оксид кальцію ( $\text{CaO}$ ) є головним компонентом основних шлаків, який визначає їх найважливіші фізико-хімічні властивості – поглинаюча здатність до сірки та фосфору. Необхідний вміст  $\text{CaO}$  в шлаку досягається введенням у ванну тієї чи іншої кількості вапна (або вапняку). Додаткова кількість  $\text{CaO}$  може надходити в

шлак із футерівки печі, особливо якщо вона виготовлена з доломіту.

Кремнезем ( $\text{SiO}_2$ ) – другий за значенням компонент основних шлаків. У основних шлаках кремнезем знижує здатність поглинати фосфор і сірку, але його присутність неминуча. Наявність ( $\text{SiO}_2$ ) в основному шлаку обумовлена тим, що будь-яка металева шихта (чавун або сталений брухт) містить кремній, який в процесі плавки окиснюється і переходить до шлаку. Значна кількість  $\text{SiO}_2$  може надходити до шлаку разом із флюсом та скрапом. Під час проведення глибокої дефосфорації та десульфурзації металу вміст  $\text{SiO}_2$  в кінцевому шлаку може бути знижений на величину до 10 % і нижче.

При виплавці легованих сталей (переплавів легованої шихти) у шлаках, що утворюються, може міститися значна кількість  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  та  $\text{V}_2\text{O}_5$  (амфотерні оксиди),  $\text{TiO}_2$  і  $\text{WO}_3$  (кислотні оксиди).

Крім того, в шлаку можуть бути присутні сполуки, які утворюються в результаті взаємодії оксидів:

- силікати:  $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ ,  $2\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$ ,  $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ ;
- фосфати:  $3\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ ,  $3\text{FeO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ ,  $4\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ ;
- шпінелі:  $2\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $5\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MgO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$ .

Найважливішими фізичними властивостями шлаків, що застосовуються в сталеплавильному виробництві, є температура їх переходу у рікий стан, поверхневий натяг, в'язкість, густина та електрична провідність.

Тут слід зазначити, що шлаки, як багатокомпонентні системи, плавляться в інтервалі температур. Проте термін «температура плавлення» стосовно шлаків вкоренився в технічній літературі. Під ним найчастіше розуміється температура, коли шлак повністю розплавлений. Хоча для деяких шлаків з високим вмістом оксиду кремнію досить важко оцінити температуру початку та кінця плавлення. Для основних шлаків, які застосовуються при обробленні та рафінуванні металу, температура повного розплавлення досить добре виражена. Тому надалі використовуватимемо термін «температура плавлення» для оцінки переходу шлаку в повністю

рідкий стан, розуміючи, що йдеться по суті про температуру ліквідусу.

Температура плавлення шлаків є однією з основних фізичних характеристик, яка визначає інші важливі фізико-хімічні властивості шлаків. Це пов'язано з тим, що перегрів шлаку вище температури плавлення суттєво впливає на в'язкість і електропровідність, хімічну активність і поверхневий натяг тощо. У свою чергу на температуру плавлення шлаку впливає будь-який його компонент. По ходу плавки, як відмічають багато дослідників, відбувається свого роду авторегулювання шлаків: на початку плавки, коли температура ванни найнижча, утворюється шлак з мінімальною температурою плавлення. Наприкінці плавки температура металеві ванни і відповідно шлаків досягає максимальних значень. У цьому випадку розбіг значень температури плавлення шлаків може досягати 150–200 градусів. Це пояснюється, головним чином, зміною умов розчинення компонентів шлаку – в основних процесах  $\text{CaO}$ , а в кислих –  $\text{SiO}_2$ .

В'язкість шлаку є найважливішою з його властивостей. Підвищена в'язкість шлаку погіршує його рухливість, тепло- та масоперенесення в об'ємі шлакової ванни, сповільнює процеси розчинення розкиснювачів, різних присадок і рафінування металу. В'язкість шлаку залежить від його температури і складу та в загальному вигляді описується рівнянням:

$$\eta = k e^{E_{\eta}/RT}, \quad (5.6)$$

де  $\eta$  – динамічна в'язкість, Па·с;

$k$  – передекспонентний множник, має розмірність динамічної в'язкості;

$E_{\eta}$  – енергія активації в'язкої течії, Дж/моль;

$R$  – газова стала, Дж/(моль·К).

Значення в'язкості шлаків по ходу плавки зазвичай знаходиться в межах 0,1–0,3 Па·с, рідкоплинні шлаки мають в'язкість менше 0,1 Па·с, а в'язкість густих шлаків може досягати 0,8–1,0 Па·с і більше [1, 5, 27].

Поверхневий натяг шлаку визначається силою зв'язку між елементарними частинками, які входять до складу шлаку. Тому, основний вплив на цю характеристику має склад і температура шлаку. Поверхневий натяг сталеплавильних шлаків при температурі 1400–1600 °С складає 0,2–0,6 Дж/м<sup>2</sup>. Ці значення вищі, ніж для рідин з молекулярною будовою (вода, бензол та ін.), що є наслідком наявності іонів у шлаках. Поверхневий натяг знижується при введенні в шлак поверхнево активних сполук чи елементів. Для основних шлаків це TiO<sub>2</sub>, SiO<sub>2</sub>, Na<sub>2</sub>O, CaF<sub>2</sub> та P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> [4, 14, 27]. Підвищення температури на 100 градусів супроводжується зниженням поверхневого натягу  $\sigma$  на 0,025–0,04 Дж/м<sup>2</sup>, що свідчить про достатньо слабкий вплив температури на цей показник.

Сталеплавильні шлаки повинні бути здатними змочувати метал. Це визначається величиною кута змочування  $\varphi$  (рис. 5.1).

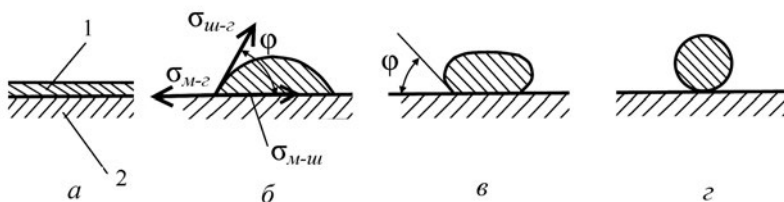


Рисунок 5.1 – Різні варіанти розташування рідкої краплі шлаку (1) на металевій підкладинці (2):

а – повне змочування ( $\varphi = 0^\circ$ ); б – задовільне змочування ( $\varphi < 90^\circ$ ); в – погане змочування ( $\varphi > 90^\circ$ ); г – повне незмочування ( $\varphi = 180^\circ$ )

При великих значеннях кута  $\varphi$  (меншому змочуванні) умови рафінування металу шлаком погіршуються. У випадку великого змочування ( $\varphi < 30^\circ$ ) відокремлення металу від шлаку утруднюється і це може призводити до підвищення вмісту неметалічних включень у металі та несприятливому їх розподілу (переважно на межах зерен).

Величина  $\varphi$  залежить від міжфазних натягів на межах поділу метал-газ ( $\sigma_{m-g}$ ), шлак-газ ( $\sigma_{sl-g}$ ) та метал-шлак ( $\sigma_{m-sl}$ ). Умова рівноваги краплі на



підкладинці описується рівнянням [14, 28, 29]:

$$\sigma_{M-\varepsilon} = \sigma_{M-u} + \sigma_{u-\varepsilon} \cos \varphi, \quad (5.7)$$

звідки знаходимо

$$\cos \varphi = \frac{\sigma_{M-\varepsilon} - \sigma_{M-u}}{\sigma_{u-\varepsilon}}. \quad (5.8)$$

Взаємодія металу зі шлаком або неметалічним включенням характеризується силою зчеплення фаз, що взаємодіють, або адгезією, яка визначається як робота, що необхідна для роз'єднання фаз на площі 1 м<sup>2</sup>:

$$W = \sigma_{M-\varepsilon} + \sigma_{u-\varepsilon} - \sigma_{M-u}. \quad (5.9)$$

Величина міжфазного натягу на межі поділу метал-основний шлак ( $\sigma_{M-u}$ ) зазвичай становить 1,0–1,2 Дж/м<sup>2</sup>, тоді як  $\sigma_{M-\varepsilon} = 1,2\text{--}1,8$  Дж/м<sup>2</sup>. Якщо розглядати взаємодію підкладинки (твердих неметалічних включень) та рідкого шлаку, то виявляється, що чим більше змочування (менше  $\varphi$ ), тим краще протікає процес рафінування, оскільки включення, яке потрапило на межу шлак-метал, легко асимілюється (поглинається) шлаком. Окрім того, під впливом міжфазних сил відбувається коагуляція (укрупнення) рідких неметалічних включень, які потрапляють у сталь. Злиття двох кулькоподібних включень малого діаметра в одне більше супроводжується зменшенням поверхні приблизно в 1,26 рази. При цьому відбувається виділення частини енергії, яка була витрачена на утворення міжфазної межі [29]. Тому вибір складу синтетичного шлаку для позапічного оброблення проводять з урахуванням можливих значень сил міжфазного натягу.

За фізико-хімічною сутністю рафінувальна спроможність шлаку являє

собою рідинну екстракцію, тобто перехід речовини з однієї рідини (що рафінується і якою є метал), в іншу рідину (що рафінує і якою є шлак). Однак рафінування металу шлаком відрізняється від звичайної рідинної екстракції тим, що перехід елементів із металу в шлак зазвичай супроводжується хімічними перетвореннями.

Ефективність рафінування металу шлаком визначається наступними чинниками:

- здатністю шлаку поглинати з металу домішку, яка залежить, головним чином, від його хімічного складу та характеризується коефіцієнтом розподілу домішки між металом і шлаком;
- масовою кількістю шлаку, віднесеною до одиниці маси металу – відносна кількість шлаку виражається у відсотках від маси металу;
- умовами взаємодії металу та шлаку, які в свою чергу визначаються конструкцією устаткування, в якому відбувається процес рафінування, та режимом.

Повноту рафінування металу зазвичай характеризують кінцевим (залишковим) вмістом домішки в металі або відношенням вихідного вмісту домішки до її кінцевого вмісту, яке прийнято називати *ступінню рафінування*. Ступінь рафінування показує, в скільки разів зменшився вміст домішки в металі в процесі рафінування.

## **5.2 Оброблення сталі в ковшій кінцевим шлаком електродугової плавки**

Оброблення сталі в ковшій рідким шлаком у промислових умовах знайшла застосування в двох основних варіантах: оброблення сталі, яку виплавляють в мартенівській печі або конверторі, кінцевим шлаком електродугової плавки та оброблення сталі спеціально приготованим для цього синтетичним шлаком.

Використання високоосновного, добре розкисненого кінцевого шлаку

електродугової плавки відомо давно як спосіб «облагороджування» мартенівської або конверторної сталі. В. О. Кудрін у своїй роботі [30] наводить технологію цього методу, який було прийнято для виплавляння підшипникової, низько- та середньовуглецевої сталей на одному з підприємств. Суть цієї технології полягає в тому, що в мартенівській печі виплавляють так звану «рідку заготовку», у даному випадку з низьким вмістом фосфору (менше 0,012 %). При необхідності її легують елементами, які погано окиснюються (наприклад нікель, молібден та ін.). Вміст сірки в такій сталі може коливатися в межах 0,018–0,35 %. Після досягнення необхідного вмісту вуглецю плавку випускають у ківш, куди попередньо або одночасно зливають рідкі сплав і шлак, що виплавлені в основній електродуговій печі (рис. 5.2). Кінцеве розкиснення, легування (хромом, ванадієм, вольфрамом, кремнієм та манганом) та рафінування отриманого напівпродукту здійснюється в ковші для оброблення, куди попередньо зливають металевий розплав і шлак, виплавлені в електродуговій печі.

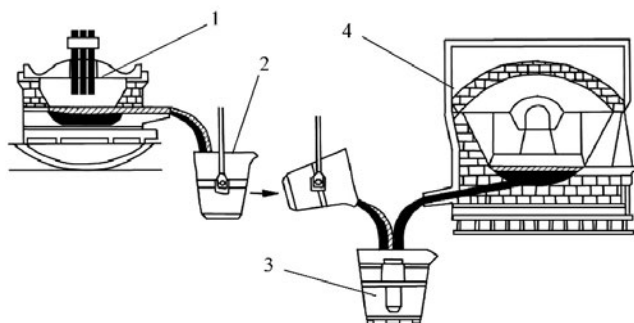


Рисунок 5.2 – Схема процесу оброблення мартенівської сталі в ковші (розкиснення, легування та рафінування):

1 – дугова піч; 2 – розливний ківш; 3 – ківш для оброблення; 4 – мартенівська піч

Рідкий сплав і шлак виплавляють в основній електродуговій печі. У якості шихти зазвичай використовують відходи прокатного виробництва (обрізь) та феросплави. Загальна кількість рідкого сплаву складає 4–8 % від маси мартенівського металу. Сировиною для отримання шлаку зі

співвідношенням  $\text{CaO} : \text{Al}_2\text{O}_3 = 1,5\text{--}1$  слугує вапно, високо глиноземний напівпродукт, технічний глинозем, відходи корундових кругів та шлак ЕШП. Температура шлаку перед зливом у розливний ківш складає  $1560\text{--}1610$  °С. Витрати шлаку не перевищують 4,3 % від маси мартенівської плавки.

Висота падіння струменя мартенівського металу на початку зливання становить 4,2–4,3 м. Вигар елементів (з урахуванням втрат в електропечі і ковші) становить: хром 3–5 %, манган 1–3 %, ванадій 1–5 % і вольфрам 10–15 %. Вміст сірки в зразку, який взято з ковша після оброблення, становив 0,004–0,008 % в підшипниковій сталі, 0,007–0,009 % для середньовуглецевої і 0,011–0,013 % для низьковуглецевої сталі.

За даними різних дослідників, склад шлаку, здатного одночасно вилучати із сталі сульфідів та оксидів, повинен бути наступним: 52–53 %  $\text{CaO}$ , 44–45 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 0–8 %  $\text{MgO}$ , 0,1–0,2 %  $\text{FeO}$ , 0,5–1,2 %  $\text{MnO}$  і 1,0–1,2 %  $\text{SiO}_2$ . Оброблення таким шлаком мартенівської сталі дозволило знизити в ній вміст сірки до її рівня в електросталі (0,008–0,010 %) і забезпечити високу чистоту металу по неметалічних включеннях.

Зменшення парку мартенівських печей, підвищення потужності пічних трансформаторів електродугових печей та перехід на одношлакову технологію виплавляння сталі в дугових печах різко обмежили можливості використання кінцевого електросталеплавильного шлаку для десульфурації і рафінування сталі. Тому цей метод, незважаючи на його простоту і хороші якісні показники, на сьогодні втратив колишню актуальність і рідко застосовується в промислових масштабах.

### **5.3 Оброблення сталі в ковші синтетичними шлаками**

При обробленні сталі в ковші рідким синтетичним шлаком у системі метал-шлак протікає низка складних фізико-хімічних процесів, обумовлених інтенсивним перемішуванням взаємодіючих фаз та розвинутою поверхнею їх взаємодії. Струмień рідкого металу, що витікає з великої висоти (на початку

розливки), досягаючи шлакової ванни в ковші, має значну кінетичну енергію, яка викликає інтенсивне перемішування обох реагуючих фаз. У результаті відбувається емульгування шлаку в металі і наступне їх розділення, яке залежить від густини і в'язкості металу та шлаку, а також міжфазного натягу на межі їх поділу.

Застосовуючи метод рафінування сталі синтетичним шлаком, намагаються перенести в ківш усі операції, пов'язані з видаленням сірки з металу, його розкисненням та видаленням неметалічних включень і, таким чином, не проводять указані операції в сталеплавильному агрегаті. Тому в ковші в окисненому металі, який взаємодіє з розкиснювачем, відбувається утворення неметалічних включень та їх асиміляція емульгованим шлаком і спливання в шар шлаку, що покриває дзеркало металу. Одночасно відбувається перерозподіл сірки між металом та шлаком.

Із синтетичних шлаків найбільше розповсюдження для оброблення сталі в ковші одержали вапняно-глиноземні композиції, ефективність застосування яких ще у 30-ті роки минулого століття була показана у роботах французького інженера Рене Перріна [31]. Такі шлаки виплавляють у спеціальних дугових печах, футерованих графітовими блоками [27, 32–34]. Подібні печі з трансформаторами потужністю 4–5 МВ·А дозволяють виплавляти за добу до 60 тонн шлаку при витратах електроенергії 1500–1550 (кВт·год)/т шлаку.

Повнота і характер усіх процесів, що відбуваються при рафінуванні сталі в ковші синтетичним шлаком, залежать безумовно від його властивостей, а саме: температури плавлення, в'язкості та міжфазного натягу на межі поділу метал-шлак.

Склад вапняно-глиноземних шлаків, які найчастіше застосовувались на заводах колишнього СРСР, знаходиться в наступних межах: 50–55 %  $\text{CaO}$ , 36–44 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  і не більше 6 %  $\text{SiO}_2$  або  $\text{MgO}$  (табл. 5.1) [32–34]. Температура плавлення шлаку змінюється від  $\sim 1400$  °C (при вмісті компонентів: 50–55 %

CaO, 38–43 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  і менше 4 %  $\text{SiO}_2$ ) до  $\sim 1300^\circ\text{C}$  (при вмісті в шлаку 6–7 %  $\text{SiO}_2$  або  $\text{MgO}$ ).

Таблиця 5.1 – Хімічний склад синтетичних шлаків, які найчастіше застосовувались у промисловості.

| Номер шлаку | Хімічний склад, % |                         |                |     |
|-------------|-------------------|-------------------------|----------------|-----|
|             | CaO               | $\text{Al}_2\text{O}_3$ | $\text{SiO}_2$ | MgO |
| 1           | 55,0              | 44,0                    | 1,0            | –   |
| 2           | 54,5              | 42,5                    | 3,0            | –   |
| 3           | 53,0              | 41,0                    | 6,0            | –   |
| 4*          | 51,5              | 39,5                    | 9,0            | –   |
| 5           | 55,5              | 43,5                    | –              | 1,0 |
| 6           | 54,5              | 42,5                    | –              | 3,0 |
| 7           | 53,0              | 41,0                    | –              | 6,0 |
| 8*          | 51,5              | 39,5                    | –              | 9,0 |

Примітка: \* – позначені шлаки з підвищеним вмістом  $\text{SiO}_2$  або  $\text{MgO}$

Криві температурної залежності в'язкості синтетичних шлаків системи CaO– $\text{Al}_2\text{O}_3$ – $\text{SiO}_2$  (або  $\text{MgO}$ ) (див. табл. 5.1) наведені на рис. 5.3. З них видно, що при температурах шлакових систем більше за  $1500^\circ\text{C}$  значення в'язкості невеликі і не перевищують 0,5 Па·с. І навпаки, при температурах нижче за  $1500^\circ\text{C}$  спостерігається різке зростання в'язкості шлаків [28].

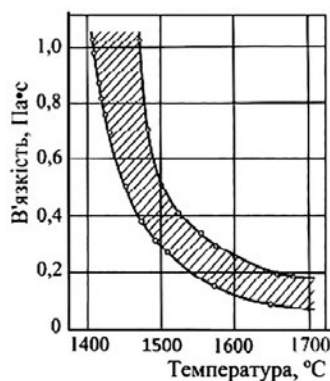


Рисунок 5.3 – Температурна залежність в'язкості синтетичних шлаків системи CaO –  $\text{Al}_2\text{O}_3$  –  $\text{SiO}_2$  (або  $\text{MgO}$ )

Таким чином, із даних рис. 5.3 виходить, що температура нагріву синтетичного шлаку перед зливом його в ківш повинна бути такою, щоб до моменту розливання сталі, тобто до моменту перемішування металу та шлаку

в ковші, вона не була нижчою за 1600 °С.

Численні дослідники відмічають, що основною перевагою вапняно-глиноземних шлаків є те, що в інтервалі температур 1500–1600 °С вони не дуже втрачають в'язкість, забезпечуючи ефективне рафінування металу порівняно зі звичайними електропічними шлаками.

Велике значення для рафінування металу синтетичним шлаком у ковші має міжфазний натяг на межі поділу метал-шлак. Знання про вплив компонентів системи на поверхневий натяг  $\sigma$  та міжфазний натяг  $\sigma_{м-ш}$  дозволяє передбачувати напрямок, у якому буде змінюватись міжфазний натяг на межі металу та синтетичного шлаку в залежності від хімічного складу фаз.

За даними С. Г. Воїнова та С. І. Попеля [33, 36, 37] на межі вапняно-глиноземного шлаку і сталей ШХ15, 30ХГСА и 40ХНМА в залежності від температури та хімічного складу металу і шлаку значення  $\sigma_{м-ш}$  коливається від 550 до 1300 мДж/м<sup>2</sup>. При цьому робота адгезії шлаку до металу не перевищує роботу когезії шлаку. Це свідчить про те, що емульсія із синтетичного шлаку та металу є нестійкою і може деградувати. Тому об'єктивні умови заплутування в металі крапель шлаку в умовах нормального ведення процесу відсутні. Дослідженнями було встановлено, що можливі коливання в складі основних компонентів синтетичного вапняно-глиноземного шлаку не впливають на  $\sigma_{м-ш}$  і гідродинаміку емульгування шлаку в металі.

Значно більше впливає на величину поверхневого натягу між шлаком і металом склад металу. Елементи металургійного розплаву, які впливають на  $\sigma_{м-ш}$  можна розділити на три групи [37]:

- елементи, які мало впливають на  $\sigma_{м-ш}$  і практично не переходять до шлакової фази (С, W, Мо, Ni);

- елементи, які мають порівняно низьку капілярну активність (Si, Mn, Cr, P) і які сильніше впливають на  $\sigma_{м-ш}$ , ніж на  $\sigma_m$ ;

– елементи, з високою поверхневою та міжфазною активністю (S, O).

Численними дослідженнями показано [37–40], що титан, ванадій, кремній, вуглець та манган знижують міжфазний натяг на межі зі шлаком тільки в тому випадку, якщо їх уводять у залізо, яке не містить кисню. У протилежному випадку ці елементи виступають як розкиснювачі, тобто вони зменшують вплив у металі найбільш поверхнево активного елемента – кисню. У результаті чого міжфазний натяг не знижується, а зростає.

Багаторічна практика оброблення сталі в ковші синтетичними шлаками показала, що цьому процесу притаманні наступні переваги:

– короткочасність операції оброблення, оскільки вона повністю здійснюється під час випуску металу з плавильного агрегату в ківш, тобто за декілька хвилин, і при цьому продуктивність плавильних агрегатів не тільки не знижується, а навпаки зростає тому, що такі операції як розкиснення та десульфурація, переносяться в ківш;

– велика поверхня реагування двох фаз за рахунок емульгування шлаку і надзвичайно мала активність (FeO) в синтетичному шлаку сприяє протіканню процесів розкиснення і окиснення металу в результаті оброблення знижується в 1,5–2,0 рази;

– загальний вміст неметалічних включень може бути знижений майже в два рази, а процес очищення металу від неметалічних включень відбувається за рахунок того, що краплі шлаку, які спливають в об'ємі рідкого металу поглинають неметалічні включення під час свого руху та виносять їх у шлакову ванну, яка покриває дзеркало металу;

– забезпечується рафінування металевого розплаву від сірки, ступінь десульфурації в залежності від складу шлаку, його кількості та розкиснення сталі може досягати 80 %.

Створений понад сто років тому процес оброблення металу синтетичними шлаками і досі застосовується на металургійних підприємствах різних країн як ефективний засіб отримання металу з низьким вмістом сірки, фосфору та неметалічних включень [41–43].



## 5.4 Оброблення сталі в ковші твердофазними шлаковими сумішами

Отримання рідких синтетичних шлаків потребує створення спеціальних агрегатів для їх виплавляння та розміщення цих агрегатів у діючих цехах, що тягне за собою додаткові матеріальні витрати та пошук додаткових виробничих площ або звільнення існуючих. У тих випадках, коли за умовами виробництва відсутні можливості розмістити в цеху устаткування для виплавляння синтетичних шлаків, застосовують методи оброблення металу на випуску твердими шлаковими сумішами (ТШС).

Технологія застосування ТШС відрізняється простотою виконання, але вона потребує додаткового перегріву металу для компенсації втрат тепла на розплавлення шлакової суміші. Відомі три варіанти застосування цієї технології [30, 44–46]:

- подача порошкової суміші, що складається з плавикового шпату, вапна та алюмінію, на струмінь металу;
- присадка порошкової суміші, що складається з вапна та плавикового шпату, на дно ковша перед випуском металу. Одночасно на дно ковша присаджуються всі необхідні для розкиснення компоненти (наприклад, феросиліцій). Температура металу при використанні ТШС повинна бути вища за звичайну на 10–15 °С;
- подача порошкоподібної суміші (вапно, плавиковий шпат та кальцинована сода) за допомогою бункер-дозатора на струмінь металу, який стікає по випускному жолобу в ківш. При падінні струменя металу на дно ковша або шару накопиченого металу відбувається інтенсивне перемішування обох фаз (рідкого металу та шлаку, що утворився), в результаті чого досягається швидка десульфуріяція металу. Витрати суміші складають ~1,2–1,6 % від ваги металу.

На ВАТ «Маріупольський металургійний комбінат ім. Ілліча» для приготування твердих шлакових сумішей була створена спеціалізована

ділянка з високим ступенем механізації потужністю до 10 тис. т/рік ТШС, що достатньо для оброблення 300 тис. тонн сталі при питомій масовій витраті ТШС – 30 кг/т сталі [47]. Загальна тривалість приготування однієї порції (замісу) суміші масою 1250 кг складає 1,5–2,0 години. Для приготування шлакових сумішей використовують відходи власного виробництва (відсів алюмінієвої стружки та некондиційне вапно).

При виробництві трубних марок сталі в киснево-конверторному цеху ВАТ «ММК ім. Ілліча» (09Г2ФБ, 10Г2ФБУ и 10Г2ФБ) з використанням ТШС та ковшів з футерівкою з основного вогнетривкого матеріалу вміст сірки в металі було знижено до 0,004 %. Одночасно підвищилось засвоєння алюмінію, мангану та кремнію при коректуванні хімічного складу сталі в ковші, а стійкість футерівки ковшів виросла більше, ніж у 2,5 рази.

У випадку повної заміни синтетичного вапняно-глиноземного шлаку на ТШС питомі витрати суміші становлять 12–14 кг/т сталі.

Спеціалістами інституту ДонНДІЧорМет було запропоновано для покращення умов шлакоутворення та фізико-хімічних властивостей рафінувального шлаку для сталей мартенівського та киснево-конверторного виробництв до складу звичайної суміші (60–65 % вапна та 35–40 % плавикового шпату) ввести до 10 % відсіву алюмінієвої стружки. Ця добавка сприяє зниженню в'язкості шлаку в інтервалі температур 1550–1600 °С і температури плавлення суміші на 50–60 °С [48–50].

Іншим різновидом оброблення металу в ковші шлаковими сумішами є технологія використання твердих екзотермічних шлакоутворювальних сумішей (ТЕШС), до складу яких, окрім вапна, плавикового шпату та глинозему, входить «паливо» – натрієва селітра (окиснювач) та алюмінієвий порошок або стружка.

У Маріуполі на ВАТ «ММК ім. Ілліча» була впроваджена технологія позапічного рафінування сталей конверторного виробництва 09Г2С, 10Г2С1 та 16ГС рідкими синтетичними шлаками, які отримані із ТЕШС [45, 46].

Вибір складу ТЕШС здійснюється на основі розрахунку матеріального

та теплового балансу з урахуванням того, щоб при формуванні шлаку з необхідними фізико-хімічними властивостями виділялася така кількість тепла, якого достатньо для розплавлення шлакової суміші і нагріву продуктів реакції. Тобто тепло, яке виділяється, повинно покривати витрати тепла, пов'язані з додатковим «охладженням металу». Кількість горючого компоненту (алюмінію) зазвичай на 7 % перевищує стехіометрично необхідну кількість для взаємодії з оксидами шлакової суміші.

Установлено, що ступінь десульфурації сталей зростає з підвищенням витрат шлакової суміші і ця залежність описується емпіричним рівнянням, яке має наступний вигляд:

$$\delta_s = 2,6 \cdot P + 32,3, \quad (5.10)$$

де  $\delta_s$  – ступінь десульфурації, %;

$P$  – витрати шлакової суміші, кг/т сталі.

У табл. 5.2 наведені технологічні показники плавок, виконаних за традиційною технологією (рідким синтетичним шлаком) та з обробленням ТЕШС.

Таблиця 5.2 – Технологічні показники плавок [46]

| Показники                          | Варіант технології  |                     |
|------------------------------------|---------------------|---------------------|
|                                    | Традиційна          | З обробленням ТЕШС  |
| Вміст сірки в сталі, %:            |                     |                     |
| - перед випуском                   | 0,013–0,045 / 0,031 | 0,023–0,041 / 0,033 |
| - у злитку                         | 0,010–0,030 / 0,019 | 0,008–0,021 / 0,014 |
| Ступінь десульфурації сталі, %     | 24,6–49,5 / 37,1    | 47,8–71,4 / 54,5    |
| Температура сталі в ковші, °С      | 1535–1580 / 1567    | 1555–1580 / 1570    |
| Витрати рідкого чавуну, кг/т сталі | 783–829,5 / 806,7   | 788–830,5 / 805,8   |
| Витрати ТЕШС, кг/т сталі           | –                   | 8,1–9,2 / 8,65      |

Примітка. У чисельнику наведені граничні значення, а в знаменнику – середні

Із даних табл. 5.2 видно, що застосування ТЕШС забезпечило підвищення ступеня десульфурації сталі та зниження вмісту сірки в готовій сталі на 25 % порівняно з традиційною технологією.

Зміни хімічного складу шлаку при обробленні сталі наведено в табл. 5.3. Із, наведених даних видно, що по мірі випуску металу та надходження конверторного шлаку в ківш підвищується окисненість шлаку, а отже знижується здатність шлаку видаляти сірку.

Таблиця 5.3 – Зміна хімічного складу шлаку при обробленні сталі[46]

| Час відбору проби<br>шлаку                               | Вміст компонентів у шлаку, % |                                |                  |     |                    |      |      |
|----------------------------------------------------------|------------------------------|--------------------------------|------------------|-----|--------------------|------|------|
|                                                          | CaO                          | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | SiO <sub>2</sub> | MnO | Fe <sub>аар.</sub> | Al   | S    |
| При наповненні<br>ковша на 2/3 висоти<br>(шлак із ТЕШС)  | 45,5                         | 19,8                           | 14,3             | 4,8 | 3,4                | 0,94 | 0,01 |
| Після випуску плавки<br>(шлак із ТЕШС і<br>конверторний) | 50,7                         | 9,8                            | 16,7             | 7,5 | 7,2                | 0,60 | 0,31 |

Дослідження якості товстолистового прокату сталей 09Г2С та 16ГС показало, що застосування технології з використанням ТЕШС дозволяє в 2–3,5 рази знизити вміст сульфідних включень у сталях, за рахунок чого на 15–35 % зросли показники ударної в'язкості при температурі –40 °С і на 12 % збільшився вихід листового прокату вищої категорії. Така закономірність притаманна як для термообробленого, так і для гарячекатаного прокату.

Одержані результати підвищення якості за рахунок оброблення сталі ТЕШС досягнуті без зміни таких показників, як питомі витрати чавуну, температура металу на випуску, а також без погіршення санітарно-гігієнічних умов праці.

На підприємствах металургійного комплексу знаходить застосування і технологія десульфурзації сталей з обробленням їх рідкими синтетичними шлаками, які отримують шляхом спалення екзотермічних шлакових сумішей у спеціальних установках у конверторних цехах (так звані самоплавні шлакові суміші – СШС), тобто ці шлаки отримують практично без витрати електроенергії [46, 48, 51].

До складу СШС входять: плави́ковий шпат або флюоритовий концентрат – 10 %; вапно крупністю менше 15 мм – 58–60 %; алюмінієвий

порошок – 1–12 % і натрієва селітра – 19–20 %. У ряді випадків алюмінієвий порошок замінюють на вибухобезпечні відсівы алюмінієвої стружки. Приготування СШС починають змішуванням інертних матеріалів (вапна та плавикового шпату), а потім в отриману суміш додають необхідну кількість натрієвої селітри і наприкінці – відсів алюмінієвої стружки. Отриману, таким чином, суміш перевантажують у камеру спалювання.

Підпал суміші здійснюється за допомогою сталених прутків, які попередньо нагрівають до температури 1000–1100 °С і потім занурюють у суміш або спеціального пристрою, за допомогою якого збуджують електричну дугу.

Сучасні теорії горіння в гетерогенних системах не дозволяють точно розрахувати швидкість горіння суміші і тому тривалість горіння, тобто перехід суміші в рідкий стан, визначається експериментальним шляхом. На швидкість горіння СШС найбільше впливає масова частка алюмінію в суміші, тобто її термічність. У табл. 5.4 наведені порівняльні результати застосування СШС та звичайної (традиційної) технології виплавляння сталі 09Г2С на ВАТ «ММК ім. Ілліча».

Таблиця 5.4 – Результати оброблення сталі із застосуванням СШС

| Варіант оброблення | Витрати шлаку, кг/т | Вміст сірки, % мас. |                 | Ступінь десульфурації, % |
|--------------------|---------------------|---------------------|-----------------|--------------------------|
|                    |                     | перед випуском      | у готовій сталі |                          |
| СШС-1              | 27,4                | 0,044               | 0,015           | 65,4                     |
| СШС-2              | 27,8                | 0,042               | 0,011           | 72,2                     |
| Без оброблення СШС | –                   | 0,038               | 0,027           | 29,2                     |

Примітка: 1. Склад суміші СШС-1 – вапно 59–68 %; плавиковий шпат 2–4 %; відсівы алюмінієвої стружки 14–20 %; натрієва селітра 19 %.

2. Склад суміші СШС-2 – вапно 52–55 %; плавиковий шпат 2–4 %; відсівы алюмінієвої стружки 16–18 %; натрієва селітра 19 %

Із даних табл. 5.4 видно, о при однакових технологічних умовах (практично однакові питомі витрати шлаків СШС-1 и СШС-2) оброблення сталі шлаком із СШС приводить до суттєвого зниження вмісту сірки в сталі.

## Питання для самоперевірки

1. Дайте визначення поняттю «шлак».
2. Яка суть молекулярної теорії шлаків і що вона для металургії?
3. Яка суть іонної моделі рідких шлаків?
4. Яка суть моделі шлаку як фази, що має колективну електронну систему?
5. У чому полягає позитивна роль шлаків у подових процесах?
6. Назвіть найважливішу технологічну характеристику шлаку і як вона визначається?
7. Який головний компонент основних шлаків і які найважливіші фізико-хімічні властивості він визначає?
8. Які сполуки, що утворюються в результаті взаємодії оксидів, можуть бути присутні в шлаку?
9. Назвіть найважливіші фізичні властивості шлаків, що застосовуються в сталеплавильному виробництві.
10. Якими чинниками визначається ефективність рафінування металу шлаком.
11. Що таке ступінь рафінування?
12. У чому полягає одношлакова технологія виплавляння сталі в дугових печах?
13. Які синтетичні шлаки найбільш розповсюджені для оброблення сталі в ковші?
14. Якою повинна бути температура нагріву синтетичного шлаку перед зливом його в ківш?
15. Які переваги має процес оброблення сталі в ковші синтетичними шлаками?
16. Які існують три варіанти застосування технології оброблення сталі в ковші синтетичними шлаками?
17. Для чого вводять відсів алюмінієвої стружки у шлаки?

18. Який склад мають тверді екзотермічні шлакоутворювальні суміші (ТЕШС)?
19. Як готують самоплавні шлакові суміші (СШС)?

### Література

1. Григорян В. А. Теоретические основы электросталеплавильных процессов / В. А. Григорян, Л. Н. Белянчиков, А. В. Стомахин. – М.: Металлургия, 1987. – 271 с.
2. Шенк Г. Физико-химия металлургических процессов / Г. Шенк. – Харьков-Киев: ОНТИ, 1930. – 306 с.
3. Есин О. А. Электролитическая природа жидких шлаков / О. А. Есин. – Свердловск: Дом техники Уральского индустриального ин-та им. С. М. Кирова, 1946. – 41 с.
4. Явойский В. И. Теория процессов производства стали / В. И. Явойский. – М.: Металлургия, 1967. – 518 с.
5. Воскобойников В. Г. Общая металлургия / В. Г. Воскобойников, Ф. П. Еднерал, В. А. Кудрин, А. М. Якушев. – М.: Металлургия, 1967. – 424 с.
6. Шахпаронов М. И. Введение в молекулярную теорию растворов / М. И. Шахпаронов. – М.: Гостехтеориздат, 1956. – 507 с.
7. Делимарский Ю. К. Электрохимия ионных растворов / Ю. К. Делимарский. – М.: Металлургия, 1978. – 248 с.
8. Шпак А. П. Структурные особенности расплавов оксидных систем / А. П. Шпак, В. Э. Сокольский, В. П. Казимиров, С. Ю. Смык, Ю. А. Куницкий. – Киев: Академперіодика, 2003. – 138 с.
9. Чуйко Н.М. Определение активных концентраций компонентов шлака при учете существования ионов и недиссоциированных соединений / Н. М. Чуйко // Изв. АН СССР, ОТН. – 1958. – № 11. – С. 14
10. Чуйко Н.М. К теории строения металлургических шлаков / Н. М. Чуйко // Изв. Вузов, Черн. Металургія. – 1959. – № 5. – С. 3 – 10.

11. Korber F. Die Grundlagen der Desoxydation mit Mangan und Silizium / F. Korber, W. Oelsen // Mitt. Keiser. – Wilhelm Inst. Eisenforschung. – 1933. – S. 271.

12. Темкин М. Н. Смеси расплавленных солей как ионные растворы / М. Н. Темкин // ЖФХ. – 1946. – т. 20. – С. 105 – 109.

13. Герасименко П. Іонна теорія та електрохімічна взаємодія шлаку і металу при виробництві сталі / П. Герасименко. – Киев: Наукова думка, 1966. – 156 с.

14. Бигеев А. М. Металлургия стали / А. М. Бигеев, В. А. Бигеев. – Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 544 с.

15. Кожеуров В. А. Термодинамика металлургических шлаков / В. А. Кожеуров. – Свердловск: Metallurgizdat, 1955. – 385 с.

16. Пономаренко А. Г. Вопросы термодинамики фаз переменного состава, имеющих коллективную электронную систему / А. Г. Пономаренко // ЖФХ. – 1974. – т. 48. – № 7. – С. 1668 – 1671.

17. Михайлов Г. Г. Термодинамика металлургических шлаков: уч. пособие / Г. Г. Михайлов, В. И. Антоненко. – М.: МИСиС, 2013. – 173 с.

18. Есин О. А. К полимерной модели ионных расплавов / О. А. Есин // Физико-химические исследования металлургических процессов: межвузов. сб. – Свердловск: Урал. политех. ин-т, 1977. – Вып. 5. – С. 4 – 24.

19. Вильгельм Е. М. О применении термодинамики ионных расплавов / Е. М. Вильгельм, Г. Г. Михайлов // Физико – химические исследования металлургических процессов. – Свердловск: УПИ, 1978. – Вып. 6. – С. 63 – 69.

20. Тюрин А. Г. К термодинамике молекулярных и ионных растворов / А. Г. Тюрин // Металлы. – 1993. – № 2. – С. 48 – 56.

21. Смирнов М. В. Структура расплавленных солей. 1. Галогениды щелочных металлов / М. В. Смирнов, О. М. Шабанов, А. П. Хайменов // Электрохимия. – 1966. – Т. 2. - № 11. – С. 1240 – 1248.



22. Пригожин И. Химическая термодинамика / И. Пригожин, Р. Дефей. – Новосибирск, 1966. – 510 с.

23. Zhang J. Coexistence theory of slag structure and its application to calculation of oxidizing capability of slag melts / J. Zhang // Journal of Iron and Steel Research International. – 2003. – № 10(1). – С. 1 - 9.

24. Zaitsev A. I., Shakhpazov E. Kh. Development of a modern theory for metallurgical slag / A. I. Zaitsev, E. Kh. Shakhpazov // Metallurgist. – 2009. – Vol. 53. Article number: 255 (2009).

25. Muhammad Sajid. Understanding the Structure and Structural Effects on the Properties of Blast Furnace Slag (BFS) / Sajid Muhammad, Bai Chutian, Muhammad Aamir, Zhixiong You // ISIJ International. – 2019. – № 59(7). – С. 1153 – 1166.

26. Seshadri Seetharaman. Understanding the Properties of Slags / Seshadri Seetharaman, Lidong Teng, Miyuki Hayashi, Lijun Wang // ISIJ International. – 2013. – № 53(1). С. 1 - 8.

27. Крамаров А.Д. Производство стали в электропечах / А. Д. Крамаров. – М.: Металлургия, 1969. – 348 с.

28. Андронов В. Н. Жидкие металлы и шлаки. Справочное издание / В. Н. Андронов, Б. В. Чекин, С. В. Нестеренко. – М.: Металлургия, 1977. – 127 с.

29. Минаев Ю.А. Поверхностные явления в металлургических процессах / Ю. А. Минаев – М.: Металлургия, 1984. – 152 с.

30. Кудрин В. А. Внепечная обработка чугуна и стали / В. А. Кудрин. – М.: Металлургия, 1992. – 336 с.

31. Режим доступа: <https://www.annales.org/archives/x/perrin.html> .

32. Alenka Rastovčan-Mioč, Tahir Sofilić, Boro Mioč. Application of electric arc furnace slag. – January 2009. – P. 1-9.

Режим доступа: <https://www.researchgate.net/publication/265422590> .

33. Воинов С.Г. Рафинирование стали синтетическими шлаками / С. Г. Воинов, А. Г. Шалимов, Л. Ф. Косой. – М.: Металлургия, 1970.– 459 с.

34. Jorge Madias. Electric Furnace Steelmaking / Jorge Madias // Treatise on Process Metallurgy. – Vol. 3. – 2014. P. 271 – 300.

Режим доступа: <http://dx.doi.org/10.1016/B978-0-08-096988-6.00013-4> .  
<https://www.researchgate.net/publication/261710722> .

35. Коновалов Ю. В. Металлургия. Книга 1. Производство чугуна, железа, стали и ферросплавов / Ю. В. Коновалов, А. А. Троянский, С. Н. Тимошенко. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2011. – 431 с.

36. Попель С. Г. Влияние компонентов оксидного расплава на его межфазное натяжение с железом / С. Г. Попель // Журнал физической химии. – 1958. – Вып. 10. – С. 5 – 17.

37. Попель С.Г. Теория металлургических процессов / С. Г. Попель – М.: ВИНТИ, 1971. – 131 с.

38. Явойский В. И. Роль поверхностных явлений в черной металлургии / В. И. Явойский // Поверхностные явления в металлургических процессах: труды межвузовской конференции. – М.: Металлургиздат, 1963. – С. 23 – 24.

39. Баум Б. А. Плотность и поверхностная энергия жидких сплавов системы Fe-Cr-C /Б. А. Баум, П. В. Гельд, Ю. Н. Акшенцев // Поверхностные явления в расплавах: сб. статей. – Киев: Наукова думка, 1968. – С. 202 – 210.

40. Григорян В. А. Кинетика растворения графита в железоуглеродистом расплаве в присутствии поверхностно-активных веществ / Смачиваемость и поверхностные свойства расплавов и твердых тел: сб. статей. – Киев: Наукова думка, 1972. – С. 112 – 115.

41. Ayyandurai A. Development of synthetic slag for desulphurisation of the steel during steelmaking in induction furnace / A. Ayyandurai // Advances in Materials and Processing Technologies. - February 2021. Режим доступа: <https://doi.org/10.1080/2374068X.2021.1878729> .

42. Gavanescu A. Effects of syntactic slag steel treatment / A. Gavanescu // Proceedings of national conference on metallurgy and material science. - Bucuresti, sept. 2001. – P. 96 – 101.

43. Grillo F. F. Evaluation of cast iron desulfurization with synthetic slags /

F. F. Grillo, E. Junca, R. Pezzin, R. Deike, J. R de Oliveira, G. Bretz, D. Espinosa // Technical contribution to the 47<sup>th</sup> Seminario de Aciaria – Internacional, part of the ABM Week, September 26-30, 2016. – Rio de Janeiro, RJ, Brazil. – P. 285 – 292. Режим доступа: <https://www.researchgate.net/publication/320119133>

44. Ткаченко А. И. Обработка рельсовой стали в ковше твердой шлакообразующей смесью / А. И. Ткаченко, Н. А. Фомин, В. Л. Котляр // Черная металлургия. – 1989. – № 5. С. 57 – 58.

45. Климов Ю. В. Рафинирование стали в ковше твердой экзотермической смесью / Ю. В. Климов, В. С. Ворошилин, А. В. Побегайло // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1993. – №4. С. 20 – 21.

46. Бойко В. С. Внепечная обработка стали в ККЦ ОАО «ММК им. Ильича» / В. С. Бойко, В. В. Климанчук, А. А. Ларионов. – Мариуполь: Изд. «Рената», 2005. – 163 с.

47. Исследование и отработка технологии рафинирования самоплавкими смесями сталей ответственного назначения, в т.ч. трубных сталей для магистральных газопроводов. (Отчет 76/77). ДонНИИЧерМет / [Крупман Л. И.]; Донецк, 1978. – 211 с. № Б718649.

48. Дюдкин Д. А. Современная технология производства стали / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисилenko. – М.: Теплотехник, 2007. – 528 с.

49. Смирнов А. Н. Тенденции развития производства стали в конверторных цехах. Бюллетень «Черная металлургия» / А. Н. Смирнов // «Черметинформация», 2010. – № 9. – С. 37 – 42.

50. Шибаниц Э. Н. Внепечная обработка в ККЦ ОАО «ММК им. Ильича» / Э. Н. Шибаниц, А. А. Ларионов, А. В. Побегайло // Металл и литье Украины. – 1997. – № 10. – С. 21 – 23.

51. Дюдкин Д. А. Опыт использования самоплавких шлаковых смесей / Д. А. Дюдкин, А. А. Ларионов, Л. И. Крупман // Сталь. – 1990. – № 2. – С. 25 – 28.

## РОЗДІЛ 6

### ОБРОБЛЕННЯ МЕТАЛЕВОГО РОЗПЛАВУ В КОВШІ ГАЗОПОРОШКОВИМИ СУСПЕНЗІЯМИ

Розвиток сучасного сталеплавильного виробництва характеризується зростанням продуктивності металургійних агрегатів, техніко-економічних показників процесів та одночасним підвищенням якості металопродукції. Багато в чому це досягається за рахунок інтенсифікації процесів позапічного оброблення металів.

Основними завданнями позапічного оброблення сталі є розкиснення та рафінування металу. Реакції взаємодії введених у розплав розкиснювачів з розчиненим у металі киснем, як і процеси рафінування, протікають на межі поділу фаз. Від ступеня розвитку поверхні контакту реагуючих фаз, особливостей видалення продуктів взаємодії та оновлення цієї поверхні залежать час та повнота перебігу реакцій. Тому увагу металургів-технологів привертають усі заходи, які забезпечують збільшення поверхні контакту та прискорення масообміну між реагуючими фазами, що зрештою призводить до інтенсифікації металургійних процесів.

Ефективним прийомом прискорення перебігу різних металургійних реакцій є подрібнення матеріалів, якими обробляється метал. Яскравим тому прикладом є оброблення металу синтетичними шлаками, коли за рахунок кінетичної енергії падаючого струменя металу шлак розбивається на дрібні краплі і відбувається швидке рафінування сталі. При використанні твердих реагентів для збільшення поверхні контакту з рідким металом їх подрібнюють і вводять у розплав у порошковому вигляді тим або іншим способом.

Одним з таких способів є вдування порошкоподібних матеріалів з розвиненою питомою поверхнею за допомогою газу-носія. У цьому випадку одночасно зі збільшенням поверхні поділу метал-порошок відбувається інтенсивне перемішування металевого розплаву газом. Це сприяє

прискоренню перебігу реакцій та більш повному і швидкому очищенню металу від домішок при менших витратах шлакоутворювальних матеріалів.

Проведена велика кількість досліджень у нас в країні та за її межами показала високу ефективність технології виробництва сталі з обробленням її порошковими матеріалами на всіх етапах технологічного процесу, починаючи від високопродуктивного приготування якісних порошкоподібних матеріалів, їх здешевлення та закінчуючи вирішенням питань механізації та автоматизації їх подачі до металургійних агрегатів і безпосереднього вдування у розплавлений метал [1–4]. Багато діючих і створених агрегатів позапічного оброблення сталі в ковші оснащуються пристроями, що дозволяють при необхідності проводити операцію продування металу порошковими сумішами [5–7].

### **6.1 Основні завдання та методи оброблення металевих розплавів порошками**

У практиці металургійного виробництва метод вдування порошкоподібних реагентів у глибину металевого розплаву за допомогою газу-носія відомий як TN-процес (згідно «Thyssen Niederrhein AG», ФРН), а в США, Канаді і деяких інших країнах цей метод отримав назву САВ-процесу «Calcium Argon Blowing» (кальцій-аргонове продування).

Досвід оброблення металевого розплаву порошкоподібними реагентами в ковші показав, що він забезпечує суттєве підвищення якості сталі при порівняно невисоких витратах матеріалів (порошкових реагентів та газу). На сьогодні застосовуються різні методи введення реагентів вглиб металевого розплаву, використовується велика кількість технологій та різноманітна техніка для здійснення цих процесів, розробники яких створили наступні назви: «інжекція», «ін'єкція», «інжекційна металургія», «вдування порошків» тощо. Але суть одна – введення реагентів у рідкий метал у потоці газу-носія.

Для оброблення металевих розплавів застосовуються різні шлакові суміші, а також порошки чистих металів (кальцій, магній, алюміній, барій та рідкісноземельні метали), феросплави та лігатури [1–3, 8–15]. Аналіз наявних літературних даних показує, що продування металевих розплавів у ковші порошками дозволяє достатньо успішно вирішувати різні задачі та забезпечує:

- максимально можливу поверхню контакту рідкого металу з твердими реагентами, що вдуваються;
- високу швидкість взаємодії реагентів з рідким металом;
- високий ступінь засвоєння реагентів, що застосовуються;
- інтенсивне перемішування взаємодіючих фаз;
- високу точність контролю кількості добавок, що вводяться як легувальні елементи;
- рівномірний розподіл легувальних добавок в об'ємі металевого розплаву;
- перемішування розплаву газом-носієм, який застосовується для транспортування реагенту.

Крім того, газ-носіє, який використовується для транспортування реагентів, окрім перемішування розплаву одночасно сам може позитивно впливати на рафінування металу. У якості газу-носія можуть бути використані чисті гази та їх суміші в залежності від завдань, які вирішуються продуванням порошків: аргон, кисень, азот або повітря.

Глибинна оброблення рідкої сталі порошкоподібними матеріалами використовується з різною метою, включаючи:

- розкиснення металу – багатостадійний процес, який має кілька стадій, що протікають паралельно або послідовно (розчинення розкиснювача в рідкій сталі, утворення оксидних продуктів реакції, видалення продуктів реакції або зміна морфології оксидних включень);
- десульфуріяція металу, що здійснюється з метою зниження концентрації сірки та сульфідних включень у сталі, які негативно впливають

на фізико-механічні властивості сталі і погіршують зварюваність, антикорозійні властивості та ін. Перехід сірки з металу до шлаку відбувається або в результаті прямого контакту розплав-шлак, або після взаємодії сірки з реагентами, такими як  $\text{CaO}$ ,  $\text{CaC}_2$  або  $\text{Ca}$ ,  $\text{Mg}$ , РЗМ;

– дефосфорація металу – невід’ємна частина технології виплавки сталі (при позапічній обробці в ковші практично не застосовується), яка дозволяє знизити вміст фосфору до необхідних значень, оскільки присутність цього елемента є небажаною із-за зниження пластичності металу, особливо ударної в’язкості при низьких температурах, (тобто фосфор викликає так звану холодноламкість сталі);

– легування металевого розплаву в ковші застосовується в ряді випадків, наприклад, для введення легувальних елементів, які із-за шкідливої дії на здоров’я персоналу, небезпечно вводити під час плавки (свинець, скандій, селен та ін.);

– науглецювання сталі шляхом вдування в розплав порошкоподібних карбонізаторів (графіту, коксу тощо) дозволяє вирішувати багато технологічних задач, наприклад, корегувати вміст вуглецю в металі, проводити розкиснення металу шляхом вдування в окиснений розплав порошків, що містять вуглець.

Багаторічний досвід застосування методу вдування порошкових реагентів у рідкий метал показав, що він є одним з ефективних технологічних прийомів підвищення якості сталі. Цей метод пройшов широкомасштабні промислові випробування [1, 2]. Накопичений досвід висвітлено в численних публікаціях, у тому числі в збірках доповідей міжнародних конференцій, присвячених цій тематиці [3, 4, 6, 7].

## **6.2 Організація подачі порошкових суспензій у розплав**

Методи інжекційної металургії, включаючи оброблення рідкого металу газами та газопорошковими сумішами (суспензіями), знаходять все більше

застосування, оскільки вони не потребують великих капітальних вкладень та витрат ручної праці для їх проведення. Для цих процесів притаманна порівняно висока продуктивність і, в той же час, вони забезпечують високу ступінь очищення металу від домішок при обробленні великих мас розплавів. Згідно з деякими даними інжекція дозволяє вводити в метал до 70 кг порошку на хвилину [16], тоді як порошкового дроту лише 15-20 кг на хвилину. За рахунок швидкого введення великої кількості високоактивних кальцієвмісних реагентів при десульфурзації в ковшах масою до 100 т усього за 4–5 хвилин вміст сірки знижується з 0,027 до 0,009 % [17, 18].

Метод продування металевого розплаву порошками став доступним у результаті створення надійного устаткування для транспортування і уведення твердих матеріалів у розплав через трубки або фурми в режимах, які забезпечують витікання суміші в розплав з мінімальними витратами газу-носія.

Для процесу продування розплаву газами та газовими суспензіями були розроблені спеціальні фурми з великим ресурсом роботи, які дозволяють створювати високошвидкісні потоки газу, що в свою чергу, дозволило значно інтенсифікувати перемішування металу та шлаку. У результаті поряд з прискоренням реакцій взаємодії на межі розділу двох фаз отримують розвиток обмінні процеси між металевим розплавом та краплями шлаку, що знаходяться в ньому. У залежності від призначення або поставлених завдань процесу очищення відносно частку тих або інших реакцій можна змінювати, варіюючи витратами газу. На рис. 6.1 наведена схема продування газопорошковою сумішшю в ковші (а) і найбільш розповсюджена на практиці схема кінцевика фурми (б) [18, 19]. Кінцевик, що занурюється в метал, складається із змінної частини, довжина якої може досягати 2,5 м, та подовжувача багаторазового використання (довжина ~2,0 м).

Така конструкція кінцевика дозволяє вдувати в металевий розплав порошкові матеріали горизонтально через два отвори діаметром 12 мм. Кінцевик занурюють у металевий розплав на глибину 1,5 м при загальній



глибині ванни біля 1,7 м. Тривалість оброблення традиційно становить від 5 до 15 хв. Теплові втрати металу в процесі оброблення залежать від кількості (об'єму) порошку, що вдувається в розплав. Із практичного досвіду відомо, що середні втрати тепла при використанні аргону як газу носія становлять  $\sim 2,0^{\circ}\text{C}/\text{хв.}$

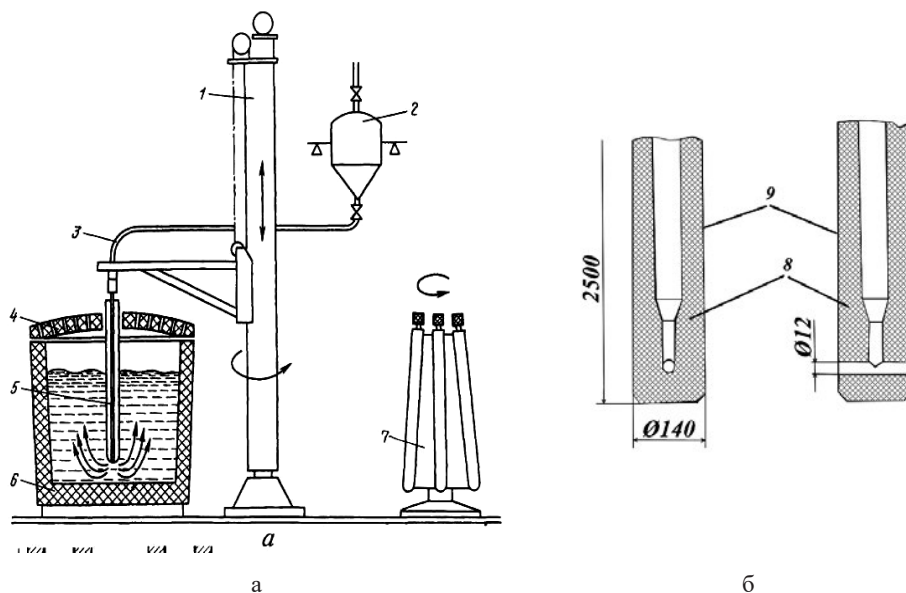


Рисунок 6.1 – Багатоцільова установка для продування сталі в ковші через фурми шведської фірми «Scandinavisk Lancers» (а) і фурма з кінцевиком для вдування порошоків у металевий розплав (б):

1 – підйомно-опускний пристрій, 2 – роздавальний бункер, 3 – труба для продування, 4 – кришка з вогнетривкою футерівкою, 5 – фурма, 6 – ківш, 7 – накопичувач фурм, 8 – високо-глиноземний вогнетрив; 9 – стальна труба

Частинки порошку, що не впровадилися в метал, виносяться з підфурменої зони бульбашками газу, швидкість спливання яких оцінена приблизно у 0,3 м/с. Частини, що впровадилися в метал, відповідно до рівняння Стокса в умовах спокійної ванни, мають швидкість спливання від 0,23 до 23 см/с залежно від їх розміру. Проте, враховуючи наявність у рідкому металі зон барботажу та циркуляції, час їх перебування у металі оцінити досить складно. Принаймні для зони циркуляції воно значно більше,

ніж може бути визначено для спокійного розплаву.

Вдування в рідкий розплав у струмені газу-носія порошкоподібних матеріалів, що мають температуру навколишнього середовища, призводить до зміни температури як самого металу, так і реагентів, що вводяться. Нагрівання порошку, що вдувається, може відбуватися в підфурменій зоні, а також у зонах циркуляції і барботажу. Розрахунки з використанням різних методик показують, що газ, який вдувається в розплав, за рахунок конвекційного теплообміну нагрівається до температури рідкої сталі протягом декількох мілісекунд. За наявності в газі скупчень частинок зростає теплоперенесення за рахунок випромінювання, а також збільшується конвекційний теплообмін. Процес теплопередачі продовжується і в зоні барботажу. Приймаючи, що частинки безпосередньо контактують з металом, а теплопередача здійснюється теплопровідністю, розрахований час нагрівання частинок діаметром 0,2 мм при температурах 1400–1600 °C становить від 0,3 до 3 секунд. Таким чином, навіть частинки, флотовані газом за час свого перебування в розплаві, мають можливість досягти температури металу (1600 °C). А легкоплавкі компоненти при цьому перейдуть у рідкий стан.

До складу агрегату шведської фірми «Scandinavias Lancers», схема якого наведена на рис. 6.1, входять кілька контейнерів пневмонагнітавачів, що дозволяє змішувати різні порошки та змінювати склад суміші без зупинки продування металу. Таким чином можна отримувати суміші різні за складом, наприклад: вапно – польовий шпат, вапно – карбід кальцію, вапно – магній, силікокальцій – алюміній та ін. При необхідності під час оброблення розплаву до суміші можна додати порошки феросплавів для мікролегування сталі відповідними елементами.

Устаткування подібного призначення було запущене в експлуатацію в 1996 році в киснево-конверторному цеху ВАТ «Мариупольський металургійний комбінат ім. Ілліча» (рис. 6.2, розробка ВНДІМетМаш та ВО «Азовмаш») [20].

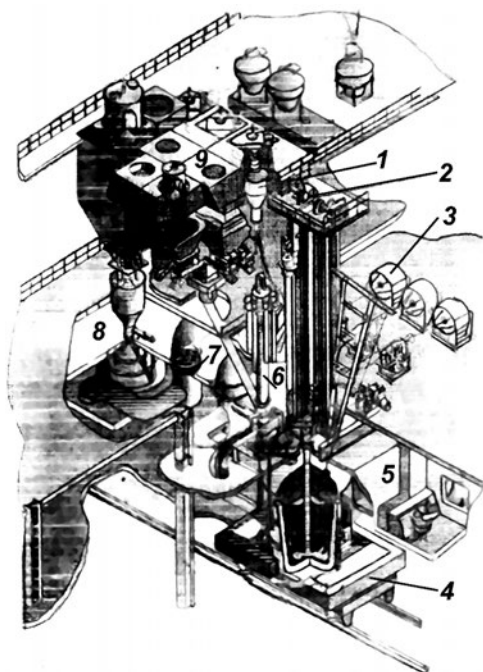


Рисунок 6.2 – Агрегат для доведення сталі в ковші (АДС–2П–3С–160):

1 – блок зберігання, дозування та подачі порошків у струмінь аргону; 2 – машина незалежних переміщень продувочних і вимірювальних фурм; 3 – трайб-апарати для подачі дроту; 4 – система подачі ковшів під оброблення; 5 – система контролю та управління технологічним процесом; 6 – фурма; 7 – система аспірації; 8 – блок зберігання, дозування і подачі теплоізоляційної суміші; 9 – блок зберігання, дозування і подачі феросплавів та охолоджувача

Пневмотранспорт порошкових матеріалів від пневматичних pomp до фурми здійснюється по спеціальному матеріалопроводу. Підключення в роботу кожної з пневматичних pomp для подачі відповідного реагенту в ківш здійснюється за допомогою перемикача газОВО-порошкових потоків, встановленого на трубопроводі, який з'єднано з пневматичними помпами. Система дозування забезпечує оперативну інформацію про кількість порошку, яка видається кожною помпою.

Пристрої для введення порошкових реагентів оснащені системами контролю та регулювання витрат аргону на аерацію і транспортування порошку. Роботою цих устроїв керують дистанційно з пульта управління.

Доставка порошкових матеріалів з відділень, де їх виготовляють, здійснюється в спеціальних контейнерах об'ємом 1,5 м<sup>3</sup>, які зроблені в пожежобезпечному та вибухобезпечному виконанні.

### 6.3 Розкиснення сталі вдуванням порошкових матеріалів у розплав

Оксидні неметалічні включення негативно впливають на міцність та інші характеристики багатьох сталей, тому завдання металургів зводиться до отримання сталі з мінімально можливим вмістом неметалічних включень. Процес розкиснення металу являє собою хімічну реакцію елемента розкиснювача і розчиненого в металі кисню. Ця реакція супроводжується утворенням та укрупненням неметалічних включень, які надалі необхідно видаляти з металу. Для цього необхідно організувати їх спливання та асиміляцію шлаком, який знаходиться на поверхні металевої ванни. Ефективність цих процесів залежить від властивостей неметалічних включень, а саме: температури плавлення, густини, змочування рідким металом, здатністю включень до асиміляції шлаком.

Для визначення ймовірності та пропорційної їй інтенсивності зародження нової фази всередині рідкого металу В. І. Явойський запропонував наступний вираз [21]:

$$I = K_1 e^{\left\{ -\frac{16\pi \cdot V^2 \sigma^3}{3k^3 \cdot T^3 \ln^2 \frac{n}{n_s}} \right\}}, \quad (6.1)$$

де  $K_1$  – коефіцієнт, який визначається розрахунковим шляхом;

$V$  – об'єм, що приходить на одну молекулу в фазі, яка виділяється, м<sup>3</sup>;

$\sigma$  – міжфазний натяг на межі метал-включення, Дж/м<sup>2</sup>;

$k$  – стала Больцмана, Дж/ К;

$T$  – абсолютна температура, К;

$n/n_s$  – ступінь пересичення розплаву розчиненими в ньому оксидами в порівнянні з випадком плоскої поверхні поділу фаз шлак-метал.

За даними М. Я. Іщука та ін. [22] величина міжфазної енергії, яка необхідна для зародження рідкої або твердої фази, становить 200–600 ерг/см<sup>2</sup> (0,2–0,6 Дж/м<sup>2</sup>). При цьому підкреслюється, що включення оксидів заліза можуть виділятися мимовільно при невеликих пересиченнях розплаву.

У своїй монографії В. І. Явойський [21] відмічає, що при  $\sigma = 100$  ерг/см<sup>2</sup> (0,1 Дж/м<sup>2</sup>) і пересиченні металевого розплаву (сталі) всього в 2–3 рази інтенсивність зародження включень буде складати  $0,7 \cdot 10^{21}$  зародка/(м<sup>3</sup>·с).

Аналізуючи чинники, які впливають на швидкість спливання включень у сталі, С. І. Попель і А. О. Дерябін [23] дійшли висновку, що необхідно урахувати агрегатний стан (тверді або рідкі) неметалічних включень, їх форму та наявність у розплаві поверхнево активних речовин. Відзначені чинники суттєво впливають на очищення металу від включень в умовах спокійної рідини та невеликих їх розмірів. Виконані авторами розрахунки для випадку спливання в рідкому залізі крапель мартенівського шлаку, в яких у кормовій частині накопичується кисень, показали, що гальмуюча дія поверхнево активних речовин проявляється вже при розмірі частинок більше 0,56 см. Відповідно до їх даних швидкість підйому твердих кульок у спокійній рідині ( $Re < 1$ ) формула Стокса дає занижені значення в середньому на 20–30 %.

Система рідкий метал – включення визначається термодинамічно нестійкою і має природне прагнення до видалення включень або зменшення величини сумарної поверхні поділу метал-включення. При цьому швидкість спливання продуктів розкиснення (неметалічних включень) залежить, головним чином, від розмірів частинок та їх густини [9, 10, 21].

Виходячи з положень колоїдної хімії В. І. Явойський припустив, що найбільш ймовірні три процеси укрупнення частинок у рідкій сталі [21]:

– коалесценція – об'єднання рідких крапель з утворенням однієї більш крупнішої, що має меншу питому поверхню контакту з розплавом;

– коагуляція – прилипання або спікання твердих частинок, яке відбувається в результаті того, що в місцях контакту включень міжфазна поверхнева енергія значно нижча, ніж на поверхні контакту включення і металу;

– адгезія – злипання твердого і рідкого включень, яке в деяких випадках може супроводжуватися розчиненням твердого включення в рідкому.

Таким чином, виходячи з викладеного, можна зробити висновок, що одним із шляхів інтенсифікації зародження неметалічних включень та їх наступного видалення є внесення в метал готових поверхонь поділу, створення умов для перенасичення розплавленого металу фазою, що уособлюється, і укрупнення неметалічних включень. Протіканню відзначених процесів в об'ємі рідкого металу сприяє продування порошкоподібними матеріалами, які мають відповідні властивості (низьку температуру плавлення і теплоємність, здатність не розчинятися в металі та бути сорбентом по відношенню до неметалічних включень) [10, 24].

У роботі [24] показано, що гідродинамічний стан розплаву має великий вплив на укрупнення та наступне видалення включень. Перемішування розплаву забезпечує перехід включень до поверхні поділу розплаву зі стінками та днищем ковша, де можливе їх виділення. Крім того, частинки в потоці рідини (розплаву), в якій існує градієнт швидкостей можуть зіштовхуватися між собою саме завдяки наявності такого градієнта.

В. І. Баптизманський і співробітники [25] розглядають коагуляцію включень у турбулентному потоці як процес, що складається з двох етапів: зіткнення частинок і поглинання дрібних частинок крупними. На їх думку, перший процес (етап) супроводжується спіканням частинок, а другий – поверхневим сплавленням з можливим утворенням рідкої фази, в якій розподіляються продукти розкиснення. Для визначення частоти зіткнень

частинок двох фракцій у турбулентному потоці авторами запропонована наступна формула:

$$N = \frac{3}{2} \cdot \frac{E \cdot (d_1 + d_2)^2 \cdot u \cdot C}{d_2^3} \left[ 1 + \frac{1}{5} \cdot (v_a/u)^2 \right], \quad (6.2)$$

де  $d$  – розмір частинок (індекс 1 відноситься до великих частинок, індекс 2 – до дрібних);

$E$  – коефіцієнт осадження;

$C$  – дійсна об’ємна концентрація частинок;

$u$  – усереднена швидкість руху дрібної фракції відносно крупної;

$v_a$  – амплітуда пульсаційної швидкості.

Розрахунки, виконані В.І. Батизманським [25], показали, що введення в потік частинок розміром 0,5–5,0 мм, величина яких на 2–3 порядки перевищує розміри продуктів розкиснення (5–20 мкм), здатне збільшити число зіткнень не менше, ніж у  $10^4$ – $10^6$  рази. Знаючи, що процес укрупнення включень залежить від сил поверхневого натягу, автор дійшов висновку, що при виборі матеріалу коагулятора необхідно враховувати крайовий кут змочування між металом та шлаком (включенням), який повинен мати достатньо великі значення.

Узагальнюючи вище викладене, можна припустити, що продування металу порошкоподібними матеріалами повинно стати дієвим чинником в очищенні металу від розчиненого в ньому кисню та видаленню неметалічних включень. При цьому механізм процесу пов’язаний з полегшенням зародження включень на поверхнях поділу, які спеціально уводять у металевий розплав, укрупненням їх за рахунок інтенсивного перемішування металу газопорошковим струменем (суспензією), збільшенням числа зіткнень частинок та виносом їх на поверхню металевого розплаву. Процес рафінування металу газопорошковим струменем значною мірою

визначається фізико-хімічними властивостями включень, які утворюються, та сформованого на поверхні металевого розплаву шлаку.

Однією із основних задач розкиснення є забезпечення отримання найменшого вмісту неметалічних включень у готовій сталі та прийнятного їх розподілу в об'ємі злитка, що закристалізувався. У такому разі до елементів-розкиснювачів висуваються особливі вимоги, що регламентуються відповідними державними стандартами, в яких визначається їх кінцевий вміст у сталі. Суть їх полягає в наступному [9, 21, 26]:

- вони повинні мати високу розкиснювальну здатність, тобто мати високу спорідненість до кисню;
- вони повинні утворювати оксиди, які не розчиняються в рідкій сталі, і до того ж здатні легко видалятися з рідкого металу або, залишаючись у металі, що закристалізувався, мінімально впливати на його властивості;
- сприяти підвищенню експлуатаційних характеристик сталі і при цьому мати низьку вартість та доступність.

На сьогодні не існує універсального розкиснювача, який би найкращим чином відповідав сучасним вимогам. Тому у виробничих умовах застосовується порівняно велика кількість розкиснювачів, кожен з яких у тій або іншій мірі виявляється найкращим для відповідних умов.

Манган – на сьогодні є найбільш розповсюдженим розкиснювачем. Мангановмісний сплав – фероманган містить до 75–80 % Mn, є недефіцитним і найбільш дешевим розкиснювачем з великими рудними запасами в Україні. До того ж манган має високу спорідненість до сірки і знаходить широке застосування для десульфурзації сталі.

Алюміній – за своїми фізико-хімічними характеристиками є одним з ефективних розкиснювачів, оскільки має високу спорідненість до кисню.

Кремній – це другий за масштабами застосування в металургії дешевий і доступний розкиснювач. Уводиться в сталь у вигляді сплаву – феросиліцію, що містить від 20 до 75 % Si. Технологічні переваги кремнію як розкиснювача визначаються його високою спорідненістю до кисню.



Титан – застосовується у вигляді феротитану, що містить до 75 % Ti, і одночасно може застосовуватись як легувальний компонент при виробництві неіржавних сталей. Україна має достатні рудні ресурси і промислові потужності для виробництва титанових сплавів, у тому числі і феротитану.

Ванадій – є достатньо ефективним розкиснювачем та легувальним компонентом при виробництві високоміцних сталей. Ванадій уводять у сталь у вигляді ферованадію, який містить до 40–60 % V. В Україні здійснюється видобуток та переробка ванадійвмісної руди з отриманням сплавів на основі ванадію та чистий ванадій.

Вирішальною характеристикою елементів-розкиснювачів є їх розкиснювальна здатність, яку оцінюють за залишковою рівноважною концентрацією кисню в металі відповідно до заданого вмісту розкиснювача та температури – чим менший залишковий вміст кисню, тим вища розкиснювальна здатність елемента [27–29].

Розкиснювальну здатність можна визначити експериментально або розрахувати, виходячи з умов рівноваги реакції розкиснення, яку в загальному вигляді можна записати як рівняння:



де  $[E]$  – залишковий вміст елемента розкиснювача в металі;

$E_m O_n$  – продукт реакції розкиснення;

$n$  і  $m$  – стехіометричні коефіцієнти.

Сполуки, що утворилися в результаті окиснення, можуть мати змінний склад, тоді величини  $n$  і  $m$  будуть відрізнятися від стехіометричних сполук.

Константу рівноваги реакції розкиснення (6.3) можна записати наступним чином:

$$K = \frac{a_{E_m O_n}}{a_{[O]}^n \cdot a_{[E]}^m} = \frac{a_{E_m O_n}}{[O]^n \cdot f_O^n \cdot [E]^m \cdot f_E^m}, \quad (6.4)$$

де  $a_{EmOn}$ ,  $a_{[O]}$ ,  $a_{[E]}$  – активності оксиду, кисню та елемента розкиснювача, відповідно;

$[O]$ ,  $[E]$  – рівноважні залишкові концентрації кисню та елемента-розкиснювача, %;

$f_O$ ,  $f_E$  – коефіцієнти активності кисню та елемента-розкиснювача.

Із рівняння константи рівноваги (6.4) знаходимо:

$$[O] = \sqrt[n]{\frac{a_{EmOn}}{K \cdot f_O^n \cdot [E]^m \cdot f_E^m}}. \quad (6.5)$$

Із рівняння (6.5) витікає, що після розкиснення рівноважний залишковий вміст кисню в металі залежить від багатьох чинників. Чим менша активність продукту розкиснення, що утворився, і чим більша константа рівноваги, залишкова концентрація елемента-розкиснювача в металі і коефіцієнт активності його і кисню, тим рівноважний залишковий вміст кисню менший. Відмічені вище чинники можуть змінюватись в тих чи інших межах, викликаючи відповідні зміни глибини (ступеня) розкиснення металу.

За залишковим вмістом елемента-розкиснювача в металі можна судити про глибину розкиснення металу.

Оскільки залишкова концентрація елемента-розкиснювача в металі не велика, то при розрахунках його коефіцієнт активності зазвичай приймають рівним одиниці.

Константа рівноваги для різних елементів може відрізнятися на кілька порядків, оскільки вона характеризує спорідненість елементів до кисню, яка в кожного елемента своя і в той же час залежить від температури. Усі реакції розкиснення мають екзотермічний характер і тому з підвищенням температури величина  $K$  зменшується, що призводить до підвищення  $[O]$ , тобто до зниження розкиснювальної здатності.

Оскільки на завершальному етапі плавки температура металевого розплаву змінюється у вузьких межах, то при розрахунках зміною температури нехтують і часто приймають температуру розкиснення сталі рівною 1600 °С.

Численними дослідженнями встановлено, що продукти розкиснення можуть бути різними навіть для одного і того ж елемента. І тут існує наступна закономірність: в області низьких концентрацій залишкового елемента-розкиснювача продукт розкиснення багатший на кисень. В області високих концентрацій залишкового елемента продукт розкиснення може являти собою чистий оксид  $E_mO_n$ , якщо він виділяється зі сталі в твердому вигляді і в металі немає інших сполук, здатних взаємодіяти з ним. Якщо продукт розкиснення виділяється в рідкому вигляді, вміст в ньому  $E_mO_n$  зменшується повільно в міру зниження концентрації залишкового елемента в металі. Характерно, що чим вище спорідненість елемента до кисню, тим при менших концентраціях його в металі спостерігається виділення продукту розкиснення у вигляді чистого оксиду. Наприклад, якщо розкиснення здійснюється одночасно і манганом і кремнієм, то утворюється силікат  $MnO \cdot SiO_2$ , в результаті чого зростає розкиснювальна здатність і мангану, і кремнію.

Коефіцієнт активності кисню також може змінюватись у широких межах, оскільки на нього впливає вміст як кисню, так і інших домішок, розчинених в металі:

$$f_o^{\Sigma} = \varphi([O], [Mn], [Si], [Al] \dots), \quad (6.6)$$

де  $f_o^{\Sigma}$  – коефіцієнт активності кисню, коли в розплаві міститься кілька елементів-розкиснювачів.

Як відомо, в складних системах коефіцієнт активності кисню можна визначити за формулою, яку запропонував К. Вагнер [28]:

$$\lg f_{[O]}^{\Sigma} = e_O^O [O] + e_O^{Mn} [Mn] + e_O^{Si} [Si] + e_O^{Al} [Al] + \dots, \quad (6.7)$$

де  $e_O^O, e_O^{Mn}, e_O^{Si}, e_O^{Al}$  – параметри взаємодії, що характеризують ступінь впливу концентрації того чи іншого елемента на величину  $f_{[O]}^{\Sigma}$ .

Усі розкиснювачі знижують коефіцієнт активності кисню, тобто мають значення параметра взаємодії менше нуля (табл. 6.1).

Таблиця 6.1 – Параметри взаємодії кисню з різними хімічними елементами

| Елемент, (E) | Mn    | Si    | V     | Ti    | Al    | Zr   |
|--------------|-------|-------|-------|-------|-------|------|
| $e_O^E$      | -0,03 | -0,14 | -0,27 | -0,36 | -0,94 | -4,0 |

Як видно із наведених у табл. 6.1 даних, чим вище хімічна спорідненість елемента до кисню, тим більше параметр взаємодії, тобто сильні розкиснювачі не тільки зменшують вміст залишкового кисню в металі, але й знижують його активність.

Для приблизної оцінки розкиснювальної здатності елементів зазвичай приймають  $a_{E_m O_n} = 1, f_O = 1, f_E = 1$ , тобто допускають, що продукт розкиснення являє собою чистий оксид, а рідкий метал за вмістом кисню та залишкового розкиснювача являє собою ідеально розбавлений розчин. Тоді залежність (6.4) можна переписати у вигляді:

$$K = \frac{1}{[O]^n \cdot [E]^m}, \quad (6.8)$$

$$[O]^n [E]^m = 1/K = K'_E. \quad (6.9)$$

Величину  $K'_E$  називають умовною константою рівноваги.

Експериментально визначивши рівноважні співвідношення  $[O]$  і  $[E]$

для простих систем Fe–O–E при різних температурах, відшукують температурну залежність:

$$\lg K'_E = (A/T) + B. \quad (6.10)$$

Для даного елемента і заданої температури  $K'_E$  величина стала і тому:

$$[O] = K'_E / [E]^{m/n}. \quad (6.11)$$

Із отриманого рівняння витікає, що розкиснювальна здатність елемента залежить тільки від його концентрації в металі. Дані щодо розкиснювальної здатності основних елементів-розкиснювачів, які отримані в результаті зроблених допущень, наведені на рис. 6.3. Оскільки розкиснювальна здатність елементів відрізняється на кілька порядків, діаграма на рис. 6.3 має логарифмічну шкалу, тобто для її побудови було використане рівняння:

$$\lg [O] = \lg K'_E - (m/n) \lg [E]. \quad (6.12)$$

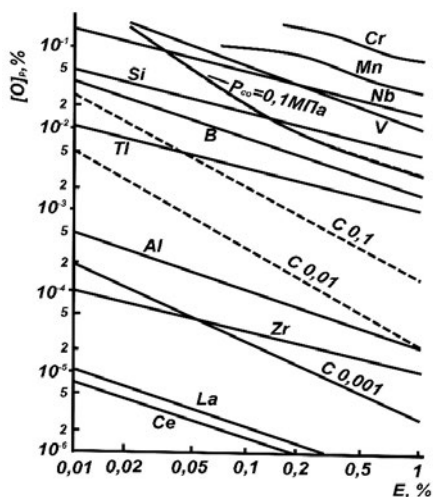


Рисунок 6.3 — Розкиснювальна здатність елементів при температурі 1600 °C

Наведені дані, хоча і спрощено, але дозволяють приблизно оцінити розкиснювальну здатність елементів. При побудові графіків враховували дані

наведені в табл. 6.2, до якої внесені найбільш достовірні показники.

При одночасному введенні в розплав кількох розкиснювачів їх розкиснювальна здатність повинна бути вище значень, наведених на діаграмі (рис. 6.3), оскільки активності оксидів, що утворилися, менші за одиницю. На цьому засноване отримання комплексних розкиснювачів. До їх складу повинні входити компоненти двох типів: компонент, окиснення якого повинно привести до отримання основного оксиду та компонент, окиснення якого спричиняє утворення кислого або аморфного оксиду.

Таблиця 6.2 – Основні реакції розкиснення та їх термодинамічні характеристики

| Реакції                                                           | Температури,<br>$t_{пл.}/t_{кип.}, ^\circ\text{C}$ | Залежність<br>константи рівноваги<br>від температури | Активність кисню<br>при $1600^\circ\text{C}$ і 1% [E] |
|-------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------|------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------|
| $2[\text{V}] + 3[\text{O}] = \text{V}_2\text{O}_3 \text{ (ТВ)}$   | 1900/3400                                          | $(-14270/T) + 5,17$                                  | $5,6 \cdot 10^{-2}$                                   |
| $[\text{Nb}] + 2[\text{O}] = \text{NbO}_2 \text{ (ТВ)}$           | 2477/4927                                          | $(-14360/T) + 5,92$                                  | $5,4 \cdot 10^{-2}$                                   |
| $[\text{Si}] + 2[\text{O}] = \text{SiO}_2 \text{ (ТВ)}$           | 1410/2287                                          | $(-14575/T) + 5,50$                                  | $1,7 \cdot 10^{-2}$                                   |
| $[\text{Ti}] + 2[\text{O}] = \text{TiO}_2 \text{ (ТВ)}$           | 1668/3260                                          | $(15350/T) + 5,17$                                   | $3,16 \cdot 10^{-3}$                                  |
| $2[\text{Al}] + 3[\text{O}] = \text{Al}_2\text{O}_3 \text{ (ТВ)}$ | 660/2518                                           | $(-21630/T) + 6,87$                                  | $1,0 \cdot 10^{-4}$                                   |
| $[\text{Zr}] + 2[\text{O}] = \text{ZrO}_2 \text{ (ТВ)}$           | 1855/4377                                          | $(-20685/T) + 6,04$                                  | $3,16 \cdot 10^{-5}$                                  |
| $2[\text{La}] + 3[\text{O}] = \text{La}_2\text{O}_3 \text{ (ТВ)}$ | 920/3469                                           | $(-20670/T) + 4,67$                                  | $2,0 \cdot 10^{-6}$                                   |

При створенні комплексного розкиснювача необхідно враховувати можливість утворення міцних хімічних сполук між його компонентами. З утворенням таких сполук знижується активність елементів-розкиснювачів та розкиснювальна здатність такого сплаву взагалі. До подібних сполук відносяться силіциди хрому, ванадію, ніобію і деяких інших матеріалів. Отже, для підвищення розкиснювальної здатності комплексного сплаву до його складу не рекомендується вводити кремній за наявності в ньому вказаних елементів. У інших випадках такі сполучення цілком можливі. Наприклад, при виробництві сталі широко застосовується силікохром, у якому хром відіграє позитивну роль. Він знижує температуру плавлення сплаву і тим самим прискорює розчинення його в залізі.

При правильному складанні комплексного розкиснювача можна не

тільки підвищити розкиснювальну здатність його компонентів, але й забезпечити отримання таких продуктів розкиснення, які краще видаляються із металевого розплаву або, залишаючись в ньому, мінімально шкідливо впливають на його властивості.

Здатність утворювати нітриди є позитивною характеристикою елементів-розкиснювачів. За зниженням спорідненості до азоту розкиснювачі можна розташувати наступним чином: Zr, Ti, Al, Si, V. Таке розташування елементів має наближений характер, тому що хімічна спорідненість оцінюється за величиною стандартного теплового ефекту утворення відповідних нітридів.

На сьогодні одним із самих розповсюджених методів позапічного рафінування є вдування кальцій-містких порошків у металевий розплав, що знаходиться в ковші. Це пояснюється сприятливими фізико-хімічними характеристиками кальцію, а саме: він має високу хімічну спорідненість до кисню та сірки (рис. 6.4).

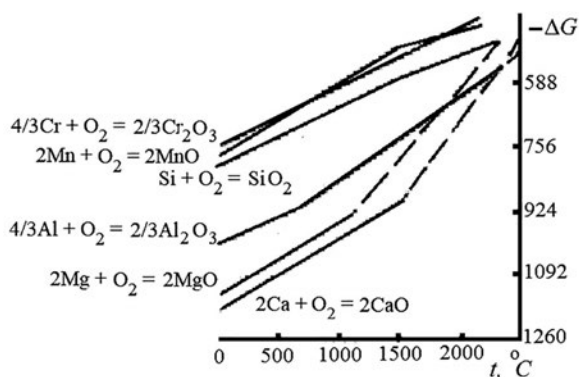


Рисунок 6.4 – Залежність стандартної вільної енергії утворення оксидів (кДж/(моль кисню)) від температури

Тому уведення кальцію до розплаву забезпечує високий ступінь його розкиснення металу(рис. 6.5 ) [8].

Найбільш розповсюджений розкиснювач сталі алюміній утворює достатньо міцні і тугоплавкі включення глинозему, які погано видаляються з розплавленої сталі із-за своєї пластівцево-подібної форми і в результаті погіршують її фізико-механічні характеристики. До того ж, розливка сталі,

що містить включення з глинозему, супроводжується заростанням розливних стаканів.

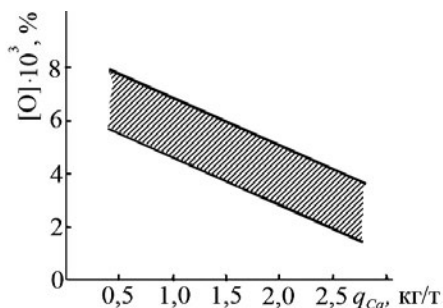


Рисунок 6.5 – Залежність вмісту кисню в сталі від витрат кальцію

При уведенні в сталь кальцію в якості розкиснювача утворюється оксид кальцію  $\text{CaO}$ , який взаємодіє з частинками глинозему  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , що приводить до утворення менш тугоплавких включень, які мають глобулярну форму. Такі включення порівняно легко спливають та видаляються з рідкої сталі, а ті, що залишились (в основному дрібні), практично не деформуються при обробці тиском, не витягуються в ланцюжки та майже не погіршують характеристики сталі.

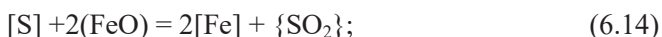
#### 6.4 Десульфуратія металу продуванням порошковими матеріалами

Сірка утворює з залізом хімічну сполуку  $\text{FeS}$ , яка безмежно розчинна в рідкому залізі і практично не розчинна в твердому залізі. Десульфуратія металу в металургійних агрегатах залежить від багатьох чинників і в загальному вигляді може бути представлена як ланцюг реакцій, що протікають на межах поділу:

– газ-метал в бульбашках  $\text{CO}$ , які знаходяться в об'ємі металу



– шлак-метал





– газ-шлак, над ванною



Зміна ізобарно-ізотермічного потенціалу для реакції (6.13) визначається, як:

$$\Delta G_1 = 4,575 \left( \lg \frac{P_{SO_2}}{[S] \cdot [O]^2} - \lg K_2 \right), \quad (6.16)$$

де  $P_{SO_2}$  – дійсний парціальний тиск  $SO_2$  в газовій фазі, яка знаходиться в контактї з металом;

$[S]$  і  $[O]$  – вміст сірки і кисню в металі до даного моменту плавки;

$K_2$  – значення константи рівноваги реакції в стані рівноваги.

У момент зародження бульбашок  $CO$  в металі в них  $P_{SO_2} \rightarrow 0$ . Тому  $\Delta G_1 \rightarrow -\infty$ , тобто перебіг реакції (6.13) зліва направо неминучий. Ця реакція протікає до тих пір, поки парціальний тиск  $SO_2$  в газовій фазі бульбашки  $P_{SO_2}$  не досягне рівноважного значення. У стані рівноваги значення різниці у дужках (формула 6.16) дорівнює нулю. Отже, бульбашки  $CO$ , що спливають через металевий розплав, виносять деяку кількість сірки. При цьому кількість винесеної сірки тим більша, чим вищий вміст сірки і кисню в металі.

Бульбашки  $CO$  з металу потрапляють у шлак, маючи відповідний парціальний тиск  $SO_2$ . Цей парціальний тиск менший, ніж тиск, при якому утворюється  $SO_2$  в шлаку, оскільки активності сірки в металі і шлаку практично однакові, а активність кисню в шлаку значно вища, ніж у металі [21, 26, 27]. Тому бульбашки  $CO$  додатково поглинають сірку із шлаку і виносять її в газову фазу.

Таким чином, в металевій ванні будь-якого сталеплавильного агрегату реакції окиснення сірки, яка знаходиться в металі і шлаку, перебігає на

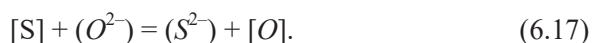
поверхні бульбашок CO тільки в напрямку окиснення сірки, завдяки чому відбувається безперервне видалення сірки з металевого розплаву в газову фазу.

Реакція (6.15) може протікати в тому чи іншому напрямку або знаходитися в рівновазі в залежності від співвідношення парціального тиску  $SO_2$  в газовій фазі  $P_{SO_2}$  і тиску, при якому відбувається виділення  $SO_2$ , яке визначається добутком  $K \cdot (S) (O)^2 = K \cdot a_{(S)} \cdot p_{O_2}$  [21].

Якщо  $P_{SO_2} < K \cdot a_{(S)} \cdot p_{O_2}$ , то реакція (6.15) протікає в бік видалення сірки з розплаву в газову фазу. У випадку, коли  $P_{SO_2} > K \cdot a_{(S)} \cdot p_{O_2}$ , вона протікає в напрямку поглинання сірки ванною із газової фази. А при  $P_{SO_2} = K \cdot a_{(S)} \cdot p_{O_2}$ , ця реакція знаходиться в стані термодинамічної рівноваги і не впливає на зміну вмісту сірки в металі.

У кисневому конверторі та при продуванні сталі в ковші, на думку багатьох дослідників, найбільш ймовірним джерелом утворення  $SO_2$  в газовій фазі є протікання реакцій (6.13) та (6.14).

Десульфуратія металу шлаком відбувається на межі поділу шлак-метал. Цей процес залежить від багатьох чинників і в загальному вигляді може бути представлений як аніонний обмін [25]:



На думку багатьох дослідників, швидкість цієї реакції обмежується масопереносом аніонів сірки в шлаку, тобто швидкістю відведення іонів сірки від межі поділу метал-шлак у глибину шлакової ванни. Численні дослідження показали, що досягти значного зниження вмісту сірки в сталі можна, тільки обробляючи її відповідними реагентами після попереднього розкиснення [8, 10, 25, 26]. Вище відзначалося, що кальцій має високу хімічну спорідненість до сірки. Тому введення кальцію в ківш перед розливкою забезпечує високу ступінь десульфуратії сталі і, отже, низький вміст сірки після оброблення (рис. 6.6).

Найважливішою характеристикою, яка визначає перехід сірки від металу до шлаку, є коефіцієнт розподілу сірки  $L_S = (S) / [S]$ , який знаходиться в складній залежності від температури та складу металу і шлаку.

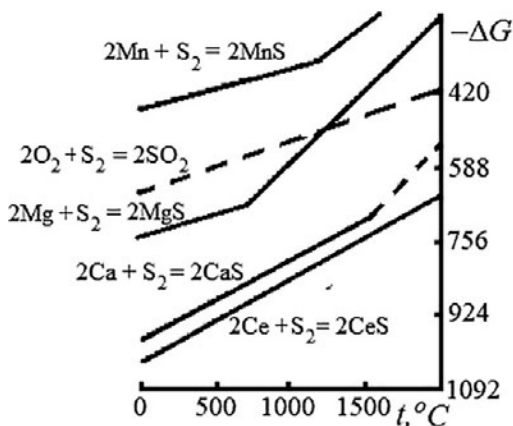
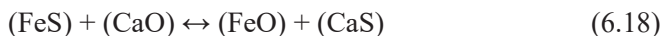
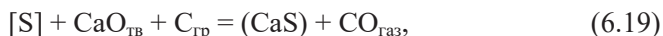


Рисунок 6.6 – Зміна стандартної енергії утворення сульфідів (кДж/моль газоподібної сірки) від температури

Вплив температури на коефіцієнт розподілу  $L_S$  має подвійний характер – прямий та опосередкований. Перехід сірки з металу в шлак відбувається з незначним виділенням тепла ( $\sim 42$  кДж/г-атом), тому чим вища температура розплаву, тим менший вміст сірки в шлаку. Посередній вплив температури на  $L_S$  проявляється в тому, що при високій температурі можна забезпечити підвищену основність шлаку, яка позитивно впливає на перехід сірки в шлак. Так, при плавці в електропечі у відновлювальний період основність шлаку достатньо висока і присутність розкиснювачів в шлаку робить незворотною реакцію (6.18):



Взаємодія сірки, розчиненої в сталі, з твердим вапном у присутності третіх елементів може відбуватися за наступними реакціями [7]:



$$\Delta G = 26830 - 26,71T; \quad [S]_{\text{рівн}}^{1300} = 2,4 \cdot 10^{-3} \%;$$

$$2[S] + 4\text{CaO}_{\text{тв}} + [\text{Si}] = 2(\text{CaS}) + 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2, \quad (6.20)$$

$$\Delta G = -109460 + 33,16T; \quad [S]_{\text{рівн}}^{1300} = 2,5 \cdot 10^{-5} \%;$$

$$3[S] + 3\text{CaO}_{\text{тв}} + [\text{Al}] = 3(\text{CaS}) + \text{Al}_2\text{O}_3, \quad (6.21)$$

$$\Delta G = -221300 + 47,41T; \quad [S]_{\text{рівн}}^{1300} = 4,4 \cdot 10^{-8} \%.$$

Дослідженнями М. Ф. Сидоренка [10] показано, що під час реакції десульфурзації досить ймовірна присутність у вапні, що прореагувало, двох фаз – сульфїду кальцію та розчину сульфїду кальцію в оксиді кальцію. Це знижує активність сульфїду кальцію, що сприяє протіканню реакції десульфурзації. У той же час, в реальних умовах плавки позитивний ефект від зниження активності сульфїду кальцію може перекриватися негативним ефектом зниження активності порошкоподібного вапна за рахунок його взаємодії з оксидами кремнію та закисом заліза, присутніми в металі [9, 10, 19].

Під час продування металевого розплаву кальцій-місткою сумішшю, до складу якої входить алюміній, в реакційній зоні (зона впровадження струменя) створюються специфічні умови, які позитивно впливають на процеси десульфурзації металу. В. О. Кудрін [9] спеціально досліджував процеси, які протікають у цій області та на основі отриманих результатів дійшов висновку, що в реакційній зоні утворюються зони глибоко розкисненого металу. Продування металевого розплаву сумішами, до складу яких входять елементи, що містять кальцій та алюміній, приводить до того, що поряд з газовими бульбашками в розплаві утворюються та спливають бульбашки з пари кальцію. Тому в зоні впровадження газошлакового струменя одночасно протікають процеси розкиснення та десульфурзації металу (рис. 6.7).

Кількість алюмінію, що вдувається в складі суміші, повинна бути достатньою не тільки для глибокого розкиснення металу, але й для «блокування» реакційної зони з метою усунення дифузії кисню з об'єму розплаву в зону реакції десульфуратії (рис. 6.7, в).

Продування металевого розплаву в ковші місткістю ~20 тонн газошлаковими сумішами (суспензіями) із вмістом в них алюмінію 0,2–0,9 кг/т забезпечує в реакційній зоні отримання глибоко розкисненого металу, оскільки фактичний вміст алюмінію в зоні може досягати 0,1–0,6 % [9, 19].

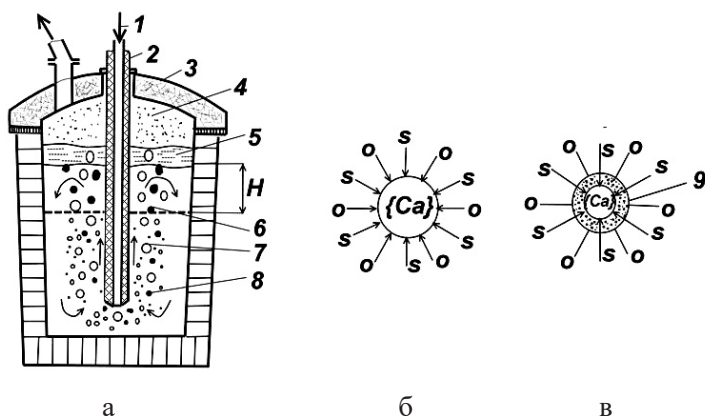


Рисунок 6.7 – Схема процесу газовиділення при продуванні металевого розплаву реагентами, що містять кальцій:

*а* – схема продування і циркуляції металевого розплаву в ковші, *б* – продування газошлаковою суспензією без алюмінію, *в* – продування газошлаковою суспензією, що містить алюміній;

1 – кальцій-місткий реагент у струмені аргону; 2 – фурма; 3 – кришка; 4 – газова фаза; 5 – покривний шлак; 6 – бульбашки пари кальцію; 7 – газові бульбашки; 8 – краплі кальцію; 9 – зона розчинення алюмінію; H – глибина розплаву, на якій величина пружності пари кальцію перевищує тиск стовпа металу і шлаку та починають утворюватися бульбашки пари кальцію

Уведення до складу порошкоподібних сумішей для продування металу в ковші порошку алюмінію в кількості  $\geq 0,2$  кг/т сприяє зниженню в зоні дії газошлакового струменя окисненості металу та забезпечує тим самим

глибоку його десульфурацію.

У якості газу-носія під час продування рідкої сталі використовують повітря, азот або аргон. Тут необхідно відзначити, що аргон значно дорожчий за повітря і азот, але його застосування має більший ефект, оскільки дозволяє не допускати підвищення в сталі вмісту азоту та водню. І тим не менше, не всі заводи мають можливість використовувати аргон для технологічних потреб внаслідок недостатньої його кількості.

Одним із важливих показників будь-якого технологічного процесу, в тому числі і десульфурації, є кінетика взаємодії реагентів у металевому розплаві. Швидкість десульфурації сталі під час її продування в ковші порошками залежить від багатьох чинників (температури розплаву, складу суміші, витрат газу-носія, кількості суміші, що вдувається тощо). На рис. 6.8 наведені кінетичні криві десульфурації сталі, які дозволяють оцінити вплив присутніх в суміші силікокальцію та алюмінію на швидкість та повноту процесу десульфурації [30].

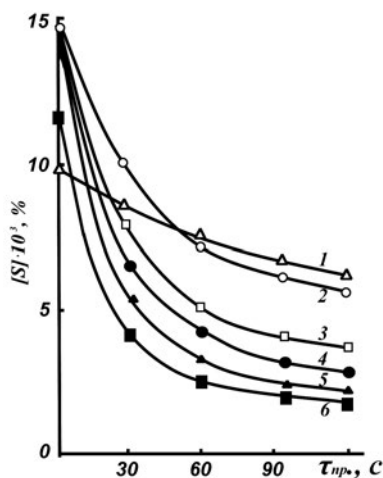


Рисунок 6.8 – Зміна вмісту сірки в хромопелетній конструкційній сталі 25ХСНВФА при її продувці в ковші порошковими сумішами різного складу:  
1 – 85 % CaO + 15 % CaF<sub>2</sub>;  
2 – 85 % CaO + 15 % CaF<sub>2</sub> + CaSi (0,3 кг/т);  
3 – 85 % CaO + 15 % CaF<sub>2</sub> + CaSi (0,3 кг/т) + Al (0,25 кг/т);  
4 – 85 % CaO + 15 % CaF<sub>2</sub> + CaSi (0,3 кг/т) + Al (0,2 кг/т);  
5 – 85 % CaO + 15 % CaF<sub>2</sub> + CaSi (0,3 кг/т) + Al (0,3 кг/т);  
6 – 85 % CaO + 15 % CaF<sub>2</sub> + CaSi (0,3 кг/т) + Al (0,9 кг/т)

Так, під час продування сталі шлаковою сумішшю, до складу якої входять 85 % CaO і 15 % CaF<sub>2</sub> ступінь десульфурації становить усього 40 %. При додаванні до цієї суміші силікокальцію марки СК30 у кількості 0,3 кг/т

сталі ступінь десульфурзації зростає до 60 %. Подальше підвищення ступеня десульфурзації (приблизно до 85 %) стає можливим лише тільки при уведенні в указану суміш порошку алюмінію. При продуванні сталі сумішшю, яка складається із вапна  $\text{CaO}$ , плавикового шпату  $\text{CaF}_2$ , силікокальцію  $\text{CaSi}$  та алюмінію  $\text{Al}$ , швидкість десульфурзації, яка визначається нахилом кривої (див. рис. 6.8), значно вища, ніж при використанні суміші  $\text{CaO} + \text{CaF}_2$ . У результаті за короткий час продування ( $\sim 2$  хв) досягається низький вміст сірки в металі ( $\sim 0,002$  %).

На практиці встановлено, що при продуванні сталі силікокальцієм у суміші зі шлаковими порошками ( $\text{CaO} + \text{CaF}_2$ ) ступінь використання пари кальцію в бульбашках і швидкість масопереносу сірки до них значно вища, ніж при продуванні металу лише силікокальцієм [9, 19, 30].

Переваги застосування указаної суміші для десульфурзації полягають в наступному: вона передбачає використання порівняно дешевих матеріалів; забезпечує високу швидкість та глибину десульфурзації сталі; вона не потребує довгочасного продування; відносно невисокий вміст силікокальцію не викликає підвищення вмісту кремнію в сталі та робить цю суміш придатною для широкого сортаменту сталей, що виплавляються.

Для десульфурзації сталі іноді здійснюють продування порошками інших складів з отриманням найбільшого ефекту рафінування. Зазначається суттєвий вплив якості підготовки реагентів, особливо вапна, на рівень видалення сірки [31]. В останні роки набуло широкого поширення оброблення металу з вдуванням у ківш порошку карбїду кальцію [32–35]. При цьому  $\text{CaC}_2$  відіграє роль не тільки десульфуратора, а й активного розкиснювача за реакціями:



При вдуванні з розрахунку 60 кг/т металу суміші порошку карбіду кальцію (70 %), плавикового шпату (20 %) та порошку магнію (10 %) за 4–5 хв продування вміст сірки знижується з 0,027 до 0,009 %, тоді як при звичайному пічному рафінуванні за годину вдавалося знизити вміст сірки з 0,03–0,027 до 0,015%.

При вдуванні в метал як карбіду кальцію, так і силікокальцію, ефект розкиснення та чистота сталі по сірці приблизно однакові. Однак у зв'язку з тим, що при використанні  $\text{CaC}_2$  у метал потрапляє вуглець, його слід переважно застосовувати при обробленні сталі, що містить  $\text{C} > 0,2$  %. Для оброблення низьковуглецевих сталей зазвичай використовують більш дорогий силікокальцій.

### **6.5 Дефосфорація металу порошковими матеріалами**

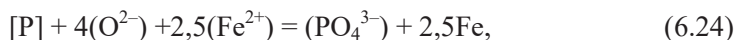
Фосфор у більшості марок сталей є небажаною домішкою, оскільки він негативно впливає на фізико-механічні характеристики сталі [36]. Це обумовлено тим, що він, як і сірка, має необмежену розчинність у рідкому залізі та обмежену розчинність у залізі в твердому стані, особливо в аустеніті. Із залізом фосфор утворює фосфіди  $\text{Fe}_3\text{P}$ ,  $\text{Fe}_2\text{P}$ ,  $\text{FeP}$  і  $\text{FeP}_2$ , із яких у рідкому залізі стійкими є  $\text{Fe}_2\text{P}$  [9]. Тому під час кристалізації сталі та її подальшому охолодженні фосфор виділяється в окрему фазу у вигляді фосфідів заліза, які мають температуру плавлення нижчу за температуру кристалізації сталі та, маючи властивість добре змочувати метал, розміщуються переважно на межах зерен.

Фосфіди, які виділяються в твердому металі в просторі між дендритами при температурі 650–680 °С, здатні перерозподілятися та переходити до меж зерен. У результаті таких переходів відбувається зниження пластичності сталі, особливо ударної в'язкості в умовах низьких температур, тобто фосфор викликає холодноламкість сталі. У зв'язку з цим установлюють особливо низькі обмеження фосфору в сталях, призначених для роботи в умовах

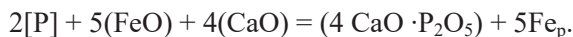


низьких температур.

Питання теорії і практики дефосфорації сталі продуванням порошками достатньо ретельно розглянуті в монографіях [10, 30]. Окиснення фосфору в сталеплавильній ванні відбувається, головним чином, залізистими шлаками. Виходячи із іонної теорії будови шлакових розплавів, реакцію окиснення фосфору можна записати у вигляді рівняння:



або у молекулярній формі:



Із рівняння (6.24) випливає, що для протікання реакції дефосфорації необхідно мати в шлаку іони  $O^{2-}$  та  $Fe^{2+}$ .

Експериментально встановлено, що температурна залежність коефіцієнта розподілення фосфору між металом і залізистим шлаком описується рівнянням:

$$\lg L_p = (10910/T - 6,41). \quad (6.25)$$

Із присутніх у реальних металургійних шлаках катіонів  $Ca^{2+}$ ,  $Mg^{2+}$ ,  $Mn^{2+}$ ,  $Fe^{2+}$  найменшу міцність зв'язку з аніонами  $O^{2-}$  мають катіони  $Ca^{2+}$  [37]. Це і визначає протікання реакції окиснення фосфору, головним чином, на поверхні поділу метал-шлак. Ланкою, що лімітує цей багатостадійний процес, є дифузія фосфору в шлаку. Швидкість дифузії фосфору в об'єм шлакової ванни описується рівнянням першого порядку:

$$dP / d\tau = \frac{D \cdot F}{\delta \cdot V} (P_n - P_o), \quad (6.26)$$

де  $D$  – коефіцієнт дифузії фосфору в шлаку,  $\text{м}^2/\text{с}$ ;  
 $F$  – площа поверхні поділу метал-шлак,  $\text{м}^2$ ;  
 $\delta$  – товщина дифузійного шару,  $\text{м}$ ;  
 $V$  – об'єм шлаку,  $\text{м}^3$ ;  
 $P_n$  – рівноважна концентрація фосфору на реакційній поверхні шлаку, %;  
 $P_o$  – концентрація фосфору в об'ємі шлаку, %.

Із рівняння (6.26) виходить, що швидкість видалення фосфору з металу в шлак визначається інтенсивністю перемішування металу та шлаку і, крім того, залежить від фізичних характеристик шлаку. Перемішування металу і шлаку призводить до зростання площі міжфазної поверхні і зменшення дифузійного шару ( $\delta$ ) [38–40].

На сьогодні для дефосфорації сталі в різних сталеплавильних агрегатах використовують порошкові суміші, що містять вапно і плави́ковий шпат у співвідношенні (4–5) / 1. Ці суміші самі по собі не дефосфорують розплав, оскільки до їх складу не входять оксиди заліза, необхідні для окиснення фосфору. Для транспортування цих сумішей у глибину металевої ванни застосовується газоподібний кисень, який окиснює залізо і сприяє накопиченню оксидів заліза в шлаковій ванні, що і визначає розвиток процесу переходу фосфору із металевого розплаву в шлак [8–10, 19, 41].

На рис. 6.9 наведені дані щодо ступеня дефосфорації вуглецевої сталі під час її продування порошковими сумішами різного складу. Видно, що всі криві мають максимуми ступеня дефосфорації, які зміщені в бік великого вмісту вапна. Додавка до вапна 10 і 20 % плави́кового шпату підвищує ступінь дефосфорації сталі з 65 до 74 та 80 %, відповідно.

З точки зору термодинаміки наявність максимуму можна пояснити, виходячи з наявності максимального значення рівноважного коефіцієнта розподілення фосфору між металом та шлаком, який визначається рівнянням [37]:

$$L_p = K_2 \cdot N_{O^{2-}}^{0,25} \cdot N_{Fe^{2+}}^{2,5} \cdot N_{Ca^{2+}}^2 \times 10^7, \quad (6.27)$$

де  $N$  – іонні частки відповідно  $O^{2-}$ ,  $Fe^{2+}$ ,  $Ca^{2+}$ .

Із рівняння (6.27) випливає, що при відсутності іонів заліза в шлаку  $L_p = 0$ , тобто перебіг реакції дефосфорації неможливий.

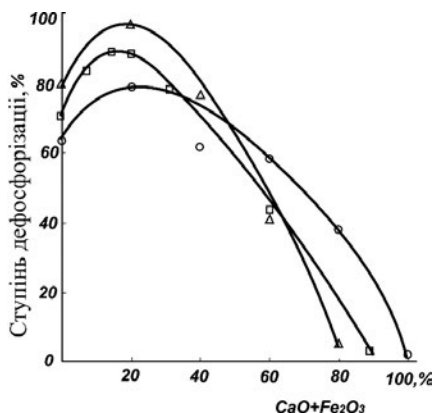


Рисунок 6.9 – Вплив складу порошкової суміші на ступінь дефосфорації. Продування сумішню:  
 ○ – CaO + Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>;  
 □ – CaO + Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + 10 % CaF<sub>2</sub>;  
 Δ – CaO + Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + 20 % CaF<sub>2</sub>

Швидкість дефосфорації (рис. 6.10) визначається кутом нахилу кінетичних кривих до вісі часу. Найменший кут нахилу має кінетична крива при продувці розплаву чистим вапном. Уведення плавикового шпату підвищує швидкість дефосфорації, що обумовлено зменшенням в'язкості шлаку, що утворюється.

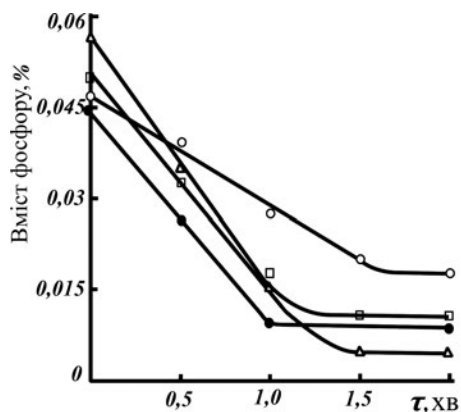


Рисунок 6.10 – Кінетичні криві окиснення фосфору при продуванні порошковими сумішами різного складу:  
 ○ – 100 % CaO;  
 □ – 90 % CaO + 10 % CaF<sub>2</sub>;  
 ● – 80 % CaO + 20 % Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>;  
 Δ – 75 % CaO + 15 % Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + 10 % CaF<sub>2</sub>

Таким чином, оптимальний склад порошкової суміші для дефосфорації, який забезпечує найбільшу ступінь видалення фосфору при продуванні вуглецевої сталі, містить 75 % вапна  $\text{CaO}$ , 15 % оксиду заліза  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  і 10 % плавикового шпату  $\text{CaF}_2$  [8, 10, 30]. Крім того встановлено, що на ступінь дефосфорації металу суттєво впливають такі технологічні параметри розплаву як витрати порошкової суміші, інтенсивність продування, тиск газу, що транспортує суміш, а також положення фурми в металевому розплаві під час продування.

Сучасні технології дефосфорації сталі продуванням газопорошковими матеріалами дозволяють досягти досить низьких концентрацій фосфору. Авторами роботи [42] на підставі статистичного оброблення більше 200 плавов сталі 09Г2С при продуванні металу в ДСП сумішшю кисню з вапном встановлено, що для досягнення вмісту фосфору 0,005 % необхідно, щоб температура металу під час продування була менше 1670 °С (перегрів над температурою ліквідус не більше 160 °С). При цьому витрати вапна мають бути не менше 2000 кг, а кисню 7000 м<sup>3</sup> на плавку.

## **6.6 Поводження газів при продуванні металевого розплаву порошковими сумішами**

Закономірності поведінки газів при продуванні металевого розплаву порошковими матеріалами в потоці транспортувального газу необхідно розглядати з двох позицій: взаємодія бульбашок газу-носія, які пронизують товщу металевого розплаву, та взаємодія розчинених у металі газів (в першу чергу водню та азоту) з частками порошку, які знаходяться в твердому або розплавленому стані. Ці процеси відомі металургам, оскільки оброблення металевого розплаву продуванням його через пористі пробки інертними газами та оброблення металу синтетичними шлаками при зливі металу в ківш давно застосовуються на практиці і поведінка газів при виконанні цих операцій значною мірою вивчено.

Тому закономірності, притаманні відміченим процесам, можуть бути перенесені на продування металу порошковими матеріалами, оскільки воно (продування) поєднує в собі обидва процеси.

Механізм видалення водню з рідкої сталі при її продуванні аргоном полягає в тому, що розчинений водень дифундує в бульбашки аргону, що утворилися, і в яких парціальний тиск інших газів дуже малий. На поверхні бульбашок аргону відбувається рекомбінація атомів водню з утворенням молекул водню. У результаті парціальний тиск водню в бульбашці поступово наближається до рівноважного по відношенню до розчиненого в металі газу. Тому, чим вище початкова концентрація водню в металі, тим більше його видаляється з металу під час продування, тобто швидкість видалення його вища. Швидкість видалення водню із металу можна записати у вигляді рівняння [10]:

$$\nu_{H_2} = dp_{H_2} / d\tau \approx K \cdot [H]^2, \quad (6.28)$$

де  $K$  – коефіцієнт пропорційності.

Він залежить від об'єму обробленого металу  $V$ , висоти підйому бульбашок інертного газу  $h$ , витрат інертного газу  $G$ , температури металу  $t$ , радіуса бульбашки  $r$  та ін. [30]:

$$K = f\left(\frac{h}{r} \frac{G}{V} t\right). \quad (6.29)$$

За даними [43] при продуванні в ковші сталей ЭП65, ЭП479 и ВКС-1 зниження вмісту водню становить 25–40 %.

Необхідно відзначити, що цілеспрямованих досліджень, присвячених питанням дегазації металу при продуванні порошковими сумішами, занадто мало. Автори окремих робіт, вивчаючи процеси десульфурзації, дефосфорації металу або питання шлакоутворення, які притаманні цим процесам, взагалі не приводять ніяких даних стосовно поведінки газів.

Можливо, недостатня увага до цих питань з боку дослідників обумовлена тим, що вміст водню в багатьох сталях, на яких проводились дослідження, не регламентувався. Значно більше уваги приділено поводженню газів при продуванні металевої ванни в електродугових печах. Причому в більшості робіт сутність питання зводиться до перевірки вмісту водню в металі або доведення того, що продування металу порошками, зокрема вапном, не призводить до підвищення вмісту водню.

Відносно результатів проведення плавок у промислових умовах на сьогодні немає ясності в питанні впливу продування порошками на вміст водню в металі. У деяких роботах відмічається позитивний вплив продування на зміну вмісту водню в металі, в інших навпаки стверджується, що продування призводить до підвищення вмісту водню в металі, а в третіх мовиться про те, що продування порошковими сумішами взагалі не вплинуло на вміст водню в металі. І тут необхідно підкреслити такий фактор, що поводження водню залежить від ретельності підготовки порошкових матеріалів до роботи (помел, прожарювання, вибір газу-носія тощо).

Уведення в розплавлений метал великої кількості твердих частинок, на думку Агєєва П. Я. і співробітників [44, 45], створює умови, сприятливі для виділення на поверхні цих частинок водню і азоту в результаті наступних чинників:

- локального зниження температури в мікроб'ємах на поверхні контакту твердих частинок з металевим розплавом;
- поверхневий шар рідкого металу, що контактує з твердою частинкою, приймає характер нібито твердої кірки, що приводить до зниження розчинності газів у цих мікроб'ємах та видаленню розчинених газів;
- зниження поверхневого натягу між металом і газом за рахунок появи поверхневого натягу між твердою частинкою та рідким металом, тобто полегшується робота виділення газів із металу.

Газ, що виділився, адсорбується на поверхні твердих частинок і виноситься разом з ними на поверхню металу. За наявності в розплаві

величезної кількості твердих частинок при продуванні розплаву порошками цей механізм безумовно є визначальним, але в той же час не слід вилучати з розгляду можливість дифузії розчинених у металі газів у бульбашки газу-носія.

Зроблений огляд досліджень засвідчує, що продування металевого розплаву порошковими матеріалами дозволяє досягти деякого зниження вмісту водню в металі при використанні порошоків та газу-носія з низькою вологістю.

Поводження азоту при продуванні металу порошками вивчена ще менше, ніж водню. Видалення азоту під час продування металу порошковими матеріалами в значній мірі залежить від хімічного складу сталі. Установлено, що при обробленні легованих сталей з елементами, які підвищують розчинність азоту або утворюють міцні нітриди, концентрація азоту практично не змінюється. Так, при продуванні в електропечах низьковуглецевих або вуглецевих сталей зниження азоту може становити 25–70 %, але на практиці отримати сталь із вмістом азоту менше 0,02 % дуже складно [43].

Оскільки азот у сталях знаходиться, головним чином, у вигляді нітридів [46], можна припустити, що зниження вмісту азоту буде отримано в разі продування металу порошковими сумішами, здатними асимілювати той чи інший тип нітридних включень. Однак на сьогодні роботи, присвячені пошуку складу сумішей з такою метою, практично відсутні. У той же час вивчається можливість азотування металу в ковші при вдуванні певної газопорошкової суміші.

Так отримання для низькосірчистої азотовмісної сталі можуть використовуватися порошки, що містять ціанамід кальцію  $\text{CaCN}_2$ , а газом-носієм є азот. При вдуванні такої суміші крім насичення металу азотом одночасно відбуваються науглецювання, розкиснення та десульфуріяція. Основним джерелом азотування є газ-носії. Про це свідчать дані роботи [47] згідно з якими у разі вдування в ківш у струмені азоту порошку  $\text{CaO}$  з 10 %

Mg без ціанаміду кальцію (рис. 6.11) в міру видалення з металу сірки та кисню вміст азоту зростає.

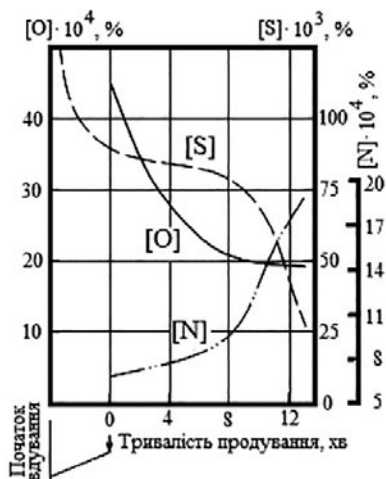


Рисунок 6.11 - Зміна вмісту сірки, кисню та азоту в металі під час продування металу в ковші сумішшю CaO + 10 % Mg у струмені азоту

Пояснюється такий характер азотування тим, що умови переходу азоту в метал з газу-носія покращуються при зниженні в сталі вмісту кисню і сірки, які є поверхнево-активними елементами і перешкоджають розчиненню азоту.

Метод продування сталі в ковші порошками може вирішувати і інші завдання. Наприклад, використання порошкоподібних карбонізаторів (графіту, коксу тощо) дозволяє в різних випадках практики коригувати вміст вуглецю в металі.

А вдування порошків різних феросплавів та лігатур використовується для легування кремнієм, нікелем, молібденом, вольфрамом, свинцем та ін. [48].

## 6.7 Імпульсно-динамічне оброблення металу в ковші

Новий спосіб позапічного оброблення шляхом введення порошкових матеріалів у ківш з одночасним перемішуванням металу, що знаходиться в ньому, описаний у патенті України № 63423 [49]. Суть його полягає в наступному. Перед початком розливання або після заповнення ковша до нього за допомогою підйомного механізму та екранного модуля вводиться імпульсно-динамічний пристрій (рис. 6.12). Цей пристрій (ІДП) закріплений на металевій трубі є контейнером-картриджем, заповненим матеріалами, необхідними для оброблення сталі в ковші. Матеріали розташовуються в



касеті в необхідному порядку в секторах і розділені перегородками-сегментами, що плавляться.

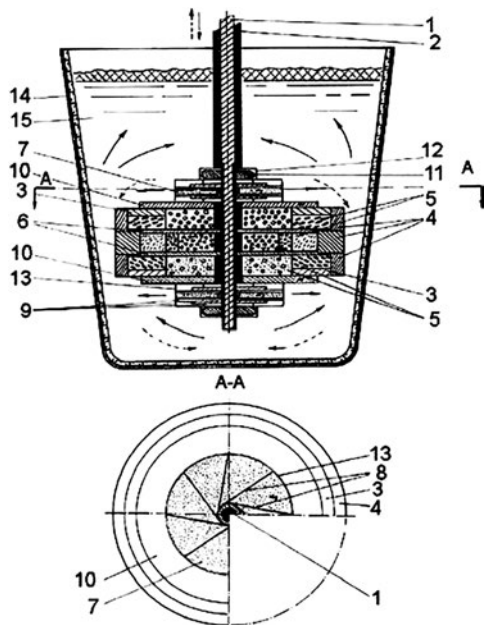


Рисунок 6.12 - Схема імпульсно-динамічного пристрою:

1 – сталевий стрижень; 2 – футерівочні термостійкі втулки; 3 – горизонтальні стінки; 4 – складова обичайка; 5 – кільцеві елементи з реагентів; 6 – перегородки; 7 - шар магнію; 8 – спрямовуючі елементи; 9 – тепловий екран; 10 – алюмінієві пластини; 11 – опора; 12, 13 – захисний кожух; 14 – сталерозливний ківш; 15 – розплав

Перемішування металу в ковші здійснюється за рахунок використання реактивної енергії струминних течій, які одержуються за допомогою струминно-вихрових змішувачів (СВЗ, рис. 6.13), що працюють на основі випаровування активної складової (Mg або Ca) та екзотермічних реакцій окиснення домішок. При контакті з рідким металом відбувається імпульсне порційне виштовхування в ківш необхідної кількості легувальних і модифікувальних присадок з одночасним перемішуванням всього об'єму металу. При цьому контейнер-картридж розчиняється. Опорна штанга є невитратним елементом конструкції і забезпечує оперативну заміну СВЗ, залежно від циклу і сортаменту виробництва. За допомогою ІДП, можливе оброблення рідкого металевого розплаву у футерованих ємностях різного об'єму та геометричної конфігурації з отриманням якісного металу.

Випробування імпульсно-динамічного пристрою було проведено на

Маріупольських металургійних комбінатах «Азовсталь» та ім. Ілліча. Вони показали, що з допомогою такого пристрою можна виконувати операції розкиснення, легування, рафінування, модифікування, дегазації, усереднення хімічного складу та температури. При цьому час оброблення не перевищує 10 хв [50].

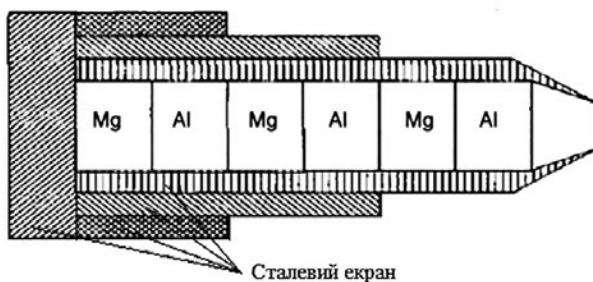


Рисунок 6.13 – Схема розташування елементів у касеті ІДП

За твердженням авторів розробки сфера застосування ІДП передбачає оброблення металевих розплавів у ковшах місткістю від 50 кг до 500 т. При цьому ефективність застосування ІДП зростає зі збільшенням маси металу, який оброблюється, та кількості легувальних елементів у сталі. Але, мабуть, найраціональніше використовувати такий спосіб позапічного оброблення на підприємствах, що мають плавильні агрегати з обмеженим металургійним циклом. Наприклад, підвищення якості металу після його виплавки в індукційних печах.

### Питання для самоконтролю

1. Де протікають реакції рафінування та розкиснення розплавів і від чого залежить швидкість і повнота перебігу цих процесів?
2. Що є ефективним і простим прийомом прискорення перебігу різних металургійних реакцій?
3. Що відбувається при вдуванні порошкоподібних матеріалів з розвиненою питомою поверхнею за допомогою газу-носія в розплав?

4. Назвіть завдання, які вирішує продування порошками металевих розплавів у ковші.
5. Що забезпечує продування металевих розплавів у ковші порошками?
6. З якою метою проводиться глибинне оброблення рідкої сталі порошкоподібними матеріалами?
7. Назвіть чинники, які впливають на швидкість спливання неметалічних включень у сталі.
8. Дайте визначення коагуляції неметалічних частинок у рідкій сталі.
9. Дайте визначення коалесценції неметалічних частинок у рідкій сталі.
10. Чому в зоні впровадження газошлакового струменя, що містить кальцій і алюміній, одночасно протікають процеси розкиснення та десульфурзації металу?
11. Від яких чинників залежить швидкість десульфурзації сталі під час її продування в ковші порошками?
12. Для яких сталей є можливість переважно застосовувати карбід кальцію ( $\text{CaC}_2$ ) для видалення сірки і розкиснення та чому?
13. Порошкові суміші, що містять вапно і плавиковий шпат самі по собі не дефосфорують розплав, але використовуються для дефосфорації при продуванні розплаву порошковими сумішами. Чому?
14. Який механізм видалення водню з рідкої сталі при її продуванні аргоном?
15. Як продування порошковими сумішами створює сприятливі для видалення водню і азоту? Назвіть умови.
16. Які завдання може вирішувати метод продування сталі в ковші порошками?

## Література

1. Применение порошкообразных материалов в сталеплавильных процессах // Науч. труды ЦНИИТМАШ. – М.: НИИИнформтяжмаш, 1968. – № 6. – 235 с.
2. Интенсификация металлургических процессов вдуванием порошкообразных материалов / Науч. труды МВМИ. – М: Металлургия, 1972. – 327 с.
3. Инжекционная металлургия. Труды конференции в Лулеа, Швеция. Пер. с англ. под ред. М. Ф. Сидоренка и М. В. Каракула. – М.: Металлургия, 1981. – 232 с.
4. Инжекционная металлургия. Труды конференции в Лулеа, Швеция. Пер. с англ. под ред. М. Ф. Сидоренка. – М.: Металлургия, 1982. – 350 с.
5. Корнеев С. В. Применение инжекционных технологий в металлургическом производстве / С. В. Корнеев // Литье и Металлургия. – 2011. – № 3. – С. 152 – 159.
6. Инжекционная металлургия. Труды конференции в Лулеа, Швеция. Пер. с англ. под ред. М. Ф. Сидоренка. – М.: Металлургия, 1986. – 399 с.
7. Инжекционная металлургия. Труды конференции. Пер. с англ. под ред. В. А. Кудрина. – М.: Металлургия, 1990. – 388 с.
8. Правдин Б. А. Инжекционная технология в металлургии / Б. А. Правдин, В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев [Препринт]. – Екатеринбург: ИМетУрО РАН, 1997. – 40 с.
9. Кудрин В. А. Внепечная обработка чугуна и стали / В. А. Кудрин. – М.: Металлургия, 1992. – 336 с.
10. Сидоренко М. Ф. Теория и практика продувки металла порошками. Под научн. ред. В. А. Кудрина / М. Ф. Сидоренко. – М.: Металлургия, 1973. – 304 с.
11. Кузнецов Ю. М. Инжекция технологических порошков в жидкий металл / Ю. М. Кузнецов. – Екатеринбург: УрО РАН, 2003. – 176 с.

12. Babanli M. An impact of the ladle lining on the refining of reinforced steel when blowing with powders / M. Babanli, R. Karimov, A. Bayramov, I. I. Abbasov // *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*. – 2019. – № 5(1 (101)). – С. 65 – 71. Режим доступа: <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2019.178015>.

13. Masaki Miyata. Development of Hot Metal Dephosphorization with Lime Powder Top Blowing: Part 1. Low Blowing Rate / Masaki Miyata, Teppei Tamura, Yoshihiko Higuchi // *ISIJ International*. – 2017. – Vol. 57. – № 10. – P. 1751 – 1755.

14. Елисеев В. И. Движение двухфазного потока в фурме / В. И. Елисеев, А. П. Толстопят, Л. А. Флеер, Ю. П. Совит, А. Ф. Шевченко, С. А. Шевченко // *Вісник Дніпровського університету. Серія: МЕХАНІКА*. – 2019. – № 5. – Т. 27. – Вип. 23. – С. 21–34.

15. Шевченко А. Ф. Технология и оборудование десульфурации чугуна магнием в большегрузных ковшах / А. Ф. Шевченко, В. И. Большаков, А. М. Башмаков. – Киев: Наукова думка, 2011. – 208 с.

16. Сычев А. В. Обработка расплава металла инъекционным методом / А. В. Сычев, В. И. Жучков, Е. Ю. Лозовая // *Сборник трудов международной конференции «Литейный консилиум № 4»*. – Челябинск, 2010. – С. 61 – 63.

17. Смирнов Н. А. Рафинирование стали вдуванием порошкообразных материалов / Н. А. Смирнов // *Вестник Южно-Уральского государственного университета, серия «Металлургия»*. – 2015. – Том 15. – № 3. – С. 33 – 41.

18. Р. А. Гизатулин. Оценка степени десульфурации при обработке расплава в агрегате ковш-печь / Р. А. Гизатулин, О. И. Нохрина, И. Д. Рожихина // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия*. – 2011. – № 2. – С. 21 – 23.

19. Поволоцкий Д. Я. Внепечная обработка стали / Д. Я. Поволоцкий, В. А. Кудрин, А. Ф. Вишкарёв. – М.: Металлургия, 1995. – 255 с.

20. Бойко В. С. Внепечная обработка стали в ККЦ ОАО «ММК им. Ильича» / В. С. Бойко, В. В. Климанчук, А. А. Ларионов. – Мариуполь:

Изд. «Рената», 2005. – 163 с.

21. Явойский В. И. Теория процессов производства стали / В. И. Явойский. – М.: Металлургия, 1967. – 788 с.

22. Ищук Н. Я.. К теории процессов образования неметаллических включений в жидкой стали // Н. Я. Ищук, В. А.Ефимов, В. В. Чебурко // Сб. «Физико-химические и теплофизические процессы кристаллизации стальных слитков». – М.: Металлургия. – 1967. – С. 145 – 153.

23. Попель С. И. Факторы, влияющие на скорость всплывания включений в стали / С. И. Попель, А. А. Дерябин // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1965. – № 4. – С. 25 – 29.

24. Трэйси Б. Н. Удаление неметаллических включений из стали. / Б. Н. Трэйси, Дж. Эванс. // Сб. Инжекционная металлургия, под ред. М. Ф. Сидоренко. – М.: Металлургия, 1986. – С. 239 – 247.

25. Баптизманский В. И. Исследование процесса коагуляции неметаллических включений в жидкой стали / В И. Баптизманский, Н. Д. Бахман, Ю. Д. Дмитриев // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1969. – № 3. – С. 42 – 45.

26. Крамаров А. Д. Производство стали в электропечах / А. Д. Крамаров. – М.: Металлургия, 1969. – 359 с.

27. Шварцман Л.А. Начала физической химии для металлургов / Л. А. Шварцман, А. А. Жуховицкий. – М.: Металлургия, 1974. – 352 с.

28. Поволоцкий Д. Я. Раскиснение стали / Д. Я. Поволоцкий. – М.: Металлургия, 1972. – 208 с.

29. Бигеев А. М. Металлургия стали / А. М. Бигеев. – М.: Металлургия, 1977. – 439 с.

30. Смирнов Н. А. Рафинирование стали продувкой порошками в печи и ковше / Н. А. Смирнов, В. А. Кудрин. – М.: Металлургия, 1986. – 168 с.

31. Есин О. А. Физическая химия пирометаллургических процес сов / О. А. Есин, П. В. Гельд. – М.: Металлургия, 1966. – 703 с.

32. А. А. Свяжин. Применение карбида кальция при выплавке

низкоуглеродистой стали / А. А. Свяжин, Э. Крушке, А. Г. Свяжин // *Металлургия*. – 2004. – № 11. – С. 43 – 45.

33. Попов О. В. Разработка и внедрение технологии внепечной обработки стали с применением карбида кальция в условиях ЭСПЦ ЧерМК ОАО «Северсталь»: Дис. канд. техн. Наук: Специальность ВАК РФ 05.16.02 – металлургия черных, цветных и редких металлов / Попов Олег Владимирович. – Москва, 2008. – 130 с.

34. Грудницкий О. М. Опыт использования карбида кальция для раскисления стали взамен алюминия в условиях ОАО «БМЗ – управляющая компания холдинга «БМК» / О. М. Грудницкий // *Литье и металлургия*. – 2020. – № 2. – С. 53 – 58.

35. Ushakov S. N. Features of ladle desulfuration of pipe steel with low sulfur content / S. N. Ushakov, V. A. Bigeev, A. M. Stolyarov, M. V. Potapova, E. V. Sokolova, I. L. Sokolov // *Ferrous Metallurgy. Bulletin of Scientific, Technical and Economic Information*. – 2020. – 76(7). – С. 716 – 720. (In Russ.).

36. Гудремон Э. Специальные стали / Э. Гудремон. – М.: Металлургия, 1966. – 736 с.

37. Кучеренко О. Л. Усовершенствование процесса десульфурации металла при использовании разных видов извести / О. Л. Кучеренко, В. С. Зенина, И. В. Репина // *Сталь*. – 2010. – № 1. – С. 44 – 47.

38. Левич В. Г. Физико-химическая гидродинамика / В. Г. Левич. – М.: Физматгиз, 1959. – 699 с.

39. Франк-Каменецкий Д. А. Диффузия и теплопередача в химической кинетике / Д. А. Франк-Каменецкий. – М.: Наука, 1967. – 491 с.

40. Поляков А. Ю. Теоретические основы рафинирования сталеплавильной ванны / А. Ю. Поляков. – М.: Наука, 1975. – 207 с.

41. Кудрин В. А. Технология получения качественной стали / В. А. Кудрин, В. Парма. – М.: Металлургия, 1984. – 320 с.

42. Nastyushkina A. V. Improvement of steel production technology for the purpose of phosphorus content less than 0,005% / A. V. Nastyushkina,

S. V. Kostin, E. A. Shevchenko, A. A. Shevchenko // Teoria i tehnologia metallurgiceskogo proizvodstva. – 2017. – Vol. 23. №. 4. P. 14 – 17.

43. Ойкс Г. Н. Обработка металла инертными газами / Г. Н. Ойкс, А. В. Степанов, П. Н. Меликов, А. П. Баяринова, В. С. Кулыгин, Л. К. Косырев, Л. В. Виноградова. – М.: Металлургия, 1969. – 112 с.

44. Калмыков В. А. Поведение газов при обработке металла твердыми сорбентами / В. А. Калмыков, В. П. Карасев, П. Я. Агеев // Сб. «Газы в литом металле». – М.: Наука, 1964. – С. 23–27.

45. Калмыков В. А. Влияние термоэмиссионных свойств шлаков на межфазные процессы в системе газ–шлак–металл // В. А. Калмыков, П. Я. Агеев // Изв. вузов. Черная металлургия. – 1969. – № 8. – С. 10 – 13.

46. Аверин В. В. Азот в металлах / В. В. Аверин, А. В. Ревякин. – М.: Наука, 1968. – 260 с.

47. Режим доступа: <https://metallurgist.pro/vvedenie-reagentov-v-glub-metalla2018/01/1-3.png>

48. Режим доступа: <https://poznayka.org/s23805t1.html>

49. Пристрій для введення реагентів в розплав металу і його переміщування / Звездін О. О., Чепель С. М., Найдено В. В., Граненко Ю. Ю. // Патент України № 63423. – 2007. – Бюл. № 6.

50. Скляр В. О. Инновационные и ресурсосберегающие технологии в металлургии. Учебное пособие / В. О. Скляр. – Донецк: ДонтНТУ, 2014. – 224 с.



## РОЗДІЛ 7

### ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ ПОРОШКОВИМ ДРОТОМ

#### 7.1 Оброблення сталі кальцієвмісним дротом

Позапічне оброблення сталі матеріалами, що містять кальцій, знаходить усе більше застосування на металургійних підприємствах. Переважно вони вводяться в метал у вигляді порошкового дроту. Технологія позапічного оброблення металевих розплавів порошковими дротами вигідно відрізняється від інших методів оброблення простотою, низькими капітальними та експлуатаційними витратами, надійністю і стабільністю відтворення результатів, економією реагентів та можливістю проводити оброблення розплавів у ковшах різної місткості (від 1–5 до 350 тонн) [1–4].

Порошковий дріт являє собою сталеву оболонку круглої або прямокутної форми, в яку укладено порошкові реагенти. Подається порошковий дріт у ківш за допомогою спеціальних пристроїв, так званих трайб-апаратів. Оболонка виконує кілька важливих функцій:

- захищає реагенти від впливу навколишньої атмосфери під час зберігання та транспортування;
- забезпечує необхідну жорсткість та міцність дроту для занурення у рідкий метал;
- запобігає взаємодії реагентів зі шлаком під час занурення дроту в ківш;
- затримує взаємодію реагентів зі сталлю, що дозволяє за рахунок зміни швидкості подачі та товщини дроту регулювати глибину занурення, на якій реагенти починають вступати в реакцію з металом.

В останні роки при виробництві високоякісних сталей для магістральних газо- і нафтопроводів, суднобудування, транспортного машинобудування та ін. позапічне оброблення реагентами, що містять кальцій, є невід’ємною частиною комплексної технології їх виробництва як

ефективний засіб підвищення якості металопродукції [1, 5].

Кальцій позитивно впливає на кінетику розкиснення, рафінування, модифікування та мікролегування сталі, при цьому полегшується розливання сталей, попередньо розкиснених алюмінієм.

Кальцій має високу хімічну спорідненість до кисню та сірки, що забезпечує глибоке розкиснення та десульфуріацію металу. Оксид  $\text{CaO}$ , що утворюється при введенні кальцію в розкиснений алюмінієм металевий розплав, взаємодіє з включеннями  $\text{Al}_2\text{O}_3$  і утворює рідкі комплексні сполуки (алюмінати кальцію типу  $12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$  з температурою плавлення  $1420^\circ\text{C}$ ), які спливають і видаляються з металу. Крім загального зниження вмісту неметалічних включень це має важливе значення для стабільного розливання сталей на МБЛЗ, оскільки знижує небезпеку заростання розливного стакану, зумовленого наявністю тугоплавких неметалічних включень у металі. Сульфіди кальцію, в порівнянні з сульфідами мангану, мають більш округлу форму і менші розміри, а також менше деформуються при прокатці не утворюючи довгих ланцюжків, що витягнуті, уздовж напрямку пластичної обробки. Зниження вмісту кисню та неметалічних включень, зміна складу та форми цих включень, мікролегування металу кальцієм призводить до підвищення службових характеристик сталей. Зростає відносне видовження на 10–15 % і особливо ударна в'язкість товстолистого прокату (в 1,5–1,8 рази) з одночасним підвищенням міцності (на 5–10 %). Знижується поріг холодноламкості (на  $15\text{--}20^\circ\text{C}$ ). Модифікування кальцієм позитивно позначається на анізотропії властивостей прокатоного металу та сприяє зниженню сегрегації включень у великих злитках для поковок.

Оптимальна кількість кальцію, що додається в розплав, визначається на основі термодинамічних розрахунків, аналізу даних дослідно-промислових досліджень та накопиченого досвіду. Наявні методики дозволяють розрахувати практичні параметри співвідношень  $[\text{Ca}] / [\text{Al}]$ ,  $[\text{Ca}] / [\text{S}]$ ,  $[\text{Ca}] / [\text{O}]$  тощо з урахуванням засвоєння кальцію.

Металічний кальцій має температуру плавлення  $833^\circ\text{C}$ , випарування –

1492 °С. При температурах рідкої сталі пружність пари кальцію досягає 0,15–0,20 МПа. Уведення металічного кальцію в розплав супроводжується бурхливою реакцією і, як наслідок, низьким засвоєнням. Для зниження тиску пари кальцію його вводять у вигляді сплавів, які додатково містять кремній або алюміній. Найбільше застосування має сплав силікокальцій СК30. Це обумовлено тим, що таке співвідношення основних компонентів у сплаві (30–35 % CaO і 60–65 % Si) забезпечує оптимальне поєднання основних теплофізичних параметрів, які впливають на засвоєння кальцію. Температура плавлення такого сплаву відповідно до діаграми стану системи Ca-Si складає ~1100 °С (рис. 7.1). При цьому пружність пари кальцію знижується до рівня, близького до тиску навколишнього середовища біля поверхні розплаву [6].

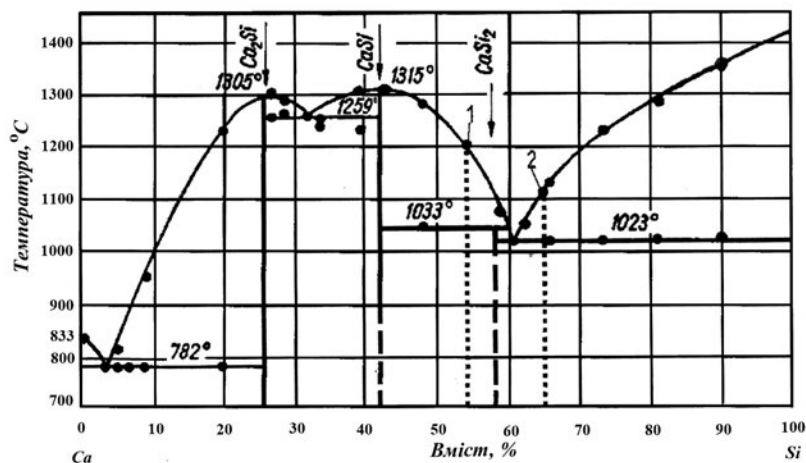


Рисунок 7.1 – Діаграма стану системи Ca-Si:

- 1 – відповідає масовому співвідношенню між кальцієм і кремнієм у силікокальцію СК40;  
 2 – відповідає масовому співвідношенню між кальцієм і кремнієм у силікокальцію СК30

При регламентованій швидкості введення порошкового дроту в розплав кальцій розчиняється в металі, не переходячи в пароподібний стан.

У результаті оброблення рідкої сталі кальцієм, як було вказано вище, покращується розливання на МБЛЗ розкиснених алюмінієм сталей. Ураховуючи, що кальцій при його уведенні в сталь використовується лише

частково, можна відмітити, що крім покращення розливання, особливо в умовах безперервного розливання, кальцій як високоактивний елемент вирішує багато інших задач.

Починаючи з кінця XX століття порошкові дроти з силікокальцієм активно застосовуються на металургійних підприємствах. Відповідний досвід, накопичений за минулі роки, свідчить про широкий спектр впливу кальцію на фізико-хімічний стан металевого розплаву і характеристики готової металопродукції, а саме [5]:

- сприяє зниженню кисню, сірки та неметалічних включень у металі;
- модифікує неметалічні включення, трансформуючи їх у глобулярну форму або близьку до неї;
- покращує якість макроструктури та поверхню заготовок (злитків);
- підвищує пластичні властивості сталі, передусім ударну в'язкість, холодостійкість та анізотропію властивостей;
- зменшує схильність до водневого розтріскування високоміцної сталі, підвищує корозійну стійкість та оброблюваність різанням.

При обробленні кальцієм сталі, розкисненої алюмінієм, вміст кисню знижується до значень, близьких до рівноважного з алюмінієм. Зниження вмісту кисню на етапі позапічного оброблення забезпечує зменшення кількості неметалічних включень у період кристалізації сталі. Так, на Маріупольському металургійному комбінаті ім. Ілліча при обробленні сталей трубного сортаменту порошковим дротом, що містив силікокальцій, з витратами по кальцію 0,10–0,15 кг/т активність кисню (рис. 7.2) зменшувалася до 0,0002 % (2 ppm) [2].

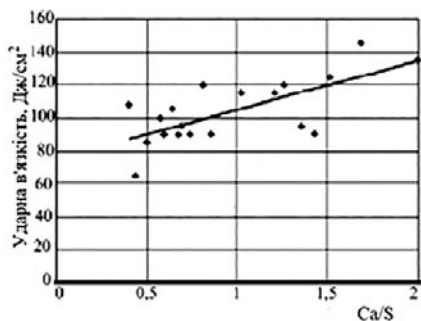
При виробництві високоякісних сталей певного сортаменту, в тому числі штрипсів для газопровідних труб, підвищення ефективності використання кальцію є досить актуальним як у технологічному, так і в економічному аспектах. Так, виходячи з досвіду ММК ім. Ілліча, можна констатувати, що оброблення розплаву порошковим дротом, що містить кальцій, дозволяє підвищити ударну в'язкість на 20–60 % (рис. 7.3), відносно

звуження на 7–13 % (відносних) та зменшити анізотропію властивостей на 30–35 %. При повній глобуляризації неметалічних включень сталь стає практично анізотропною [2, 7].

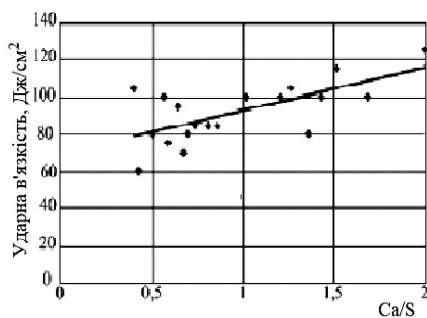


Рисунок 7.2 – Зміна активності кисню в рідкій сталі при обробленні порошковим дротом, що містить кальцій

З метою скорочення часу оброблення металевого розплаву та підвищення ефективності рафінування намітилась тенденція використання силікокальцію марки СК40, який являє собою механічну суміш порошків силікокальцію СК30 та металічного кальцію. Засвоєння кальцію при використанні дроту з наповненням силікокальцієм СК40 на 14 % вище, ніж СК30 [8].



а



б

Рисунок 7.3 – Зміна ударної в'язкості товстолистового прокату сталі марки 13Г1СУ в залежності від відношення кальцію до сірки після оброблення порошковим дротом, що містить SiCa:

а – для зразків з гострим надрізом при ( $-15\text{ }^{\circ}\text{C}$ ); б – для зразків з круглим надрізом при ( $-60\text{ }^{\circ}\text{C}$ )

Більш висока ефективність використання СК40 пояснюється тим, що у суміші, яка містить 40 % кальцію, по мірі занурення порошкового дроту в рідкий метал під час оброблення утворюється сполука  $\text{CaSi}_2$ . Ця сполука надалі дисоціює з поглинанням тепла і таким чином знижує температуру в зоні перебігу реакції, що збільшує час до початку випаровування кальцію.

Сплав СК40 має температуру плавлення на  $85\text{ }^{\circ}\text{C}$  вищу, ніж сплав СК30, що сприяє зменшенню вигару кальцію і викликає підвищення його засвоєння під час позапічного оброблення сталі. Загальні витрати порошкового дроту з наповненням СК40 для отримання однакового остаточного вмісту кальцію в металі може бути в 1,4–1,6 рази нижче порівняно з дротом, який має наповнювач СК30.

На наведеній діаграмі стану системи  $\text{Ca-Si}$  (див. рис. 7.1) показані точки, що відповідають масовому співвідношенню між кальцієм та кремнієм у силікокальції СК30 та СК40 [9].

У процесі накопичення досвіду та вдосконалення технології оброблення металу кальцієвмісними модифікаторами з'ясувалося, що для більш глибокої десульфуратії та дегазації краще використовувати кальцій не у вигляді сплаву, а у вигляді металевго кальцію. Крім того, кремній, що міститься в силікокальції, по суті не грає роль розкиснювача, а просто розчиняється в металі. У багатьох випадках підвищення вмісту кремнію в одержуваній сталі небажане. Тому в металургійному виробництві почали застосовувати порошковий дріт, що складається із сталевго оболонки товщиною 0,4 мм з начинкою з механічної суміші сталевго дробу та металевго кальцію. В основному застосовувалися дроти з відношенням сталевго дробу до кальцію 60/40 та 70/30, коефіцієнт заповнення дроту (співвідношення маси наповнювача і маси сталевго оболонки) варіювався від 56 до 63 %, відповідно [9].

При певних перевагах такого кальцієвмісного дроту відзначалися і недоліки, пов'язані в ряді випадків з нестабільністю одержуваних результатів і малому засвоєнню кальцію. Справа в тому, що механічна суміш може бути

неоднаковою за складом і, наприклад, згідно технічних умов на дріт FeCa 60/40 вміст кальцію за її довжиною може коливатися від 38 до 43% [9]. Крім того, залізний дріб є джерелом кисню та подальшого окиснення кальцію. Тому був розроблений дріт зі зниженою кількістю заліза в механічній суміші за рахунок збільшення товщини оболонки до 0,6-0,8 мм. При цьому співвідношення кальцій/залізо витримувалося на заданому рівні зі стабільнішим вмістом кальцію по довжині дроту (у межах  $\pm 5$  грам на метр) [10]. Більш того, з'явилася можливість використання монолітного кальцієвого стрижня, а велика товщина оболонки забезпечувала початок активного розкиснення за більшого занурення дроту в розплав і тим самим придушення за рахунок більшого феростатичного тиску стовпа рідкого металу інтенсивного випаровування кальцію. Згідно з розрахунками, при температурі металу 1600 °С випаровування кальцію починається при глибині його занурення менше 1,2 м. Тому з урахуванням товщини оболонки і температурних умов вибирають таку швидкість занурення, коли краплі кальцію, що утворюються і спливають, встигають максимально прореагувати з металом до досягнення ними критичної глибини. Вважається, що для цього початок розчинення кальцію має бути на глибині не менше ніж 2,0 м.

Також було експериментально встановлено при випробуваннях дроту різного діаметра та товщини, що для виключення надмірного піроефекту вміст кальцію у дроті не повинен перевищувати 100 г/м. Виходячи з цього не набули широкого поширення дроти діаметром 14 мм із вмістом кальцію від 126 до 146 г/м. В даний час активно застосовуються дроти діаметром 9–11 мм, приклади показників деяких з них наведені у табл. 7.1. Подібний інжекційний дріт, що містить як наповнювач лише кальцій, отримує все ширше застосування у великій металургії для виробництва сталі високої чистоти [11–13].

Основним показником ефективності модифікування кальцієвмісними матеріалами є коефіцієнт засвоєння кальцію, на величину якого впливає багато факторів: швидкість введення дроту, температура металу, склад

оброблюваної сталі, режими продування і перемішування металу інертним газом та ін. На цей показник впливає і вид кальцієвого наповнювача.

Таблиця 7.1 - Кальцієвий інжекційний дріт

| Параметри                                      | Показники |           |           |
|------------------------------------------------|-----------|-----------|-----------|
| Діаметр дроту, мм                              | 9         | 11,5      | 11,5      |
| Товщина сталюї оболонки, мм                    | 0,6       | 0,8       | 1,1       |
| Склад серцевини, мас. %                        | Ca ≥ 99,0 | Ca ≥ 99,0 | Ca ≥ 99,0 |
| Вага одного погонного метра дроту, г           | 233       | 340       | 400       |
| Вага кальцію в одному погонному метрі дроту, г | 74        | 92        | 74        |
| Коефіцієнт заповнення, об. %                   | 32,0      | 26,5      | 18,5      |

Відповідно до ряду експериментальних даних найкращі результати досягаються при використанні електролітичного кальцію, кількість якого для досягнення однакового ефекту з рафінування необхідна в 1,5 рази менша, порівняно з використанням алюмотермічного кальцію [14]. Такий чистий твердий кальцієвий пруткок, що є серцевиною дроту, що вводиться в метал, отримують екструзією на різні діаметри злитка з чистого кальцію.

## **7.2 Виробництво сталі з регламентованим вмістом елементів у вузьких межах**

Уведення низки легувальних елементів у рідку сталь у кусковому вигляді не відзначається високою ефективністю і має певні технологічні труднощі, пов'язані з фізико-хімічною специфікою даних елементів [15]. Це частіше за все пов'язане або з високою чи низькою температурою їх плавлення, з високою спорідненістю до кисню або з низькою розчинністю в залізі (табл. 7.2).

При введенні цих елементів у розплав у вигляді порошкового дроту можливо значно підвищити їх засвоєння та одержати стабільне відтворення результатів, що дуже важливо при корегуванні складу сталі [16, 17].



Таблиця 7.2 - Елементи, засвоєння яких рідкою сталлю утруднено

| Причина утрудненого засвоєння | Елементи |    |   |   |    |   |    |    |    |    |    |
|-------------------------------|----------|----|---|---|----|---|----|----|----|----|----|
|                               | Ca       | Mg | C | B | Si | S | Al | Pb | Ti | Zr | Se |
| Низька густина                | +        | +  | + | + | +  | + | +  | -  | -  | -  | -  |
| Низька розчинність            | +        | +  | - | - | -  | - | -  | +  | -  | -  | -  |
| Низька температура кипіння    | +        | +  | - | - | -  | + | -  | -  | -  | -  | -  |
| Висока пружність пари         | +        | +  | - | - | -  | - | -  | -  | -  | -  | -  |
| Висока спорідненість до кисню | +        | +  | - | - | +  | - | +  | -  | +  | +  | -  |
| Токсичність                   | -        | -  | - | - | -  | - | -  | +  | -  | -  | +  |

У табл. 7.3 наведені дані, які характеризують засвоєння деяких легувальних елементів при введенні порошкових дрітків фірми Affival [18].

Таблиця 7.3 - Засвоєння легувальних елементів при введенні в сталь порошкового дроту

| Елемент, що вводиться | Вміст, мас. % | Ступінь засвоєння, % | Розкиснювач  |
|-----------------------|---------------|----------------------|--------------|
| Вуглець               | 0,10–0,30     | 100                  | Si + Al      |
| Вуглець               | 0,70          | 100                  | Si + Al      |
| Манган                | 0,50–1,50     | 100                  | Si + Al      |
| Кремній               | 0,10–0,40     | 100                  | Si + Al      |
| Хром                  | 0,90–2,25     | 100                  | Si + Al      |
| Алюміній              | 0,020–0,070   | 100                  | Si           |
| Алюміній              | 0,020–0,070   | 90                   | Si + Al      |
| Сірка                 | 0,015–0,050   | 80                   | Si + Al      |
| Титан                 | 0,010–0,040   | 90                   | Si + Al      |
| Бор                   | 0,0010–0,0015 | 80                   | Si + Al + Ti |
| Ніобій                | 0,020–0,050   | 100                  | Si + Al      |

Одним із перспективних напрямків сучасної металургії є мікролегування сталі хімічно активними елементами, які здатні навіть у дуже

невеликій кількості суттєво впливати на формування структури сталі та визначати її фізико-механічні властивості. До таких елементів відносяться ванадій і ніобій, які широко застосовуються в практиці позапічного легування сталі. Їх зазвичай уводять у вигляді кускових феросплавів завдяки високому засвоєнню цих елементів (85–93 %). У той же час, при обробленні сталі порошковими дротами, в яких до складу наповнювачів входять ці елементи, їх засвоєння практично досягає 100 %.

Ще більший ефект спостерігається при введенні в сталь титану у вигляді порошкового дроту. Його засвоєння зростає в 1,5–2,0 рази порівняно з легуванням кусковим феротитаном [19].

На думку авторів роботи [1, 17], переваги доведення хімічного складу сталі за допомогою порошкового дроту полягають в наступному:

- порівняно з традиційними методами легування застосування порошкового дроту забезпечує високу ступінь засвоєння елементів та високу відтворюваність результатів;
- можливість отримання більш дорогих марок сталей із більш дешевих шляхом їх додаткового легування відповідними елементами;
- можливість отримання сталей і сплавів з вузьким регламентованим складом легувальних елементів;
- скорочення кількості плавок, що не відповідають заданому хімічному складу за рахунок зменшення коливань хімічного складу та їх переведення в більш дорогі сорти.

У роботах [1, 18] показано, що економічна ефективність мікролегування сталі із застосуванням порошкових дротів порівняно з кусковими матеріалами складає приблизно 1,5 фунта стерлінга на 1 тону сталі.

Навуглецювання сталі. В останні роки зростають обсяги виробництва сталей з регламентованим вмістом у вузьких межах легувальних елементів (C, Si, Ti та ін.). Жорсткі вимоги щодо хімічного складу металу, в тому числі і за вмістом вуглецю, висуваються у зв'язку з розширенням масштабів

розливання сталі на МБЛЗ. Тому при позапічному обробленні сталі важливо відкоригувати вміст вуглецю в заданих межах.

Традиційні методи науглецювання коксом або термоантрацитом, які присаджують у ківш зверху, не дають стабільних результатів [20].

Так, при подачі коксу на струмінь при випуску металу ступінь засвоєння складає в середньому біля 45 %, а у випадку вдування порошку коксу в потоці газу-носія засвоєння вуглецю становить більше 60 %. Застосування вказаних методів науглецювання неприйнятне для отримання в сталі вуглецю у вузьких межах внаслідок великого розкиду ступеня його засвоєння.

На сьогодні при виробництві сталей, які містять вуглець у вузьких межах, набуває популярності технологія, яка базується на застосуванні порошкового дроту, що містить вуглецевмісний наповнювач. В цьому випадку ступінь засвоєння вуглецю для мало- та середньовуглецевих сталей становить у середньому 68–71 %, а для легованих сталей – 83 %, внаслідок більшої розкисненості вихідного металу [21]. Після удосконалення технології виготовлення дроту та технології легування, ступінь засвоєння вуглецю підвищилась до 95–98 %.

Корегування хімічного складу сталі за вмістом вуглецю за допомогою порошкового дроту наразі успішно застосовувалася на Маріупольських металургійних комбінатах «Азовсталь» та ім. Ілліча, а також на установках ківш-піч Молдавського металургійного заводу.

Виробничий досвід показує, що технології корегування науглецювання, що базуються на застосуванні порошкової дроту, забезпечують високий рівень засвоєння вуглецю і високу відтворюваність результатів вмісту вуглецю в різних плавках. На основі оброблення великого масиву результатів корегування вмісту вуглецю в металі промислових плавок спеціалістами Маріупольського металургійного комбінату ім. Ілліча була одержана залежність для визначення необхідних витрат порошкового дроту (рис. 7.4).

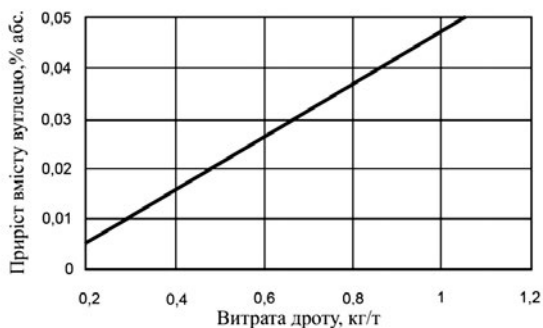


Рисунок 7.4 – Вплив витрат порошкового дроту з наповнювачем, що містить вуглець на приріст вмісту вуглецю в сталі [2]

Мікролегування сталі титаном. Титан є одним із найважливіших легувальних елементів сталі, він приймає участь у створенні комплексних сполук різних типів, що приводить до подрібнення зерна, зміцнення сталі та впливає на форму неметалічних включень. Так, дисперсне зміцнення сталі відбувається за рахунок формування карбідів титану, які мають високу щільність і дрібний розмір. Титан як легувальний елемент уводять у сталь для підвищення її міцності, корозійної стійкості та надання жароміцних властивостей. Для легування сталі титаном зазвичай застосовують кусковий FeTi, який містить 65–70 % Ti. Вигар титану залежить від вмісту вуглецю в сталі і технології його введення та становить у середньому 50–60 %, тобто більше половини титану фактично не використовується за призначенням. При цьому нестабільність результатів легування утруднює отримання заданого вмісту титану в сталі та призводить до його завищених витрат.

Стабільно високе засвоєння титану (на рівні 95–97 %) та рівномірний його розподіл в об'ємі ковша забезпечує застосування порошкового дроту з наповнювачем із феротитану, що містить 70 % Ti [22, 23]. У роботі [24] наведено результати промислового застосування порошкового дроту, що містить титан, для корегування його вмісту в сталі під час безперервного розливання. Уведення в розплав такого дроту з диференційованою швидкістю, узгодженою зі швидкістю розливання, забезпечило отримання заданого вмісту титану в сталі. Максимальний розкид значень вмісту титану становить 0,006 %, що більш ніж у два рази менший, ніж в умовах

традиційного виробництва. Засвоєння титану при цьому становило 70–75 %.

Наведені промислові результати легування свідчать, що технологія корегування сталі в ковші порошковим дротом, який містить наповнювач з титаном, забезпечує більш високе засвоєння титану та отримання його в сталі в досить вузьких межах.

Мікролегування сталі ванадієм. Сталь, легована ванадієм, має високу стійкість до природного старіння і низьку чутливість до зміни технологічних параметрів. Ванадій надає зміцнення за рахунок утворення дисперсних сполук типу V(CN). Величина зміцнення складає 5–15 МПа на 0,01 % ванадію [25]. Легування сталі ванадієм, яке здійснюється введенням кускового ферованадію, характеризується порівняно невеликими його втратами, але значний розкид вмісту ванадію в металі різних плавів свідчить про нестабільність засвоєння. Ця обставина утруднює одержання вмісту ванадію на нижній межі нормативних вимог, призводять до надмірної витрати дорогіших феросплавів і потребує додаткових витрат на примусове корегування складу сталі.

Відомо, що легування і корегування хімічного складу сталей з використанням порошкового дроту забезпечує, як правило, більш стабільне і високе засвоєння легувальних елементів. Враховуючи це, така технологія була апробована у конверторному цеху Маріупольського металургійного комбінату ім. Ілліча при виробництві низки марок сталей, що містять як легувальний елемент ванадій – 09Г2ФБ, 10Г2ФБ, St52.3, ЭП36 та ін. Заданий вміст ванадію отримували при зливанні розкисненого алюмінієм металу із конвертора в ківш (табл. 7.4) [26].

Таблиця 7.4 – Показники легування сталей ферованадієм

| Марка сталі | Витрати FeV50, кг на 1 плавку | Межі вмісту ванадію в сталі, % | Розкид вмісту ванадію в готовій сталі, % | Ступінь засвоєння V, % (середнє знач.) |
|-------------|-------------------------------|--------------------------------|------------------------------------------|----------------------------------------|
| 09Г2ФБ      | 160                           | 0,05–0,09                      | 0,048–0,066                              | 70,0 (85,4)                            |
| St52.3      | 90                            | 0,03–0,06                      | 0,032–0,042                              | 66,2 (85,0)                            |

Як свідчать ці дані, розкид вмісту ванадію в сталі 09Г2ФБ становить 0,018 % (абс. од.) або ~ 37 % відносних, а в сталі St52.3 – 0,010 % (абс. од.) або ~ 31 % (відн.). Середня ступінь засвоєння ванадію становила ~ 85 %.

Надалі була розроблена технологія корегування вмісту ванадію в сталях St52.3 і St50.2 з використанням порошкового дроту, що містить ванадій-алюмінієву лігатуру (ВНАЛ) наступного складу: 72,9 % V і 26,5% Al. Технологічні показники легування таким методом наведені в табл. 7.5 [27]. Швидкість уведення дроту становила 3,5–4,5 м/с. Наведені в табл. 7.5 дані свідчать, що при введенні порошкового дроту досягається стабільно високий ступінь засвоєння ванадію на мінімальному рівні 93 %. Середній ступінь засвоєння ванадію досягає 98 %.

Таблиця 7.5 – Показники оброблення сталей марок St52.3 и St50.2 порошковим дротом з лігатурою ВНАЛ

| Марка сталі | Вміст ванадію в готовій сталі, % | Розкид вмісту ванадію в готовій сталі, % (абс.) / % (відн.) | Ступінь засвоєння ванадію, % (мінімум / серед.) |
|-------------|----------------------------------|-------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------|
| St52.3      | 0,0062–0,0070                    | 0,0008 / 12,9                                               | 93,3 / 98,9                                     |
| St50.2      | 0,0093–0,0102                    | 0,0009 / 9,7                                                | 93,2 / 98,7                                     |

Результати численних промислових плавок проведених з обробленням рідкої сталі порошковим дротом з лігатурою ВНАЛ показали, що її можна застосовувати як для корегування складу сталі за ванадієм, так і повністю для отримання заданого вмісту ванадію в сталі, усунувши присадку кускового ферованадію при зливанні сталі з конвертора. Згідно з даними промислового застосування цього методу для підвищення вмісту ванадію на 0,01 % у ковші місткістю 145 тонн необхідно уводити 65 м порошкового дроту з лігатурою ВНАЛ [27].

Оброблення сталі борвмісним дротом. Практика сучасного металургійного виробництва засвідчує, що мікролегування сталей хімічно активними елементами є одним із перспективних напрямків підвищення якості металопродукції, який не потребує значних енергетичних та

сировинних витрат і в той же час значно впливає на формування в сталях відповідного структурного стану, який сприяє покращенню споживчих властивостей сталей.

Одним з таких елементів є бор, який є унікальним елементом для легування, що здатний у мікродозах (0,001–0,003 %) впливати на багато показників та характеристик металів різного складу та призначення. У всіх дослідженнях, присвячених вивченню легування бором, зазначається, що його основний вплив на якість конструкційної сталі проявляється у підвищенні її прогартованості [28–31]. У роботі [32] наводяться дані про те, що введення у хромонікельмолібденову сталь 0,001% бору за впливом на прогартованість еквівалентне введенню 1,33 % Ni + 0,31 % Cr + 0,04 % Mo. Тобто, така невелика кількість бору замінює 1,68 % дорогих легувальних елементів. Проте вплив бору на аналізований показник не безмежний. Оптимальний вміст бору, що забезпечує найбільшу прогартованість конструкційних сталей залежно від їх складу, за даними різних досліджень становить від 0,005 до 0,01.

Крім того, мікролегування бором суттєво впливає на важливі характеристики сталей [1, 33–38]:

- підвищується пластичність сталі;
- знижується схильність сталі до старіння за рахунок зв'язування розчиненого азоту в боронітридні та карбоборонітридні сполуки, що сприяє підвищенню пластичності і деформівності прокату при холодній формозміні;
- покращується деформівність неметалічних включень;
- покращується керованість процесом термічного оброблення за рахунок збільшення прогартованості;
- відбувається подрібнення стовбчастих кристалів у перетині безперервно литих заготовок, що обумовлює зменшення осьової ліквіації;
- знижується схильність корозійностійких сталей до міжкристалічної корозії.

На сьогодні накопичено значний досвід виробництва сталей,

мікролегованих бором, які застосовуються для виготовлення підкату для високоміцного кріплення, товстолистого прокату для суднобудування, тонколистового прокату для холодної штамповки, виготовлення труб великого діаметру, жароміцних та радіаційно-стійких сплавів. та інших видів металопродукції.

Мікролегування рідкої сталі бором може здійснюватися різними способами, в тому числі:

- за допомогою рафінувальних шлакоутворювальних сумішей, які містять легкоплавкі сполуки бору (бура, борна кислота, вуглексит, датоліт та ін.) і які вносять у виливницю до початку розливання;
- шляхом уведення в ківш-піч або виливницю перед розливанням кускового феробору або спеціальних борвмісних алюмотермічних лігатур;
- шляхом уведення в рідку сталь борвмісного порошкового дроту.

Ефективність застосування перших двох методів невисока, оскільки відновлення бору з його сполук є достатньо тривалим і не контрольованим в умовах даного процесу, який збільшує час фінішного доведення сталі.

Свого часу практикувалося введення борвмісних шлаків у вигляді механічної суміші сполук бору з іншими шлакоутворювальними компонентами у виливницю до початку або під час розливання металу. При цьому вирішувалися два завдання: введення в метал бору та підвищення якості поверхні злитків. Оксид бору має температуру плавлення 480 °С і суттєво знижує температуру плавлення борвмісних шлаків. При відповідному підборі складу шлакоутворювальних компонентів температура плавлення шлаків при вмісті  $B_2O_3$  14–16 % становить 700–900 °С. Тому за рахунок тепла металу, що розливається, досить швидко формується рідкий шлак, який захищає дзеркало металу від контакту з повітрям і створює шлаковий прошарок між виливницею і злитком.

При такому способі легування засвоєння бору металом нерідко буває нестабільним і може значно відрізнитися навіть на поряд відлитих злитках, в тому числі по їх висоті і перерізу. При відповідному удосконаленні



технології, особливо при використанні заздалегідь виплавлених і підготовлених флюсів, є можливість покращення засвоювання бору та стабілізації результатів. Проте бурхливий розвиток безперервного розливання з позапічним обробленням переніс процес легування бором, як і багатьма іншими елементами, в ківш.

Так, в конверторному цеху «ArcelorMittal Temirtau» для легування металу бором у сталерозливному ковші наводили борвмісний шлак з використанням колеманіту (Туреччина), що містить 39–41 %  $B_2O_3$ . Для відновлення бору в шлак додавали дрібнокусковий алюміній. Обробленню піддавали сталі різних марок та призначення – 08КП, 3СП, 09Г2С, 17Г1С [39]. Вміст бору в металі в залежності від кількості колеманіту, що вводиться в шлак, становив від 0,001 до 0,008%. Мікролегування бором позначилося на підвищенні ступеня рафінування від сірки та неметалічних включень і, навіть, на покращенні механічних властивостей металу. У промислових умовах була показана можливість прямого легування бором із шлаку під час виробництва сталей масового призначення [40]. Проте, при досягнутому загальному позитивному ефекті нерідко результати різних плавок могли відрізнятися один від одного [41], що пов'язано зі складністю перебігу фізико-хімічних процесів між шлаком і металом.

Тому на металургійних підприємствах більшого поширення набули технології легування металу бором шляхом введення в ківш різних борвмісних феросплавів і лігатур. Так на Маріупольському металургійному комбінаті «Азовсталь» було освоєно технологію мікролегування бором шляхом введення дрібнокускового феробору ФБ-20 у заключному періоді оброблення конверторної сталі на устаткуванні ківш-піч. У ході проведення робіт з отримання борвмісної конструкційної сталі було виявлено, що для більшого засвоєння бору сталь попередньо повинна бути розкиснена алюмінієм з додаванням титану (рис. 7.5) [42]. У цьому випадку зменшуються втрати бору на окиснення та утворення нітридів бору. Було визначено, що для досягнення вмісту бору в готовому металі 0,001–0,002 %

при стабільному ступені його засвоєння не менше 80 % залишковий вміст алюмінію та титану в готовому металі має бути не менше 0,034 та 0,015 %, відповідно.

Ще більший ступінь засвоєння бору може бути досягнутий при мікролегуванні металу за допомогою порошкового дроту. Про це свідчить досвід Білоруського металургійного заводу, де використовується технологія введення мікролегувальної добавки бору в рідку сталь за допомогою борвмісного порошкового дроту.

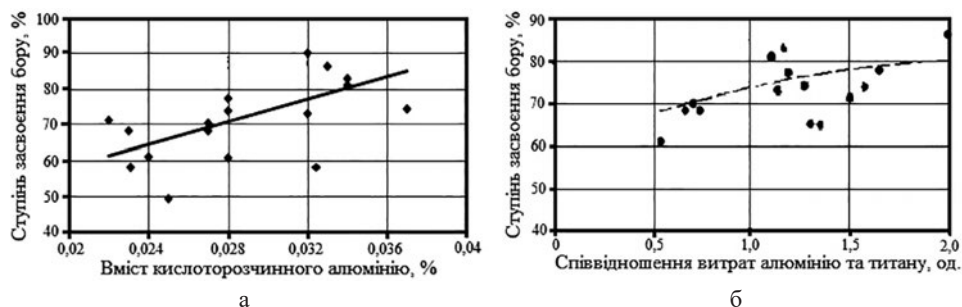


Рисунок 7.5 - Вплив розкисненості готової сталі алюмінієм (а) і співвідношення витрат алюмінію і титану, що вводяться одночасно, (б) на ступінь засвоєння бору при виплавці сталі А514В:

а – пряма відповідає середньому вмісту титану 0,015 %

Технологічні показники дослідно-промислових плавок з уведенням мікролегувальної добавки бору в рідку сталь за допомогою порошкового дроту з борвмісним наповнювачем наведені в табл. 7.6 [23]. Наповнювачем порошкового дроту є феробор, що містить до 18 % або 81 г бору на погонний метр дроту. Найбільший ступінь засвоєння бору по готовому металу склав для сталі 20ХНР – до 95 %, а найменший для сталі 70К – 68–76 %.

Результати виконаних досліджень показали, що для підвищення ефективності мікролегування сталі бором із застосуванням порошкового дроту необхідно дотримуватися наступних умов:

- швидкість уведення порошкового дроту повинна складати 3,0–3,5 м/с;

– масова швидкість надходження бору в розплав повинна знаходитися в межах 1,5–4,0 г/т сталі;

– окисненість сталі перед уведенням дроту при обробці низьковуглецевої сталі (наприклад кордової) повинна бути не більше 25 ppm (0,0025 %);

– борвмісний дріт повинен уводитися в рідкий метал в останню чергу, за 5–8 хв до подачі ковша на розливальну машину.

Таблиця 7.6 – Результати дослідно-промислових плавок з легуванням сталі борвмісним порошковим дротом

| Марка сталі | Маса металу в ковші, т | Вміст бору в готовій сталі, % | Ступінь засвоєння бору, % |
|-------------|------------------------|-------------------------------|---------------------------|
| Ст2СП       | 110–155                | 0,0022–0,0026                 | 82–88                     |
| SAE 1008    | 104–120                | 0,0015–0,0023                 | 74–82                     |
| 70K         | 115–119                | 0,0012–0,0016                 | 68–76                     |
| 15B36Cr     | 107–114                | 0,0016–0,0019                 | 74–81                     |
| 20XHP       | 112–113                | 0,0027–0,0031                 | 84–95                     |

Враховуючи численні дані про позитивний вплив бору на властивості сталі його застосування в металургії постійно розширюється. Уточнюється вплив бору на властивості металу, вивчаються особливості легування у конкретних виробничих умовах стосовно різних марок сталей та вдосконалюються методи легування.

### 7.3 Оброблення сталі лужно- та рідкісноземельними металами

Лужноземельні метали (ЛЗМ) відносяться до II групи періодичної системи елементів Д.І. Менделєєва, а рідкісноземельні метали (РЗМ) належать до елементів підгрупи IIIA і мають атомні номери 57–71. Для металургів вони становлять інтерес через високу активність до таких небажаних, за рідкісними винятками, домішок у сталі як кисень і сірка.

Про використання кальцію для оброблення та рафінування металів

йшлося вище. Не менш ефективними для цього можуть бути й інші ЛЗМ, серед яких за своїми фізичними характеристиками стосовно розплавів на основі заліза найбільш підходять барій і стронцій (табл. 7.7).

Таблиця 7.7 – Фізичні властивості лужноземельних металів [44-46]

| Параметри                           | Найменування елемента |                       |                       |                       |
|-------------------------------------|-----------------------|-----------------------|-----------------------|-----------------------|
|                                     | Mg                    | Ca                    | Sr                    | Ba                    |
| Атомний радіус, нм                  | 0,162                 | 0,197                 | 0,215                 | 0,221                 |
| Температура плавлення, °С           | 650                   | 848                   | 769                   | 725                   |
| Температура кипіння, °С             | 1107                  | 1487                  | 1384                  | 1637                  |
| Тиск насиченої пари при 1873 К, МПа | 2,044                 | 0,1863                | 0,4164                | 0,05171               |
| Розчинність у рідкому залізі, %     | 1,016                 | $4,022 \cdot 10^{-2}$ | $2,408 \cdot 10^{-3}$ | $2,791 \cdot 10^{-4}$ |

З наведених у таблиці даних видно, що кальцій, який широко застосовується для модифікування сталі, за своєю модифікувальною здатністю значно поступається стронцію і барію. Останні швидше та ефективніше кальцію реагують у рідкому металі з киснем з подальшим утворенням силікатів та алюмінатів, які мають відносно низьку температуру плавлення та швидко видаляються з розплаву. [47, 48]. За даними авторів роботи [49] спільне застосування кальцію і барію, що мають повну взаємну розчинність у рідкому стані, призводить до більш високого засвоєння кальцію рідким металом, ніж у разі застосування силікокальцію (рис. 7.6).



Рисунок 7.6 - Вплив типу модифікатора на засвоєння кальцію металом:  
1 – сплав Si-Ca-Ba; 2 – СК30

Зазначається, що застосування комплексних модифікаторів системи Ca-Ba-Sr для оброблення сталі для труб марок 22-25ГЮ дозволило знизити забрудненість металу крихкими силікатами з 1,83 до 1,67 (за середнім балом), забрудненість сульфідами – з 1,25–1,33 до 0,58 та відбраковування металу по тріщинах, що утворюються в районі зварного шва. А для виробів із сталі 20ГЛ (рами бічні та надресорні балки) дозволило підвищити ударну в'язкість при знижених температурах на 49,7 % (табл. 7.8) [47].

Таблиця 7.8 – Вплив модифікаторів на ударну в'язкість сталі 20ГЛ

| Тип модифікатора | Вміст кальцію в металі, ppm | Ударна в'язкість, KCV <sup>-60</sup> , кдж/м <sup>2</sup> |
|------------------|-----------------------------|-----------------------------------------------------------|
| Fe-Ca            | 16,7                        | 177                                                       |
| Si-Ca-Ba         | 17,1                        | 265                                                       |
| Si-Ca-Ba-Sr      | 19,8                        | 290                                                       |

Позитивний вплив стронцію і барію полягає не тільки в розкисненні та модифікуванні сталі. Справа в тому, що їх підвищена реакційна здатність захищає кальцій від окиснення. А він є мікролегувальним зміцнювальним елементом сталі [50].

Промислові випробування, що продовжуються, підтверджують позитивний вплив застосування комплексних модифікаторів, що містять барій і стронцій, на зниження вмісту неметалічних включень і зміну їх морфології [50]. Так при виробництві на заводі «Енергомашспецсталь» зі сталі 42CrMo4 злитків круглого перерізу масою 14,3 т (діаметр 810 мм, висота 4010 мм) заміна силікокальцію на модифікатор Si-Ca-Ba дозволила повністю виключити брак по грубих неметалічних включеннях, покращити макроструктуру заготовок та підвищити ударну в'язкість металу [51].

При отриманні виливків для залізничного транспорту зі сталі 20ГФЛ застосування сплаву Si-Ca-Ba-Sr супроводжувалося формуванням глобулярних оксисульфідних неметалічних включень при зменшенні їх розмірів більш ніж у 2,5 рази порівняно з технологією розкиснення ферокальцієм, яка діяла раніше. Причому, порівняно з силікокальцієм,

застосування модифікатора Si-Ca-Ba зменшує витрати порошкового дроту на 38,5 % і вартість оброблення на 11 %. При модифікуванні сплавом Si-Ca-Ba-Sr ці показники ще кращі – 56 та 21 %, відповідно [51].

У комплексні модифікатори крім лужноземельних часто вводять і рідкісноземельні метали (РЗМ). Найпоширенішими серед них для металургії є лантан (La), церій (Ce), празеодим (Pr) и неодим (Nd). Указані метали мають відносно низьку температуру плавлення при високій температурі кипіння (табл. 7.9) [52]. Температура кипіння РЗМ порівняно з кальцієм, у якого вона становить 1450 °С, набагато вища. Крім того, розчинність РЗМ у залізі (порівняно з кальцієм) теж значно вища.

Таблиця 7.9 – Основні фізико-хімічні характеристики РЗМ

| Метал | Атомна<br>маса | Густина,<br>кг/м <sup>3</sup> | Тиск пари<br>при 1600 °С,<br>Па | t <sub>пл.</sub> , °С | t <sub>кип.</sub> , °С | Теплота<br>плавлення,<br>кДж/г-ат |
|-------|----------------|-------------------------------|---------------------------------|-----------------------|------------------------|-----------------------------------|
| La    | 138,69         | 6166                          | 0,237                           | 920                   | 3454                   | 6,210                             |
| Ce    | 140,2          | 6771                          | 6,093                           | 798                   | 3257                   | 5,187                             |
| Pr    | 140,9          | 6712                          | 6,712                           | 931                   | 3212                   | 6,910                             |
| Nd    | 144,24         | 7003                          | 7,003                           | 1016                  | 3127                   | 7,140                             |

Характерною особливістю РЗМ є їх висока хімічна спорідненість до шкідливих домішок у сталі, таких як кисень, сірка, азот і водень, тому введення РЗМ у сталь супроводжується зменшенням їх вмісту.

Тиск пари РЗМ у сталеплавильних процесах на порядок нижчий, ніж у кальцію, тому вони можуть бути присутні в розплаві достатньо тривалий час, взаємодіючи зі шкідливими домішками не тільки під час їх уведення в розплав, але й протягом охолодження та фазових перетворень у металі. У той же час, обмежена розчинність РЗМ у твердій сталі може призводити до виділення їх залишкової кількості на межах зерен, що негативно впливає на характеристики міцності, наприклад при температурі деформації сталі [52].

РЗМ утворюють трьохвалентні оксиди типу R<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, при цьому вони мають високу густину і знаходяться у твердому стані при температурах,

характерних для позапічного оброблення, що утруднює їх асиміляцію шлаковою фазою. Тому використовувати РЗМ доцільно у вигляді сплавів з іншими елементами, наприклад з кальцієм, що дозволяє при їх взаємодії зі сталлю, отримувати комплексні оксиди в рідкому стані, які мають невисоку густину, здатні до коагуляції та злиття зі шлаковою фазою. Використання кальцію в комплексі з РЗМ досить ефективне в зв'язку з тим, що при температурах позапічного оброблення сталі кальцій має високу пружність пари та низьку розчинність, що знижує його ефективність використання. РЗМ, навпаки, мають низьку пружність пари та високу розчинність в рідкому залізі.

Дослідження Ю.А. Шульте [53], виконані 50 років тому щодо розкиснення та модифікування сталей різних марок, показали високу ефективність застосування РЗМ у вигляді феросплавів, у тому числі, які містять кальцій. Порівняно низька температура плавлення цих сплавів (1180–1240 °C) забезпечує високу технологічність процесу розкиснення. Ці сплави швидко розчиняються і добре засвоюються рідким металом, а висока ефективність використання РЗМ досягається попереднім розкисненням розплаву алюмінієм.

У роботі [54] відмічається, що зі збільшенням РЗМ у сплаві з 10 до 80 % їх засвоєння зменшується з 70 до 30 % (рис. 7.7). Для забезпечення стабільно високого рівня засвоєння як РЗМ, так і кальцію, що безпосередньо пов'язане зі зниженням витрат матеріалів та забезпеченням заданих фізико-механічних характеристик, автори рекомендують використовувати комплексні модифікатори з РЗМ у вигляді порошкового дроту.

РЗМ помітно впливають на поверхневий натяг рідкої сталі. При уведенні РЗМ поверхневий натяг зростає і відповідно підвищується міжфазний натяг, в результаті чого відбувається мінімальна адсорбція шкідливих домішок, що викликає зміни при кристалізації металу, відбувається очищення міжзеренних меж та формування дрібнодисперсної дендритної структури [55].

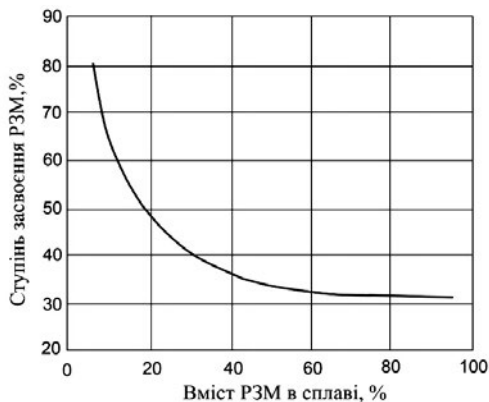


Рисунок 7.7 – Вплив вмісту РЗМ у комплексному сплаві на його засвоєння сталлю

Очищаючи сталь від шкідливих домішок, РЗМ знижують анізотропію механічних характеристик сталі, а також покращують її ливарні властивості, в першу чергу, рідкоплинність та тріщиностійкість [53].

Підвищення тріщиностійкості при обробленні сталей РЗМ пояснюється зниженням величини температурного інтервалу крихкості та зростанням пластичності металу в цьому інтервалі. Можна передбачити, що в інтервалі кристалізації сталі з дрібними первинними зернами взаємне переміщення останніх розвивається сильніше, ніж у сталі з крупними кристалами. Зміна стовпчастої структури на рівновісну потребує значно менше рідкої фази для усунення блокування та заклинення кристалів. У результаті відбувається зниження температурного інтервалу крихкості [55].

Добре відомо, що значний вплив на утворення гарячих тріщин справляють неметалічні включення та шкідливі домішки, розміщуючись на межах зерен під час кристалізації. В результаті чого біля них виникають концентраційні напруження і відбувається зародження тріщин. Причому, найбільш згубну дію викликають великі неметалічні включення неправильної форми. Тому оброблення рідкої сталі РЗМ, як уже відмічалось, сприяє очищенню меж зерен від шкідливих домішок, забезпечуючи зниження температурного інтервалу крихкості.

Висока ефективність впливу РЗМ на властивості сталі обумовлена їх сприятливою дією на склад, форму, кількість та рівномірність розподілу



неметалічних включень, помітним покращенням макро- та мікроструктури злитків, зниженням хімічної та фізичної неоднорідності, забезпеченням дисперсності кристалічної структури в усіх зонах литої заготовки.

Раніше відзначалось, що висока ефективність оброблення досягається сплавами, до складу яких входять РЗМ та кальцій [54, 55]. Сплави РЗМ з кальцієм при взаємодії з рідкою сталлю можуть утворювати рідкі сульфідні та оксисульфідні з невисокою густиною, які здатні коагулювати і переходити в шлакову фазу.

Виходячи з цього, Д. О. Дюдкін і співробітники [1, 7, 8] дійшли висновку, що найбільш ефективним з економічної та технологічної точок зору є використання комплексного сплаву, що містить 10–15 % РЗМ, 10–15 % кальцію та 40–50 % кремнію. Такий склад сплаву для оброблення сталі видається найкращим, особливо у вигляді порошкового дроту.

Дослідний склад порошкового дроту з комплексним наповнювачем наведено в табл. 7.10.

Таблиця 7.10 – Склад порошкового дроту з комплексним наповнювачем (Ca-РЗМ)

| Варіант складу | Хімічний склад наповнювача, мас.% |      |     |                                                 | Густина наповнення, кг/м <sup>3</sup> |
|----------------|-----------------------------------|------|-----|-------------------------------------------------|---------------------------------------|
|                | Ca                                | Si   | Al  | РЗМ (Ce – 70 %; La – 22,5 %; Pr+Nd+ Sm – 7,5 %) |                                       |
| А              | 12,0                              | 42,0 | 3,9 | 12,0                                            | 3550                                  |
| Б              | 17,0                              | 40,0 | 3,7 | 11,4                                            | 3360                                  |

Результати промислових випробувань порошкового дроту при обробленні трубної сталі 13ХФА в ковпці-печі показали, що відбувається достатньо значне зниження вмісту сірки з 0,010 % до 0,0043 %. При використанні дроту, виготовленого за варіантом Б (механічна суміш металевих кальцію з РЗМ), засвоєння церію вище на 6 % (абс.) або на 15 % (відн.), ніж при використанні дроту, виготовленого за варіантом А. Засвоєння лантану при використанні дроту, виготовленого за варіантом Б, вище на 21,4 % (абс.) або 81 % (відн.), ніж при використанні дроту, виготовленого за

варіантом А.

Модифікування металу здійснюється введенням порошкового дроту з комплексним модифікатором, до складу якого входить РЗМ у кількості 0,21–0,28 кг/т сталі по РЗМ. Дріт з наповнювачем (комплексним модифікатором кальцій + РЗМ) уводиться при досягненні заданого хімічного складу сталі і вмісту сірки не більше 0,010 %. Після присадження порошкового дроту з РЗМ здійснюється «м'яке» продування розплаву аргонном без оголення дзеркала металу протягом ~15 хв [7].

Результати оброблення трубної сталі 13ХФА порошковим дротом з комплексним модифікатором (кальцій + РЗМ) показали, що для досягнення високого рівня характеристик корозійної стійкості металу необхідно забезпечити відповідний високий рівень за наступними показниками: стійкістю до сульфідного корозійного розтріскування під напруженням; стійкістю до водневого розтріскування; стійкістю до загальної корозії. При цьому вміст в готовому металі церію повинен становити 0,0040–0,0060 %, а лантану 0,0015–0,0035 %.

Одночасно необхідно забезпечувати відповідний рівень загального забруднення металу неметалічними включеннями, в тому числі сульфідами.

Результати аналізу хімічного складу сталі показали, що концентрація церію та лантану по довжині та перетину злитків практично однакова, тобто елементи розподілені в об'ємі злитків рівномірно.

### **Питання для самоконтролю**

1. Чим відрізняється технологія позапічного оброблення металевих розплавів порошковими дротами від інших методів оброблення?
2. Що являє собою порошковий дріт для оброблення розплаву?
3. Які функції виконує оболонка порошкового дроту?
4. Які переваги застосування порошкового дроту при обробленні сталі в ковші-печі?
5. Які неметалічні сполуки утворюються при введенні кальцію в

розкиснений алюмінієм металевий розплав?

6. Чому найбільше застосування для оброблення кальцієм має сплав силікокальцій СК30?

7. Як впливає кальцій на характеристики готової металопродукції?

8. Чому є тенденція використання силікокальцію марки СК40 замість СК30?

9. Що являє собою силікокальцій марки СК40?

10. Чому введення низки легувальних елементів у рідку сталь у кусковому вигляді не відзначається високою ефективністю і має певні технологічні труднощі?

11. У чому полягають переваги доведення хімічного складу сталі за допомогою порошкового дроту?

12. Який із способів науглецювання найбільш ефективний: подача коксу на струмінь при випуску металу, вдування порошку коксу в потоці газу-носія або застосуванні порошкового дроту, що містить вуглецевмісний наповнювач?

13. Який ступінь засвоєння вуглецю при подачі коксу на струмінь при випуску металу, вдуванні порошку коксу в потоці газу-носія або застосуванні порошкового дроту, що містить вуглецевмісний наповнювач?

14. Які способи мікролегування рідкої сталі бором ви знаєте?

## Література

1. Дюдкин Д. А. / Внепечная обработка расплава порошковыми проволоками // Д. А. Дюдкин, С. Ю. Бать, С. Е. Гринберг, В. В. Кисилenko. – Донецк: ООО «Юго-Восток», 2002. – 296 с.

2. Бойко В. С. Внепечная обработка стали в ККЦ ОАО «ММК им. Ильича» / В. С. Бойко, В. В. Климанчук., Э. Н. Шебаниц, Б. В. Небога. – Мариуполь: Изд. «Рената», 2005. – 163 с.

3. Чумаков С. М. Внепечная обработка порошковой проволокой с

различными наполнителями / С. М. Чумаков, А. Ф. Каблуковский, С. И. Ябуров, А. Н. Никулин // Бюллетень научно-технической и экономической информации. Черная металлургия. – 1988. – С. 11 – 14.

4. Бать С. Ю. Технология производства стали с регламентированным содержанием элементов в узких пределах / С. Ю. Бать, В. В. Кисиленко, В. П. Онищук // Металл и литье Украины. – 2000. – № 1–2. – С. 34 – 36.

5. Дюдкин Д. А. Особенности комплексного воздействия кальция на свойства жидкой и твердой стали / Д. А. Дюдкин // Сталь. – 1999. – № 1. – С. 20 – 25.

6. Пеликани Ф. Основы обработки стали кальцием и его усвоение / Ф. Пеликани, Б. Дюран, А. Гесье // Международный симпозиум «Обработка стали кальцием. (Глазго, 30 июня 1988 г.)»: материалы. – Киев: ИЭС им. Е. О. Патона, 1989. – С. 45 – 58.

7. Дюдкин Д. А. Комплексное рафинирование, модифицирование и микролегирование стали кальцийсодержащими порошковыми проволоками / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко, Д. А. Сочнев // Международная научно-техническая конференция: материалы (Киев–Днепродзержинск, 15–19 мая 2000 г.). – Киев; НТТУ «КПИ». – 2000. – С. 85 – 89.

8. Дюдкин Д. А. Внепечная обработка стали порошковой проволокой с наполнением силикокальцием СК40 // Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко, В. А. Маточкин // Металл и литье Украины. – 2006. – № 9. – С. 22 – 24.

9. Исаев М. К. Сравнительный анализ эффективности применения кальций содержащей порошковой проволоки / М. К. Исаев, В. А. Бигеев, А. Б. Сычков, М. Г. Потапов // Технологии металлургии, машиностроения и материалобработки. – 2020. – № 19. – С. 89 – 93.

10. Исаев М. К. Особенности использования толстостенной кальциевой порошковой проволоки / М. К. Исаев, В. А. Бигеев, А. Б. Сычков, Ф. М. Столяров // Сборник трудов XVI международного конгресса сталеплавателей. – 2020. – С. 108 – 110.

11. Wouter K. Tiekink. Improved Calcium Wire Properties Results in High Yields / Wouter K. Tiekink, Rob A. Kooter, Emiel Y. Bosma, Jan P. Brockhoff, Rainer Hackstein, Franck B. Villette // Proceedings 5th European Oxygen Steelmaking Conference, April 26 – 28 June 2006, Aachen: EOSC. – 2006. – С. 66 – 71.

12. Кисиленко В. В. Патент України на корисну модель № 44819. Дріт для присадки кальцію у рідкий метал / В. В. Кисиленко, Д. А. Дюдкин. – Бюл. № 19. – 2009.

13. Дюдкин Д. А. Повышение эффективности использования металлического кальция при внепечной обработке стали / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко, Д. Н. Турунов, А. Г. Коваленко // Труды одиннадцатого конгресса сталеплавильщиков (г. Нижний Тагил, 3–8 октября 2010 г.). – москва: ОАО «Черметинформация». – 2011. – С. 278 – 283.

14. А. Д. Хорошилов. Опыт применения кальцийсодержащей инъекционной проволоки с различными наполнителями при внепечной обработке стали / А. Д. Хорошилов, П. А. Саалиханов, Д. П. Бызов, М. В. Жиронкин, К. Б. Бикин // Черная металлургия, БНТИ. – 2021. – № 4. – С. 432 – 444.

15. Гасик Л. Н. Структура и качество промышленных ферросплавов и лигатур / Л. Н. Гасик, В. С. Игнатьев, М. И. Гасик. – Киев: Техніка, 1975. – 115 с.

16. Протасов А. В. Особенности и преимущества обработки металла порошковой проволокой / А. В. Протасов // Технологические комплексы для обработки расплавленных металлов инъекционной проволокой. – Старый Оскол: ТНТ, 2020. – С. 48–53.

17. Sarbendu SANYAL. An Improved Model of Cored Wire Injection in Steel Melts / Sarbendu SANYAL, Sanjay CHANDRA, Suresh KUMAR, G. G. ROY // ISIJ International. – 2004. – Vol. 44. – № 7. P. 1157 – 1166. Режим доступа:

[https://www.jstage.jst.go.jp/article/isijinternational1989/44/7/44\\_7\\_1157/\\_pdf](https://www.jstage.jst.go.jp/article/isijinternational1989/44/7/44_7_1157/_pdf).

18. Каблуковский А. Ф. Внепечная обработка стали порошковой проволокой / А. Ф. Каблуковский, С. Д. Зинченко, А. Н. Никулин, А. М. Ламухин, М. В. Филатов. М.: – Metallurgizdat, 2006. – 288 с.

19. Поляков В. В. Ресурсосбережение в черной металлургии / В. В. Поляков. – М.: Машиностроение, 1993. – 145 с.

20. Смирнов Н. А. Вдувание порошкообразных материалов в ковш / Н. А. Смирнов // Труды первого конгресса сталеплавателей (москва, 12–15 октября 1992 г.). – М.: ОАО «Черметинформация», 1993. – С. 211 – 213.

21. Мулько Г. Н. Освоение технологии обработки стали в ковше проволокой с углеродным наполнителем / Г. Н. Мулько, В. В. Куликов, В. В. Кулаков // Труды третьего конгресса сталеплавателей (москва, 13–15 апреля 1995 г.). – М.: ОАО «Черметинформация», 1996. – С. 249 – 251.

22. Позняк Л. А. Разработка и промышленное опробование технологии ввода титана порошковой проволокой с целью корректировки его содержания в заданных пределах в непрерывнолитой стали 10Г2БТ / Л. А. Позняк, А. И. Троцан, Б. Ф. Белов // Бюл. научно-технической и экономической информации. – Черная металлургия, БНТИ. – 1990. – Вып. 10. – С. 36 – 38.

23. Дюдкин Д. А. Микролегирование, модифицирование и раскисление рельсовой стали в ковше комплексным сплавом КМКТ / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко, В. П. Онищук // Металл и литье Украины. – 2000. – № 1–2. – С. 31 – 32.

24. Кисиленко В. В. Внепечное легирование стали титаном из проволоки / В. В. Кисиленко, Д. А. Дюдкин, А. В. Оленченко, С. В. Терлецкий // Материалы VII международной научно-технической конференции «Тепло- и массообменные процессы в металлургических системах» (г. Мариуполь, 06-08 сентября 2006 г.). – Мариуполь: ПГТУ, 2007. – С. 350 – 354.

25. Поживанов М. А. Выплавка стали для автолиста / М. А. Поживанов, Е. Х. Шахпазов, А. Г. Свяжин. – М.: Интерконтакт Наука,

2006. – 166 с.

26. Бойко Б. С. Комплексная технология производства листового проката для труб большого диаметра / Б. С. Бойко, А. А. Ларионов, И. Г. Саркиц // *Металл и литье Украины*. – 1988. – №5–6. – С. 44 – 46.

27. Дюдкин Д. А. Эффективность легирования стали ванадием из порошковой проволоки / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко, В. П. Онищук // *Металлург*. – 2002. – № 7. – С. 40.

28. Лякишев И. П. Борсодержащие стали и сплавы / И. П. Лякишев, Ю. А. Плинер, С. И. Лаппо. – М.: *Металлургия*, 1988. – 191 с.

29. Heckmann C. J. Development of low carbon Nb-Ti-B microalloyed steels for high strength large diameter linepipe / C. J. Heckmann, D. Ormston, F. Grimpe // *Irnjmaking and steelmarking*. – 2005. – Vol. 32. – № 4. – P. 337 – 371.

30. Гольдштейн Я. У. Модифицирование и микролегирование чугуна и стали / Я. У. Гольдштейн, В. Г. Мизин. – М.: *Металлургия*, 1986. – 272 с.

31. Браун М. П. Микролегирование стали / М. П. Браун. – Киев: *Наукова думка*, 1982. – 303 с.

32. Жучков В. И. Применение бора и его соединений в металлургии / В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев, А. А. Акбердин. – Новосибирск-Екатеринбург: *Академкнига*, – 2018. – 154 с.

33. Барданцева Е. А. Влияние микролегирования бором на прокаливаемость сталей / Е. А. Барданцева, Н. А. Глазунова, О. В. Роговцева // *Литье и Металлургия*. – 2016. – № 3. – С. 70–74.

34. Пилюшенко В. Л. Научные и технологические основы микролегирования / В. Л. Пилюшенко, В. А. Вихлещук, А. М. Поживанов. – М.: *Металлургия*, 1994. – 384 с.

35. Кривко Е. М. Микролегирование кипящей стали бором при восстановлении его из окислов / Е. М. Кривко, П. И. Чуб, Р. П. Коновалов // *Сб. научн. Тр. МЧМ СССР «Разливка стали в изложницы»*. – М.: *Металлургия*, 1984. – С. 24 – 25.

36. Pellicani F. Innovative Process for production of Continuous Cast Boron Steel Using Cored Wire Injection / F. Pellicani, R. Szezezne, F. Villette // AISE Annual Convention, Pittsburg, sept. – 1987. – P. 75 – 80.

37. Литвиненко Д. А. Бор в малоуглеродистой стали для глубокой штамповки / Д. А. Литвиненко // Сталь. – 1984. – № 4. – С. 357 – 361.

38. Дергач А. Т. Влияние бора на микроструктуру и свойства труб из низкоуглеродистой аустенитной хромоникелевой стали / А. Т. Дергач // Вопросы атомной науки и техники. – 2005. – № 5. – С. 80 – 86.

39. Бабенко А. А. Исследование и разработка комплексной технологии производства низкоуглеродистой борсодержащей стали с низким содержанием серы / А. А. Бабенко, В. И. Жучков, Л. А. Смирнов // Сталь. – 2015. – № 11. – С. 48 – 50.

40. Технологическая инструкция ТИ СК-07-2007 «Внепечная обработка стали для слябовых МНЛЗ» // АО «ArcelorMittal Temirtau». – Темиртау, 2007.

41. Углов В. А. Основные направления развития металлургической технологии для обеспечения современных требований по уровню и стабильности служебных свойств стали / В. А. Углов, А. Н. Зайцев. // Черная металлургия. – БНТЭИ, 2012. – № 3. – С. 85 – 93.

42. Назюта Л. Ю. Особливості мікролегування бором при виплавці низьколегованих конструкційних сталей / Л. Ю. Назюта, Л. С. Тихонюк, І. М. Костира, Ю. В. Хавалиць // Метал та Лиття України. – 2018. – № 3–4. – С. 18 – 27.

43. Богданов Н. А. Разработка и освоение производства борсодержащих сталей / Н. А. Богданов, А. Г. Сычков, Н. В. Деревянченко // Металлург. – 1999. – № 2. – С. 29 – 30.

44. Эмсли Дж. Элементы: пер. с англ / Дж. Эмсли. – М.: Мир, 1993. – 256 с.

45. Агеев Ю. А. Исследование растворимости ЩЗМ в жидком железе и сплавах / Ю. А. Агеев, С. А. Арчугов // Журнал физической химии. – 1985. –



Т. IX. – № 4. – С. 838 – 841.

46. Рябчиков И. В. Сравнительная раскислительная и модифицирующая способность магния и щелочноземельных элементов при внепечной обработке стали / И. В. Рябчиков, А. Ю. Ахмадеев, Т. В. Рогожина, В. А. Голубцов // Сталь. – 2008. – № 12. – С. 51 – 54.

47. Рябчиков И. В. Металлургические способы улучшения эксплуатационных свойств российских рельсов / И. В. Рябчиков, А. Ю. Ахмадеев, В. В. Андреев // Сталь. – 2011. – № 1. – С. 25 – 27.

48. Yufang Shi. Experimental Study on Deoxidation of Barium and Barium Alloy / Yufang Shi, Boring Chen, Jie Fu, Tack El Gammal. // J. Mater. Sci. Technol. – 1999. – V. 15. – № 5. – P. 400 – 415.

49. Голубцов В. А. Щелочноземельные металлы в технологии внепечной обработки стали / В. А. Голубцов, И. В. Рябчиков, И. В. Бакин, Г. Г. Михайлов // Сборник трудов XV международного конгресса сталеплавыльщиков. – Москва–Тула, 2018. – С. 332 – 337.

50. Голубцов В. А. Применение микрокристаллических комплексных модификаторов для внепечной обработки стали. Часть 1 / В. А. Голубцов, И. В. Рябчиков, И. В. Бакин // БНТЭИ, 2021. – Т. 47. – № 3. – С. 295 – 309.

51. Голубцов В. А. Применение микрокристаллических комплексных модификаторов для внепечной обработки стали. Часть 2 / В. А. Голубцов, И. В. Рябчиков, И. В. Бакин // Черная металлургия. – БНТЭИ, 2021. – Т. 48. – № 4. – С. 418 – 431.

52. Явойский В. И. Металлургия стали / В. И. Явойский, С. Л. Левин, В. И. Баптизманский. – М.: Металлургия, 1973. – 815 с.

53. Шульте Ю. А. Электрометаллургия стального литья / Ю. А. Шульте. – М.: Металлургия, 1970. – 224 с.

54. Кравченко В. М. Повышение эффективности процесса легирования стали элементами с высоким сродством к кислороду и азоту / В. М. Кравченко, Е. Б. Теплицкий, С. В. Семирягин // Труды пятого

конгресса сталеплавателей (Рыбница, 14–17 октября 1998 г.). – М.: ОАО «Черметинформация», 1999. – С. 326 – 328.

55. Бела́й Г. Е. Влияние РЗМ на процессы структурообразования и свойства железоуглеродистых сплавов / Г. Е. Бела́й, И. Е. Лев, Т. И. Герасимова // Сб. «Редкоземельные металлы и сплавы». – М.: Наука, 1971. – 255 с.

## РОЗДІЛ 8

### ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ В АГРЕГАТАХ ТИПУ КІВШ-ПІЧ

У сучасному великому сталеплавильному виробництві промислово розвинутих країн відбулося формування концепції високого технологічного рівня, суть якого зводиться до виробництва сталі високої якості дуплекс-процесом: виплавляння металу (напівпродукту) здійснюється в кисневих конверторах або дугових сталеплавильних печах (ДСП) великої місткості з наступним фінішним позапічним обробленням розплаву в ковші. Такий процес передбачає використання ДСП або кисневого конвертора в якості високопродуктивного агрегату, в якому досягається максимально висока швидкість плавлення завантаженої шихти та компонентів, що утворюють шлак. На позапічне фінішне оброблення сталі покладаються наступні технологічні задачі [1-7]:

- доведення сталі до заданого хімічного складу і температури;
- рафінування металу від шкідливих домішок, газів та неметалічних включень;
- мікролегування та модифікування металу, управління морфологією неметалічних включень;
- покращення техніко-економічних показників виробництва сталі як на стадії виплавляння, так і на всіх стадіях виробничого циклу.

#### 8.1 Призначення і класифікація агрегатів ківш-піч

Основне призначення сталерозливного ковша полягає в передачі рідкого металу від плавильного агрегату до місця розливання. Зараз на переважній більшості металургійних підприємств його функція суттєво розширилася і сталерозливний ківш став невід'ємною частиною технологічного ланцюга в сталеплавильному цеху, а точніше основним агрегатом, в якому здійснюється остаточна доводка сталі до необхідного

хімічного складу, виконуються операції розкиснення, десульфурації, легування, гомогенізація і де метал набуває остаточних споживчих властивостей.

Проведення указаних технологічних операцій в ковші зумовлене необхідністю забезпечити високий рівень технологічних властивостей розплаву, який дозволяє ефективно виконувати розливання металу на сучасних машинах безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) або у виливниці при одержанні великих ковальських та листових злитків. Сучасний підхід до виробництва сталі на етапі «рідкий напівпродукт – лита заготовка» передбачає створення наступних технологічних передумов для отримання литої заготовки високої якості:

- чітке узгодження операцій в технологічному ланцюгу на всіх етапах виробництва від виплавляння до розливання металу при мінімальних енергетичних, матеріальних та часових витратах;

- отримання стабільної якості рідкої сталі, рівень якої визначається як технологічними, фізико-механічними, так і споживчими властивостями металопродукту;

- забезпечення високих технічних і технологічних показників роботи МБЛЗ, включаючи швидкість розливання, якість поверхні та внутрішньої структури безперервнолитих злитків, як і злитків, що відливаються у виливниці.

Реалізація указаних підходів полягає в проведенні різних видів оброблення металевого розплаву в сталерозливному ковші із застосуванням високотемпературного джерела електронагріву, який є відносно стерильним по відношенню до рідкого металу та забезпечує компенсацію теплових втрат. Із урахуванням сказаного, в сучасному металургійному виробництві все більше застосовуються агрегати, які забезпечують комплексне оброблення металу – агрегати ківш-піч.

Сучасні агрегати ківш-піч дозволяють виконувати наступні технологічні операції:

- усереднювати метал у ковші за температурою та хімічним складом;
- здійснювати розкиснення та десульфурацію металевого розплаву до рівня, закладеного в технологічному регламенті;
- здійснювати долегування сталі до вмісту легувальних елементів у заданих вузьких межах;
- обробляти сталь активними елементами (кальцій, бор, титан, РЗМ та ін.) з максимально стабільним засвоєнням;
- змінювати за рахунок модифікування морфологію, форму, склад та кількість неметалічних включень;
- здійснювати передачу рідкого металу на безперервне розливання точно в заданий час і в заданому інтервалі температур;
- усунути брак металу за хімічним складом у випадку його випуску з перевищенням нормативних показників за шкідливими домішками за рахунок розбавлення його більш чистим металом іншої плавки;
- усунути втрати металу при аварійних ситуаціях, наприклад, при зупинці МБЛЗ шляхом його підігріву до запуску розливного комплексу.

Виплавляння сталі з заданими вузькими межами хімічного складу в плавильному агрегаті неможлива за умов нестабільного засвоєння феросплавів та численних неконтрольованих чинників, що змінюються. При зливанні металу з плавильного агрегату відмічається суттєве коливання температури розплаву. Більшість технологічних інструкцій щодо виплавляння сталі регламентують випуск сталі з температурним інтервалом 20 °С, у той час як для розливання на МБЛЗ регламент установлює температурний проміжок усього 5–10 °С.

Перемішування металевого розплаву в ковші-печі сприяє гомогенізації металу за хімічним складом та температурою [8].

Уведення активних металів у вигляді феросплавів при зливанні розплаву в ківш характеризується нестабільним і низьким їх засвоєнням, що утруднює контроль складу та управління морфологією неметалічних

включень. У ковші-печі указані операції технічно добре відпрацьовані, збалансовані і мають високі економічні показники.

Розливання сталі на МБЛЗ потребує чіткої синхронізації ланцюга операцій між випуском металу із плавильного агрегату та його розливанням. Наявність у цеху агрегату ківш-піч дозволяє подавати метал на МБЛЗ чітко в установлений час із заданою температурою та хімічним складом.

Комплексне оброблення рідкої сталі в ковші з підігрівом розплаву електричною дугою і електромагнітним перемішуванням уперше була реалізована в 1964 р. шведськими фірмами «ASEA» і «SKF» при розробці рафінування сталі у вакуумі. Створені для комплексного оброблення сталі агрегати отримали назву ківш-піч «ASEA-SKF» [9, 10].

Після освоєння перших агрегатів ківш-піч були доведені на практиці їх очевидні переваги порівняно з традиційною технологією виплавляння сталі. Так, на заводі західнонімецької компанії «Krupp» в електропечі ємністю 100 тонн виплавляли широкий сортамент легованих сталей. Із урахуванням тривалого оброблення сталі в ковші, її перед зливанням сильно перегрівали. Після того, як в експлуатацію було уведено агрегат ківш-піч продуктивність дугової печі зросла на 9 %, а питомі витрати електроенергії скоротилися на 40 (кВт·год)/т, що обумовлено більш раціональним засвоєнням енергії в ковші порівняно з ДСП, особливо на заключному етапі електроплавки.

У колишньому СРСР у 1985 році на Молдавському металургійному заводі було введено в експлуатацію перший агрегат ківш-піч, який було розроблено в ВНДІМетМаш [11].

Щодо України, то один з перших агрегатів типу «ASEA-SKF» було виготовлено фірмою «Danieli» (Італія) та уведено в експлуатацію в 1987 році на Сумському машинобудівному науково-виробничому об'єднанні (СМНВО), а в 1997 році такий агрегат власної розробки було введено в експлуатацію на Ново-Краматорському машинобудівному заводі (м. Краматорськ).

Протягом останніх двох десятиріч агрегати ківш-піч безперервно

удосконалювались як в технічному, так і в технологічному плані, зростала їх місткість і оптимізувались засоби автоматизації. За даними різних джерел розробкою та виготовленням агрегатів типу ківш-піч займаються більше двох десятків машинобудівних фірм і компаній. Технічні характеристики діючих агрегатів найбільш відомих фірм наведені в табл. 8.1.

Таблиця 8.1 – Технічні характеристики агрегатів типу ківш-піч різних виробників [12]

| Параметр                                        | ASEA-SKF<br>(Швеція) | VAI- Fuchs<br>(Германія) | Krupp<br>(Германія) | Danieli<br>(Італія) | НKMЗ<br>(Україна) | АКОС-125<br>(Росія) | ММЗ<br>(Молдавія) |
|-------------------------------------------------|----------------------|--------------------------|---------------------|---------------------|-------------------|---------------------|-------------------|
| Місткість ковша, т                              | 90–110               | 150                      | 120                 | 120                 | 145               | 100–125             | 100               |
| Потужність трансформатора, МВ·А                 | 12–15                | 18                       | 18-21               | 18                  | 25                | 16                  | 18                |
| Сила струму, кА                                 | 36                   | 30                       | 38                  | 40                  | 40                | 40                  | 35                |
| Діаметр електроду, мм                           | 400                  | 406                      | 450                 | 400                 | 450               | 400                 | 400               |
| Діаметр розпаду електродів, мм                  | 825                  | 700                      | 750                 | 700                 | 850               | 650                 | 700               |
| Швидкість нагрівання, °С/хв                     | 4–6                  | 4                        | 4,3                 | 4,6                 | 4,5               | 3–5                 | 4                 |
| Витрати електродів, кг/т                        | 0,85                 | 0,46                     | 0,3                 | 0,45                | 0,25              | 0,3                 | 0,3               |
| Питомі витрати електричної енергії, (кВт·год)/т | 80                   | 52                       | 30                  | 55                  | 35                | 25–40               | 36                |
| Тривалість оброблення, хв                       | 60–180*              | 45*                      | 40–50**             | 60–120*             | 55–60*            | 25–50*              | 45–50*            |

Примітка: \* – загальна тривалість, \*\* – тривалість нагріву

Дані табл. 8.1 свідчать про те, що основні показники робочих і експлуатаційних параметрів достатньо близькі, а деякі відмінності, можливо, пов'язані з роботою конкретного сталеплавильного цеху (сортаментом сталей, місткістю і потужністю дугових печей тощо). Найбільший вплив на робочі характеристики агрегатів справляють перш за все місткість ковша та потужність пічного трансформатора. Швидкість нагрівання розплаву в ковші для більшості агрегатів знаходиться в межах 3,5–4,0 °С/хв.

Розглядаючи ефективність оброблення сталі в агрегаті ківш-піч, необхідно звернути особливу увагу на витратні характеристики процесу –

питомі витрати електроенергії, графітованих електродів, вогнетривів та ін., які і визначають вартість готового металопродукту. Величина вказаних витрат у значній мірі залежить від раціональної організації технологічного процесу вкупі з умовами роботи сталеплавильних печей та розливних ділянок.

У роботах [11, 13] з метою системного аналізу ефективності роботи діючі агрегати типу ківш-піч класифіковані на вісім відповідних груп, які наведені в табл. 8.2. На думку авторів такої класифікації, вони зробили це з урахуванням зовнішніх (макросередовище) та внутрішніх (технологічний ланцюжок) умов функціонування і подальшого розвитку модуля для оброблення.

Таблиця 8.2 – Класифікація агрегатів типу ківш-піч за умовами функціонування

| Група | Загальний технологічний ланцюжок |          |            |      | Час перебування металу в ковші, хв | Сортамент                |
|-------|----------------------------------|----------|------------|------|------------------------------------|--------------------------|
|       | ДСП, КК                          | Ківш-піч | Вакууматор | МБЛЗ |                                    |                          |
| 1     | ●●                               | ●        | —          | ●    | 50–70                              | Вуглецеві, рядова якість |
| 2     | ●●                               | ●        | —          | ●    | 120–240                            |                          |
| 3     | ●●                               | ●        | ●          | ●    | 100–140                            | Низьколеговані, якісні   |
| 4     | ●●                               | ●        | ●          | ●    | 120–240                            |                          |
| 5     | ■■                               | (●)      | (●)        | ●    | 80–150                             | Леговані, високоякісні   |
| 6     | ●(●)                             | ●        | ●          | ●    | 120–180                            |                          |
| 7     | ●● (●)                           | ●        | ●          | (●)  | 120–180                            |                          |
| 8     | ■■                               | ●        | ●          | —    | 100–300                            |                          |

Примітка: КК – кисневий конвертор; ■ – мартенівська піч; ● – наявність позиції; (●) – можлива наявність або відсутність даної позиції

Уважно вивчивши дані, наведені в табл. 8.2, виникає природне запитання – за якими все ж таки ознаками або критеріями автори робіт [11, 13] класифікують агрегати ківш-піч? Такі критерії чітко не проглядаються. Виходить так, якщо один і той самий агрегат ківш-піч перенести із одного цеху до іншого, відбувається зміна групи, оскільки в цьому цеху інший склад плавильного устаткування, інший технологічний ланцюжок і сортамент сталей, що виплавляються. Тому ми не можемо погодитись із



запропонованою класифікацією, оскільки вона не має чітко виражених критеріїв градації агрегатів даного типу.

Найбільш досконалими агрегатами позапічного оброблення сталі на сьогодні вважаються установки типу дуговий ківш-піч (ДКП, рис. 8.1, *а*) або плазмовий ківш-піч (ПКП, рис. 8.1, *б*), в яких передбачається підігрів рідкої сталі, її перемішування, присадка кускових та інжекція порошкоподібних матеріалів (реагентів).

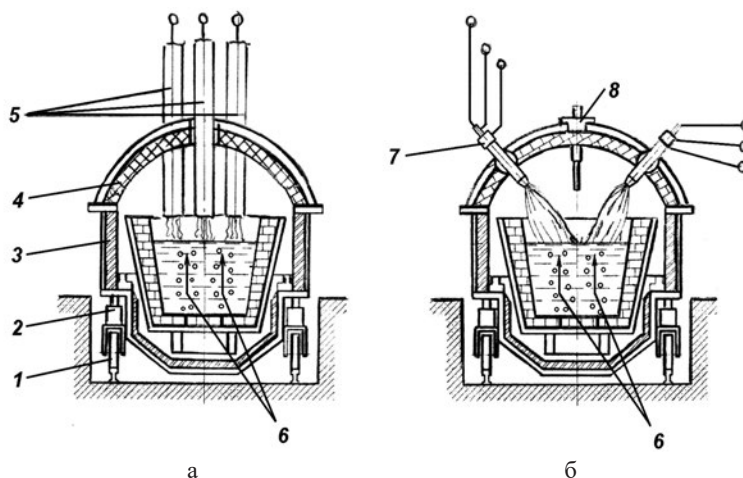


Рисунок 8.1 – Принципові схеми агрегатів типу ківш-піч:  
*а* – ківш-піч з дуговим нагрівом; *б* – ківш-піч з плазмовим нагрівом; 1 – сталевіз; 2 – гідроциліндри; 3 – камера; 4 – кришка; 5 – графітові електроди; 6 – продування металевого розплаву газами; 7 – дуговий плазмотрон; 8 – термопара

Під час роботи дугової сталеплавильної печі за традиційною технологією, коли усі технологічні операції здійснюються безпосередньо в печі, тривалість рафінування сталі може в 2–3 рази перевищувати час, необхідний на розплавлення шихти. До того ж у період рафінування сталі витрачається 30–70 % установленної потужності. Чим вищі вимоги до якості сталі, гірша шихта та більша встановлена потужність, тим менше використовується активна потужність пічного трансформатора [14]. Так, при виплавлянні сталі в 25-тонній дуговій сталеплавильній печі за традиційною

схемою питомі витрати електроенергії становлять 690–850 (кВт·год)/т. Питомі ж витрати електроенергії на розплавлення у такій же печі становлять усього 435 (кВт·год)/т [15]. Таким чином, на рафінування сталі в ДСП витрачається 255–415 (кВт·год)/т. При позапічному обробленні сталі в дугових або плазмово-дугових ковшах-печах питомі витрати електроенергії становлять усього 30–60 (кВт·год)/т [9, 10, 16], що в 4,2–13,9 раз менше, ніж при доводці сталі до кінцевих параметрів у дуговій сталеплавильній печі.

До енерговитрат в агрегатах ківш-піч з дуговим або плазмовим нагрівом слід відносити енергію, яка витрачається на нагрівання ковшів або підтримку їх температури на заданому рівні після випуску попередньої порції металу до заливки наступної.

Застосування ДКП у комплексі з дуговою сталеплавильною піччю (без зміни потужності ДСП) забезпечує збільшення продуктивності ДСП у середньому на 30–50 %. Застосування дугових сталеплавильних печей підвищеної потужності дозволяє підвищити продуктивність дуплекс-процесу (ДСП + ДКП) на 50–80 % [10, 13, 17, 18].

Дуплекс-процес вигідно відрізняється від багатостадійного виплавлення сталі в ДСП з точки зору підвищення якості та економії легувальних компонентів. Застосування агрегатів типу ківш-піч з дуговим підігрівом у сталеплавильних цехах дозволяє розширити асортимент сталей, що виплавляються. З використанням ДКП можна виплавляти вуглецеві, низько- та високолеговані сталі, в тому числі підшипникові, рейкові, котельні, пружинні, інструментальні, неіржавні сталі, сталь для глибокої витяжки та ін.

Порівняно з дуговою сталеплавильною піччю ступінь засвоєння легувальних елементів у ковшах-печах з дуговим підігрівом і особливо в плазмових ковшах-печах значно вищий (табл. 8.3) [19–21].

Високий ступінь засвоєння легувальних елементів у ковшах-печах з плазмовим нагрівом пояснюється тим, що процес оброблення сталі відбувається, як правило, в середовищі інертного газу (аргону).

Таблиця 8.3 – Ступінь засвоєння легувальних елементів (%) у різних агрегатах ківш-піч

| Тип агрегату | Легувальні елементи, % мас. |     |     |     |     |    |
|--------------|-----------------------------|-----|-----|-----|-----|----|
|              | C                           | Si  | Mn  | Cr  | Ni  | Al |
| ДСП          | –                           | 70  | 75  | 85  | 90  | 40 |
| ДКП          | –                           | 90  | 95  | 95  | 100 | 50 |
|              | 98                          | 90  | 98  | 100 | 100 | –  |
| ПКП          | 100                         | 100 | 100 | 100 | 100 | –  |

При позапічному обробленні в ДКП і ПКП зростає однорідність металевого розплаву за хімічним складом та температурою, з'являється можливість звузити коливання хімічного складу отриманих сталей (табл. 8.4).

Таблиця 8.4 – Зміна хімічного складу сталей у процесі їх легування різними методами

| Метод легування                                                             | Колівання складу, % абсол. |      |      |      |       |
|-----------------------------------------------------------------------------|----------------------------|------|------|------|-------|
|                                                                             | C                          | Si   | Mn   | Al   | V     |
| Присадка легувальних при випуску сталі із ДСП                               | 0,06                       | 0,12 | 0,23 | 0,07 | 0,02  |
| Попереднє легування перед випуском сталі і кінцеве - при обробленні в ковші | 0,03                       | 0,09 | 0,11 | 0,03 | 0,015 |
| Легування в процесі позапічного оброблення                                  | 0,02                       | 0,05 | 0,05 | 0,02 | –     |

Із наведених в таблиці даних видно, що плазмові ковші-печі мають низку технологічних переваг порівняно з дуговими агрегатами, а саме: під час оброблення металевого розплаву плавильний простір заповнюється інертним газом, який захищає розплавлений метал від взаємодії з атмосферним киснем, азотом і вологою; усувається науглецювання розплавленого металу; механізми для кріплення та переміщення плазмотронів на кришці ковша-печі простіші, а місця уведення плазмотронів у плавильний простір легко герметизуються; існує можливість обробляти металевий розплав активними газами, що дозволяє досягати глибокого розкиснення металу або легування азотом із газової фази.

Отже вважається, що саме плазмові агрегати типу ківш-піч є одними з

найбільш універсальних стосовно позапічного оброблення сталі.

Указані переваги плазмового нагріву в ковші дозволяють розширити енергетичні, технологічні та металургійні можливості агрегатів для комплексного позапічного оброблення сталі (АКПОС), а саме:

- знизити питомі витрати електроенергії;
- скоротити тривалість перегріву;
- зменшити зношування футерівки ковшів;
- підвищити ступінь засвоєння легувальних елементів;
- сприяють активному використанню газової та шлакової фаз для оброблення металевого розплаву;
- дозволяють звести до мінімуму забруднення металевого розплаву вуглецем, азотом та воднем;
- покращити екологічні умови процесу та санітарно-гігієнічні умови праці.

Одним із головних завдань, які стоять перед розробниками устаткування і технології позапічного оброблення є визначення потужності, необхідної для нагрівання металевого розплаву з відповідною швидкістю. Для цього потрібно розглянути яким чином розподіляється теплова енергія під час нагрівання розплаву в агрегаті ківш-піч електричними дугами та низькотемпературною плазмою.

## 8.2 Тепловий баланс агрегату ківш-піч з електродуговим нагрівом

Тепловий баланс був визначений на агрегаті ківш-піч конструкції італійської фірми «Danieli», місткість якого становила 135 тонн [12].

Витрати тепла на нагрівання металу розраховується за формулою:

$$Q = mc (t_1 - t_2), \text{ кДж}, \quad (8.1)$$

де  $m$  – маса сталі в ковші, кг;

$c$  – теплоємність рідкої сталі, кДж/(кг·°C);

$t_1$  і  $t_2$  – температура сталі на початку і наприкінці рафінування, °С.

За даними виробника агрегату ківш-піч (фірма «Danieli») на опір в короткому електричному ланцюгу, трансформаторі та графітових електродах витрачається ~16 % від потужності, що підводиться. Потужність пічного трансформатора, яким оснащено ківш-піч, становить 20 МВ·А.

Усі шлакоутворювальні компоненти і феросплави, що вводяться в ківш-піч, зважують на автоматично дозуючому візку з точністю  $\pm 20$  кг.

Результати розрахунків витрат тепла на нагрівання до 1600 °С і плавлення шлакоутворювальних матеріалів наведено у таблиці 8.5.

Таблиця 8.5 – Витрати тепла на нагрівання і плавлення шлакоутворювальних матеріалів

| Компонент        | Витрати тепла, кДж/кг | Компонент                      | Витрати тепла, кДж/кг |
|------------------|-----------------------|--------------------------------|-----------------------|
| CaO              | 1551                  | CaF <sub>2</sub>               | 2410                  |
| MgO              | 2015                  | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 1965                  |
| SiO <sub>2</sub> | 2062                  | CO <sub>2</sub>                | 2054                  |
| FeO              | 1053                  | Na <sub>2</sub> O              | 1567                  |

Утрати тепла на охолодження кришки оцінювались за витратами води на окремі елементи кришки і середньозваженої температури води:

$$Q = P \cdot \tau \cdot c \cdot \Delta t, \text{ кДж}, \quad (8.2)$$

де  $P$  – витрати води на охолодження кришки, м<sup>3</sup>/год;

$\tau$  – тривалість оброблення, год;

$c$  – теплоємність води при фактичній температурі, кДж/(кг·°С);

$\Delta t$  – перепад температур води, що входить в кришку та витікає (середньозважена в контурах), °С.

Утрати тепла з газами, що відходять. Гази, що відходять зазвичай мають температуру 1600–1700 °С. Надалі димові газы надходять у рукавні фільтри, де їх температура не повинна перевищувати 85 °С з метою збереження фільтрів. Якщо температура перевищує указане значення, відбувається автоматичне включення подачі повітря, яке розбавляє димові

гази.

Кількість утрат тепла з газами, що відходять, розраховується за формулою:

$$Q = V \cdot c \cdot t, \text{ кДж}, \quad (8.3)$$

де  $V$  – об'єм газів, що відходять,  $\text{м}^3$ ;

$c$  – теплоємність газів при відповідній температурі,  $\text{кДж}/(\text{кг} \cdot ^\circ\text{C})$ ;

$t$  – температура газів, що відходять,  $^\circ\text{C}$ .

Ураховуючи, що гази які відходять, за складом близькі до повітря, при розрахунках можна користуватися значеннями теплоємності для повітря при відповідній температурі.

В агрегаті ківш-піч можливе корегування хімічного складу металу шляхом присадки феросплавів у розплав, у тому числі і у вигляді порошкового дроту. Утрати тепла на плавлення (розчинення) деяких металів і феросплавів наведено нижче:

| Сплав (метал)                  | Утрати тепла, кДж/кг |
|--------------------------------|----------------------|
| $\text{Mn}_{\text{мет}}$ ..... | 1127                 |
| $\text{Cr}_{\text{мет}}$ ..... | 1082                 |
| $\text{FeMn}$ (65 % Mn).....   | 1114                 |
| $\text{FeCr}$ (75 % Cr).....   | 1062                 |
| $\text{FeSi}$ (75 % Si).....   | 1189                 |

У табл. 8.6 наведені розрахункові дані щодо зміни температури розплаву в 135-ти тонному ковші-печі при уведенні 100 кг шлакоутворювальних речовин або феросплавів.

Теплові втрати від зовнішньої поверхні ковша-печі в навколишнє середовище ( $Q_{\text{утр.зовн}}$ ) і теплові втрати з водою, що охолоджує елементи конструкції ( $Q_{\text{утр.к}}$ ), можуть становити від 12 до 18–20 % потужності, яка підводиться до електродів:

$$Q_{\text{утр.зовн}} + Q_{\text{утр.к}} = (0,12 \div 0,20) \sum_i^n I_{\text{д.і}} U_{\text{д.і}} \quad (8.4)$$

де  $I_{\partial,i}$  та  $U_{\partial,i}$  - сила струму (А) та напруга (В) дуги плазмотрона.

Теплові втрати через кришку в навколишнє середовище або у випадку її охолодження ( $Q_{\text{утр.кл}}$ ) можна визначити, користуючись виразом:

$$Q_{\text{утр.кл}} = \alpha_{\text{кл}} \cdot F_{\text{кл}} \cdot (t_{\text{кл}} - t_{\text{зовн}}), \quad (8.5)$$

де  $\alpha_{\text{кл}}$  – коефіцієнт тепловіддачі від кришки в навколишнє середовище, Вт/(м<sup>2</sup>·°C);

$F_{\text{кл}}$  – площа зовнішньої поверхні кришки, м<sup>2</sup>;

$t_{\text{кл}}$  – температура зовнішньої поверхні кришки, °C;

$t_{\text{зовн}}$  – температура повітря в цеховому приміщенні, °C.

Таблиця 8.6 – Зміна температури металевого розплаву при уведенні 100 кг феросплаву або шлакоутворювальних компонентів (135-ти тонн ківш-піч)

| Матеріал                                 | Зниження температури, °C |
|------------------------------------------|--------------------------|
| Феросплави:                              |                          |
| фероманган(75 %)                         | 2,03                     |
| феросиліцій (45 %)                       | 0,76                     |
| феросилікоманган                         | 1,26                     |
| науглецювач                              | 3,3–4,7*                 |
| ферохром низьковуглецевий                | 1,84                     |
| ферованадій                              | 1,34                     |
| феротитан                                | 0,91                     |
| силікокальцій (Ск30)                     | 2,37                     |
| Шлакоутворювальні:                       |                          |
| вапно (93 % СаО)                         | 2,3                      |
| плавиковий шпат (83 % СаF <sub>2</sub> ) | 2,3                      |
| глинозем                                 | 1,85–2,22*               |

\* – в залежності від виду матеріалу

Згідно з результатами досліджень значення  $\alpha_{\text{кл}}$  знаходиться в межах (28–48) Вт/(м<sup>2</sup> °C) за умови  $t_{\text{зовн}} = 20$  °C і  $t_{\text{кл}} = (400–500)$  °C.

Відповідним чином визначаються і втрати від стінок ковша в навколишнє середовище ( $Q_{\text{зов.к}}$ ):

$$Q_{\text{зов.к}} = \alpha_k \cdot F_k \cdot (t_k - t_{\text{зовн}}), \quad (8.6)$$

де  $\alpha_k$  – коефіцієнт тепловіддачі від зовнішніх стінок ковша в навколишнє середовище, Вт/(м<sup>2</sup>·°C);

$F_k$  – площа зовнішньої поверхні ковша, м<sup>2</sup>;

$t_k$  – температура зовнішньої поверхні ковша, °C.

При  $t_{\text{зовн}} = 20$  °C и  $t_k = (100-200)$  °C значення  $\alpha_k$  знаходиться в межах (16–23) Вт/(м<sup>2</sup>·°C).

Розрахунки втрат  $Q_{\text{утр.кл}}$  і  $Q_{\text{зов.к}}$  згідно з виразами (8.5, 8.6) показали, що через зовнішні поверхні кришки і ковша в навколишнє середовище втрачається біля (5–8) % від загальної потужності. На елементах конструкції кришки, які охолоджуються водою, розсіюється від 5 до 9 % загальної потужності.

Теплові втрати в елементах, які охолоджуються водою, при відомій площі їх поверхні  $F_{\text{охол.е}}^{\Sigma}$ , яка піддається дії теплових потоків, можна визначити за формулою:

$$Q_{\text{охол.е}} = F_{\text{охол.е}} \cdot q_{\text{кр}}, \quad (8.7)$$

де  $q_{\text{кр}}$  – питомий тепловий потік в елементи кришки, що охолоджуються водою, дорівнює  $q_{\text{кр}} = (1,4-6,3) \cdot 10^5$  Вт/м<sup>2</sup>.

У разі тривалих перерв між циклами оброблення футероване склепіння кришки може охолонути до температури 300–400 °C. У такому випадку необхідно урахувувати втрати теплової енергії на нагрівання склепіння до робочої температури ( $Q_{\text{скл.}}$ ):

$$Q_{\text{скл.}} = m_{\text{скл}} c_{\text{ф}} (t_{\text{скл.сп}} - t_{\text{скл.поч}}), \quad (8.8)$$

де  $m_{\text{скл}}$  – маса вогнетривкого склепіння, кг;

$c_{\text{ф}}$  – теплоємність матеріалу футерівки  $c_{\text{ф}} \approx 0,45$  кДж/(кг·°C);



$t_{скл.ср} = (900-1000) ^\circ\text{C}$  – середня температура склепіння;

$t_{скл.поч}$  – початкова температура склепіння,  $^\circ\text{C}$ .

Тривалість нагрівання склепіння до робочої температури можна визначити за формулою:

$$\tau = \frac{m_{скл} c_{ф} (t_{скл.ср} - t_{скл.поч})}{q_{кр} F_{скл} - Q_{утр.к1}}, \quad (8.9)$$

де  $F_{скл}$  – площа склепіння з боку плавильного простору.

Структура теплового балансу агрегату ківш-піч з електродуговим нагрівом наведена в табл. 8.7.

Таблиця 8.7 – Структура теплового балансу агрегату ківш-піч ємністю 135 тонн

| Стаття витрат                                           | Частка від загальної потужності, що підводиться, % |
|---------------------------------------------------------|----------------------------------------------------|
| Нагрівання металу                                       | 33,93                                              |
| Нагрівання шлакоутворювальних                           | 10,77                                              |
| Нагрівання феросплавів                                  | 1,56                                               |
| Утрати в кришці                                         | 28,55                                              |
| Утрати з газами, що відходять                           | 3,71                                               |
| Утрати на нагрівання ковша                              | 4,48                                               |
| Утрати в короткому мережі, трансформаторі та електродах | 16,0                                               |
| Нагрівання порошкового дроту                            | 1,0                                                |
| Усього                                                  | 100,0                                              |

Необхідно відзначити, що тепло на нагрівання металевого розплаву, шлакоутворювальних, феросплавів та порошкового дроту прийнято вважати корисним. Виходячи з цього, коефіцієнт корисної дії (ККД) агрегату ківш-піч становить  $\sim 47\%$  для даного агрегату і конкретних умов роботи. Згідно з даними табл. 8.7 виходить, що на кожний корисно використаний кіловат електроенергії необхідно витратити вдвічі більше електричної енергії, що підводиться.

Виходячи з даних табл. 8.7, для підвищення техніко-економічних показників роботи ковша-печі необхідно:

- удосконалювати конструкцію і систему охолодження кришки агрегату ківш-піч (втрати складають 28,55 %);
- удосконалювати технологію нагрівання агрегату ківш-піч (втрати складають ~4,5 %);
- зменшити втрати тепла з газами, що відходять (втрати складають 3,7 %).

### 8.3 Теплова робота агрегатів ківш-піч з плазмовим нагрівом

Загальна схема розподілу теплової енергії в плавильному просторі агрегату ківш-піч з плазмовим підігрівом наведена на рис. 8.2. Електрична потужність плазмотронів  $Q_{пл}^{\Sigma}$  частково розсіюється на електродах  $Q_{e.i.}$  та соплах  $Q_{c.i.}$  (рис. 8.2) [19–22]. Теплова енергія, яка виділяється поза соплом, передається безпосередньо металевому розплаву в активних плямах плазових дуг  $Q_m$ , а також конвекцією та випромінюванням від плазової дуги.

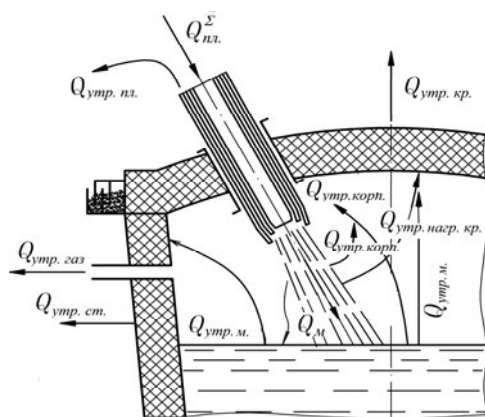


Рисунок 8.2 – Схема розподілу теплової енергії в плавильному просторі агрегату ківш-піч з плазмовим нагрівом:

$Q_{утр.пл.}$  – тепло утрат у плазмотроні,  $Q_{пл}^{\Sigma}$  – електрична потужність плазмотрона,  $Q_{утр.кр.}$  – утрати через кришку ковша,  $Q_{утр.газ.}$  – утрати з газами,  $Q_{утр.ст.}$  – утрати через стінку ковша,  $Q_m$  – корисна енергія нагріву металу (активні плями плазових дуг, конвекція та випромінювання факела),  $Q_{утр.м.}$  – утрати випромінюванням і конвекцією від розплаву,  $Q_{утр.корп.}$  – утрати на нагрів корпусу плазмотрона,  $Q_{утр.нагр.кр.}$  – утрати на нагрів кришки ковша

Частина енергії дуг передається на кришку ковша-печі  $Q_k$  та футерівку ковша випромінюванням та конвекцією. Частина тепла втрачається

зовнішньою поверхнею ковша в навколишнє середовище  $Q_{\text{утр. к}}$ .

Корпуси плазмотронів знаходяться під дією теплових потоків з боку нагрітої футерівки, розплавленого металу та випромінювання плазмових дуг.

Отримана енергія незворотно відводиться з охолоджуючою водою. Крім того, частина теплової енергії з плавильної зони виноситься газами, що відходять  $Q_{\text{утр. г}}$ , а частина теплоти від нагрітого металу втрачається через стінку ковша  $Q_{\text{утр. к}}$ .

Розглянемо окремі складові теплового балансу процесу нагрівання металевого розплаву в агрегаті ківш-піч. Надходження енергії в плавильний простір – це загальна потужність, яка виділяється під час роботи всіх дугових плазмотронів дорівнює [22]:

$$Q_{\text{пл}}^{\Sigma} = \sum_{i=1}^n Q_{\text{пл}i} = \sum_{i=1}^n I_{\text{д}i} \cdot U_{\text{д}i}, \quad (8.10)$$

де  $Q_{\text{пл}i}$ ,  $I_{\text{д}i}$  і  $U_{\text{д}i}$  – відповідно, потужність (Вт), сила струму (А) та напруга (В) дуги кожного плазмотрона;  
 $n$  – кількість плазмотронів.

Потужність, яка виділяється в плазмових дугах  $Q_{\text{пл}}^{\Sigma}$ , витрачається на нагрівання металевого розплаву та на компенсацію різного виду втрат енергії в навколишнє середовище.

Потужність, яка передається металу від плазми в активних плямах плазмових дуг дорівнює:

$$Q_{\text{м}} = n \cdot I_{\text{д}i} \cdot q_{\text{м}}^*, \quad (8.11)$$

де  $q_{\text{м}}^*$  – ефективний термічний параметр металу (при горінні дуги в аргоні становить 25 Вт/А). Для дуг, які горять в іншому газовому середовищі, значення параметра  $q_{\text{м}}^*$  відрізняються.

Теплові втрати в кожному плазмотроні визначаються як сума втрат:

$$Q_{\text{утр. пл}} = Q_{c.i} + Q_{e.i} + Q_{\kappa.i} + Q_{\text{кор.}i} \quad (8.12)$$

де  $Q_{c.i}$ ,  $Q_{e.i}$ ,  $Q_{\kappa.i}$ ,  $Q_{\text{кор.}i}$  – втрати тепла в соплі, електроді, катоді та корпусі плазмотрона, відповідно.

Утрати тепла в соплі та електроді визначаються за формулою:

$$Q_{c.i} = I_{\partial.i} \cdot q_c^*; \quad (8.13)$$

$$Q_{e.i} + Q_{\kappa.i} = I_{\partial.i} \cdot q_e^*, \quad (8.14)$$

де  $q_c^*$  и  $q_e^*$  – ефективні термічні параметри сопла і електрода, які становлять при роботі плазмотрона на аргоні відповідно (12–15) Вт/А та (6–8) Вт/А.

Утрати потужності в корпусі плазмотрона  $Q_{\text{кор.}i}$  залежать від густини теплового потоку  $q_{\text{кор}}$ , який надходить від плазмових дуг, дзеркала металевої ванни та поверхні розігрітої футерівки і визначаються зовнішньою поверхнею корпусу плазмотрона  $F_{\text{кор}}$ , на яку діють указані теплові потоки:

$$Q_{\text{кор.}i} = q_{\text{кор}} F_{\text{кор}}. \quad (8.15)$$

Значення густини теплового потоку  $q_{\text{кор}}$  згідно з різними експериментальними дослідженнями знаходиться в межах  $(1,4\text{--}6,3) \cdot 10^5$  Вт/м<sup>2</sup> і залежить від якості теплової ізоляції корпусу плазмотрона від плавильного простору. Найменше значення  $q_{\text{кор}}$  відповідає випадку, коли корпус плазмотрона має надійне теплоізоляційне покриття, і навпаки більше за все у випадку відсутності останнього.

У цілому загальні теплові втрати в плазмотроні в умовах його роботи в агрегаті типу ківш-піч згідно з експериментальними даними можна

визначити, використавши вираз:

$$Q_{\text{утр.пл}} = (0,137 \div 0,286) I_{\partial.i} U_{\partial.i}. \quad (8.16)$$

Таким чином, для ефективного використання теплової енергії, яку генерують дугові плазмотрони, необхідно прагнути до максимальної теплової ізоляції корпусів плазмотронів, елементів конструкції кришки, що мають водяне охолодження і до зменшення площі тієї частини плазмотронів, яка входить у плавильний простір.

Теплові втрати в кришку, елементи якої мають водяне охолодження площею  $F_{\kappa_2}$  коливаються в межах  $(3,5 \cdot 10^4 - 1,1 \cdot 10^5)$  Вт/м<sup>2</sup> і залежать від періоду роботи плазмотронів. У середньому під час позапічного оброблення в ковші-печі місткістю 100 тонн теплові втрати в кришку з водяним охолодженням становлять  $(7,5 - 8,7) \cdot 10^4$  Вт/м<sup>2</sup>.

Теплові втрати з газовими викидами, як правило, не перевищують 9–10 % від загальної потужності плазмотронів:

$$Q_{\text{утр.г}} = \left( (0,09 \div 0,10) \sum_i^n I_{\partial.i} U_{\partial.i} \right). \quad (8.17)$$

Теплова енергія, яка передається металу  $Q_{\Sigma}^{\text{м}}$  з урахуванням реальних теплових утрат  $Q_{\text{утр}}^{\Sigma}$ , може бути розрахована як різниця:

$$Q_{\Sigma}^{\text{м}} = Q_{\Sigma}^{\text{пл}} - Q_{\text{утр}}^{\Sigma}. \quad (8.18)$$

Швидкість нагрівання металу в ковші становить:

$$\Delta t_{\text{м}} = Q_{\Sigma}^{\text{м}} / m_{\text{м}} c_{\text{м}} \cdot 60, \quad (8.19)$$

де  $m_m$  – маса металу в ковші-печі, кг;

$c_m$  – масова теплоємність металу в рідкому стані, для сталі дорівнює 0,255 (Вт·год)/(кг·К).

Загальна потужність плазмотронів  $Q_{пл}^{\Sigma}$ , при якій буде забезпечена задана швидкість нагрівання металу в ковші ємністю  $m_m$ , являє собою сумарну теплову енергію, яку необхідно передати металу в ковші  $Q_m^{\Sigma}$  з урахуванням загальних утрат тепла  $Q_{утр}^{\Sigma}$ .

Ефективний ККД процесу нагрівання металу в ковші-печі визначається за формулою:

$$\eta_{эф} = Q_m^{\Sigma} / Q_{пл}^{\Sigma}. \quad (8.20)$$

Для визначення сили струму та напруги на дузі, при яких буде забезпечена задана загальна потужність плазмотронів, необхідно розрахувати і побудувати статистичні вольт-амперні характеристики (ВАХ) плазмотронів з урахуванням довжини дуг, складу плазмоутворювального газу та складу пічної атмосфери:

– у випадку використання аргону як плазмоутворювального газу

$$U_{\partial.Ar} = 1,1 \cdot (b \cdot I_{\partial}^m \cdot P_{\kappa}^n \cdot L_{\partial} + l_e \cdot E_c + 10), \quad (8.21)$$

де  $b$  – коефіцієнт, який дорівнює 1,65–2,2;

$m, n$  – показники ступеня, рівні відповідно 0,065–0,085 і 0,43;

$P_{\kappa}$  – тиск газу в плавильному просторі, атм;

$L_{\partial}$  – довжина дуги, см;

$l_e$  – занурення електрода в сопло, мм;

$E_c$  – градієнт напруги в стовпі дуги, В/мм;

– у випадку використання суміші аргону з гелієм, азотом, воднем або

при горінні дуги в атмосфері цих газів

$$U_{\partial.см} = U_{\partial.Ar} [10^2 \{ \Gamma \} ]^{n_1}, \quad (8.22)$$

де  $\{ \Gamma \}$  – об'ємна частка газу в суміші з аргоном;

$n_1$  – показник ступеня, що дорівнює 0,05–0,08, у випадку ж використання сумішей Ar-He 0,12–0,17, а для сумішей Ar-H<sub>2</sub> він становить 0,32–0,35

На рис. 8.3 і 8.4 наведені області розрахункових ВАХ та значення напруги, отримані в експериментальних дослідженнях електричних параметрів дуг трифазної групи плазмотронів у різних технологічних режимах на агрегаті ківш-піч місткістю 100 тонн. Крутизна статичних ВАХ плазмових дуг, які горять у середовищі аргону в «гарячому» оточенні (температура в плавильному середовищі ~2000–2100 °С), коливається в межах  $(0,66-1,0) \cdot 10^{-2}$  В/А, а дуг, які горять в суміші аргону з 80 % повітря, в межах  $(1,1-1,33) \cdot 10^{-2}$  В/А.

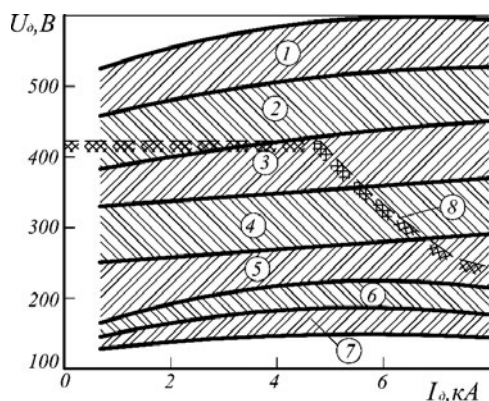


Рисунок 8.3 – Розрахункові ВАХ плазмотронів нагрівального комплексу (ПНК) у період запуску: (плазмоутворювальний газ Ar; склад газів у плавильному просторі Ar + 80 % повітря);

1 –  $L_0 = 700$  мм; 2 – 600 мм; 3 – 500 мм; 4 – 400 мм; 5 – 300 мм; 6 – 200 мм;

7 – 150 мм; 8 – криві, які обмежують область експлуатаційних режимів ПНК за максимальною потужністю одного плазмотрону (2000 кВт) та максимальною напругою джерела живлення

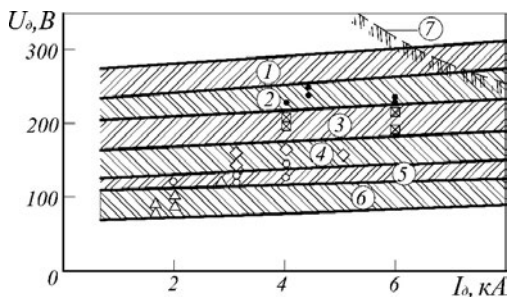
Слід зазначити, що режим горіння дуг у суміші аргону з повітрям характерний для початкового періоду оброблення. Приблизно за 10–12 хв

після включення плазмового нагрівального комплексу повітря витісняється з плавильного простору аргонем і напруга на дугах знижується майже в 2 рази.

Протягом усього технологічного циклу оброблення в ковші-печі можуть відбуватися занадто різкі коливання напруги на дугах, що зумовлені потраплянням у пічний простір двоатомних газів ( $N_2$ ,  $O_2$  або  $H_2$ ), вологи чи повітря. При цьому напруга на дугах може змінюватися від 100–120 до 400 В. Надходження зазначених газових компонентів у пічний простір може бути обумовлено його частковою розгерметизацією під час наведення шлаків, уведення феросплавів, а також виділенням газів і вологи з феросплавів і шлаку під час їх нагрівання та плавлення.

Рисунок 8.4 – Розрахункові ВАХ плазмотронів ПНК та експериментальні значення напруги на дугах у сталому режимі (в середовищі аргону):

1 –  $L_0 = 700$  мм; 2 – 600 мм; 3 – 500 мм; 4 – 400 мм; 5 – 300 мм; 6 – 120...200 мм; 7 – крива, яка обмежує область експлуатаційних режимів ПНК за максимальною потужністю одного плазмотрону (2000 кВт)



Швидкість підігріву сталі залежить від величини підведеної потужності, складу плазмоутворювального газу, температурного стану футерівки ковша та кришки і шлакового режиму. При потужності плазмового нагрівального комплексу 3,4–3,8 МВт швидкість нагрівання сталі становить 1,0–1,5 град/хв і збільшується до 5,0–5,5 град/хв у разі підвищення потужності до 4,8–5,3 МВт (табл. 8.8) [19].

При одній і тій же потужності швидкість нагрівання сталі із застосуванням дугових плазмотронів значно вища, ніж при нагріванні електричними дугами. Питомі витрати електроенергії на підігрів сталі, її рафінування та коригування хімічного складу коливаються в межах 20–80 (кВт·год)/т, а питома активна потужність не перевищує 0,9 (кВт·год)/(т·град)



навіть за вихідної температури футерівки ковша 300–400 °С.

Нерідко сталі, які пройшли плазмове позапічне оброблення в середовищі аргону, азоту чи їх суміші, за показниками якості не поступаються сталям, які отримують методами спеціальної електromеталургії.

Таблиця 8.8 - Основні технологічні та експлуатаційні характеристики агрегату ківш-піч з плазмовим нагрівом (АКВОС-30).

| Показники                                              | Величина  |
|--------------------------------------------------------|-----------|
| Ємність ковша-печі, т                                  | 25–30     |
| Потужність ПНК, кВт                                    | 2200–5500 |
| Параметри роботи плазмотрона ПНК:                      |           |
| сила струму дуги, кА                                   | 5,0–9,0   |
| напруга на дузі, В                                     | 110–270   |
| довжина дуги, мм                                       | 250–500   |
| витрати плазмоутворювального газу, м <sup>3</sup> /год | 10–25     |
| ККД нагрівання метала, %                               | 50–60     |
| Питомі витрати електроенергії, (кВт·год)/т             | 20–80     |
| Швидкість нагрівання сталі, град/хв                    | 1,5–5,3   |
| Товщина шару шлаку на металевій ванні, мм              | до 200    |

#### 8.4 Конструктивні особливості агрегату ківш-піч

Загальна схема агрегатів ківш-піч наведена раніше на рис. 8.1 з дуговим (рис. 8.1, а) та плазмовим (рис. 8.1, б) джерелами нагріву. До складу технологічного обладнання агрегатів ківш-піч зазвичай входять такі системи та пристрої:

- кришка для герметизації ковша;
- джерела живлення електричних дуг або дугових плазмотронів;
- електродотримачі з графітовими електродами та електроприводами для їх переміщення (ДКП);
- дугові плазмотрони з механізмами корекції їхнього просторового розташування;
- стенд (камера) для встановлення ковша;

- система водяного охолодження теплонавантаженого обладнання;
- система газоочищення та газовидалення;
- пристрої для подачі порошкового дроту (трайбапарати) з різними наповнювачами;
- пристрої для вимірювання температури металу та відбору проб;
- пристрої для продувки металевого розплаву в ковші;
- система бункерів з транспортерами для подачі легувальних компонентів, модифікаторів та розкиснювачів;
- пульт керування з АСУТП.

Агрегати ківш-піч бувають одно- та двопозиційними. Двопозиційні агрегати застосовуються в конверторних цехах великої продуктивності і призначені для одночасного оброблення двох ковшів з почерговим підігрівом. Кожна позиція має індивідуальну кришку, а підігрів металу здійснюється по черзі шляхом перестановки електродів з однієї кришки в іншу.

Стенд або сталевіз слугують для встановлення під ківш-піч сталерозливного ковша. Застосування сталевоза краще, оскільки це вивільняє розливний кран, а в разі аварійної ситуації сталевіз дозволяє оперативно прибирати ківш із-під кришки без крана. Сталерозливні ковші повинні точно встановлюватися під кришку, інакше електроди не потраплять в отвори кришки. Стенди для встановлення ковша зазвичай застосовуються на двопозиційних агрегатах. У напрямку під стендом обладнують аварійні місткості для прийому металу в разі аварійної ситуації з ковшем.

Кришка ковша-печі створює безпечні умови роботи для персоналу, забезпечує зниження втрат тепла металом при його обробленні, захищає метал від окиснення і слугує для збору газів, що відходять. Кришка ковша-печі виконується у вигляді металевого кожуха, всередині якого розміщені труби з водяним охолодженням або повністю з труб охолодження, що впритул прилягають одна до одної та зварених між собою. Кришки без металевого кожуха є зістикованими між собою циліндрами. Це збільшує

теплопоглинаючу поверхню, але і збільшує ймовірність прогару труб.

У кришці з кожухом труби охолодження розташовують з проміжком між ними, що не перевищує діаметр труби. Кришки описаної конструкції розроблені та виготовляються Новокраматорським машинобудівним заводом (НКМЗ). За наявності кожуха кришці ковша-печі можна надати обтічну форму, що зменшує теплопоглинаючу поверхню і, отже, сприяє зниженню витрат води на охолодження. Така конструкція кришки дозволяє заварити течі в будь-якому місці труби. Нові кришки попередньо торкретують, заповнюючи міжтрубний простір вогнетривами. У процесі роботи внутрішня поверхня кришки покривається шлаковим гарнісажем, що створює додатковий теплоізоляційний шар. Кришки такої конструкції успішно застосовуються в агрегатах ківш-піч на Молдавському металургійному заводі.

До нижнього торця кришки зазвичай приварюють водоохолоджуване опорне кільце, яке лягає на борт ковша. При погано зачищеному від шлаку торці ковша зазор між прилеглими поверхнями може бути значним, що може викликати підсмоктування повітря в простір між дзеркалом металу та кришкою. Це може бути основною причиною приросту водню та азоту у металі. На Молдавському металургійному заводі при виплавлянні сталі зі зниженим вмістом азоту відключають газоочистку і гази, що відходять, евакуюються через зазори в отворах для введення електродів і між торцем ковша і кришкою.

На наш погляд, це питання більш раціонально вирішене в кришках ковша-печі конструкції фірм «Mannesmann» та «Danieli», в яких між кришкою та торцем ковша виконано лабіринтне ущільнення. При цьому повітря, що підсмоктується, по внутрішній порожнині нижнього торця кришки надходить у витяжний пристрій, розбавляючи для зниження температури відхідні гази. Кількість повітря, яке підсмоктується, регулюється прикриттям шиберу газопроводу, що відводить гази, і має бути таким, щоб температура відхідних газів перед фільтрами газової очистки не

перевищувала 80–100 °С для уникнення їх займання.

Система охолодження кришки зазвичай виконується секційною для забезпечення нормального охолодження теплонавантажених ділянок кришки. Такими є кільцеві елементи для введення електродів через кришку, засувка робочого вікна, тічка для подачі сипких матеріалів (легувальних, модифікаторів і розкиснювачів) та опорне кільце.

Агрегати ківш-піч, зазвичай оснащені трайбапаратами для подачі порошкового дроту (мінімум 3–5 видів) та алюмінієвої катанки в металевий розплав. Трайбапарат являє собою пристрій, що призначений для подачі дроту певної довжини із заданою швидкістю. Електропривод трайбапарату забезпечує плавне регулювання швидкості подачі дроту в заданих межах шляхом зміни потужності, що подається, за допомогою тиристорного перетворювача при роботі на постійному струмі або частотним перетворювачем при роботі на змінному струмі.

Тягнучий пристрій трайбапаратів складається з (2–3)-х рядів роликів, які отримують обертання від електродвигуна через редуктор за допомогою зубчастої, клинопасової або черв'ячної передач. Порошковий дріт притискається до провідних роликів за допомогою пружин або пневматичних циліндрів. На думку фахівців пружинний механізм притиску краще пневматичного за такими показниками: пневматика вимагає ретельного обслуговування та ремонту; в зимових умовах для нормальної роботи пневматики потрібно осушене повітря і, нарешті, пружинний механізм дозволяє індивідуально регулювати притиск кожної пари роликів залежно від ступеня їх зношування.

Трироликів система подачі дроту надійніша за двороликову і вона дозволяє здійснювати правку дроту перед видачею її в напрямну трубу, дозволяє зменшити тертя дроту об стінку труби. Для надійного зчеплення роликів з дротом на їх поверхні виконана насічка або нарізка. Трайбапарати зазвичай мають стаціонарні або переносні пульти управління.

Агрегати ківш-піч зарубіжних фірм оснащені пристроями для

автоматичного вимірювання температури та відбору проб рідкого металу. При включенні агрегату спочатку опускається зонд вимірювання температури. У пам'яті пристрою фіксується рівень металу в ковші, а потім опускається зонд автоматичного відбору проб металу з певної глибини.

Відомо [23], що при нагріванні зверху шлак має температуру на 50–150 °С більше ніж температура металу. Тому метал практично охолоджує шлак, тобто градієнт температури спрямований зверху донизу.

Сталерозливні ковші, що обслуговують агрегати ківш-піч в обов'язковому порядку повинні бути забезпечені пристроями для продування металевого розплаву з метою його перемішування, яке сприяє його температурній гомогенізації. Зазвичай перемішування металевого розплаву здійснюється через пробки (пористі, щілинні тощо), встановлені в днищі ковша (див. розділ 3).

Сучасні агрегати ківш-піч оснащені пристроями для введення на дзеркало металу або під нього порошкоподібних матеріалів шляхом їх вдування з транспортувальним газом: подрібненого вапна та вуглецевмісних речовин. Вдування порошкоподібного вапна дозволяє прискорити процес шлакоутворення, а вуглецевмісних матеріалів – розкиснити шлак чи метал, а в деяких випадках і науглецювати його. В окремих випадках вдування вуглецевмісних матеріалів проводиться через трубу, яку встановлюють у оглядовому вікні ковша-печі. Ця труба може заглиблюватись у рідкий метал на 300–400 мм. При необхідності через цю трубу можна подавати газоподібний кисень для видалення надлишкового кремнію в сталі після її розкиснення кремнієм.

Як правило агрегати ківш-піч працюють на змінному струмі промислової частоти, але не виключена робота і на постійному струмі. Для зменшення втрат потужності пічний трансформатор намагаються встановити ближче до стану, де проводиться оброблення металу, тобто наскільки можна зменшити коротку мережу, втрати потужності у якій можуть досягати 10 – 15 %.

Призначення електродотримачів утримувати і переміщати під час нагрівання металу графітові електроди. При роботі на змінному струмі шинопідведення електродотримачів виготовляють із мідних труб. Для зменшення електроопору і, відповідно, втрат електричної потужності поверхні, що контактують з електродами, покриваються міддю.

Електродотримачі з електродами переміщуються у вертикальному напрямку за допомогою гідроприводів. Для цього печі оснащені системою гідроприводів, що забезпечують одночасне та узгоджене переміщення всіх електродів, а під час роботи (нагрівання) кожен електрод переміщається незалежно. Останнім часом з метою полегшення ваги електродотримачів їх почали виготовляти з алюмінієвих сплавів, що дозволило використовувати більш компактні і менш потужні приводи.

Графітові або графітовані електроди слугують для підведення електричної потужності до рідкого металу шляхом запалювання електричних дуг між металом і кожним електродом. Враховуючи високі струмові навантаження та температуру до електродів висуваються досить жорсткі вимоги. Вони повинні забезпечувати протікання струму підвищеної щільності, мати достатню міцність при підвищених температурах, мати низький коефіцієнт термічного розширення і достатню межу механічної міцності, а також достатньо низькі допуски за геометричними розмірами. Як правило, в агрегатах ківш-під використовують графітовані електроди зі спеціальним просоченням. Якість матеріалу, з якого виготовляються електроди, повинна забезпечувати їх низьку питому витрату при максимальній потужності, що підводиться. Технічні характеристики електродів, що використовуються в електродугових печах, у тому числі і агрегатах ківш-під наведені в табл. 8.9.

Оскільки електроди виконують роль елементів, що перетворюють електричну потужність в тепло, то характеристикою для аналізу витрат електродів є маса електродів, яка витрачається на введення в металевий розплав 1 (кВт·год) електроенергії.

Таблиця 8.9 – Технічні характеристики графітованих електродів марки ЕГП

| Технічний параметр                                    | Одиниця вимірювання    | Типові значення |         |         |
|-------------------------------------------------------|------------------------|-----------------|---------|---------|
|                                                       |                        | 75–150          | 200–300 | 400–600 |
| Діаметр                                               | мм                     | 75–150          | 200–300 | 400–600 |
| Об’ємна густина                                       | г/см <sup>3</sup>      | 1,61            | 1,61    | 1,61    |
| Вміст зольних домішок                                 | %                      | 0,2             | 0,2     | 0,2     |
| Питомий електроопір                                   | мкОм·м                 | 8,0             | 8,0     | 8,0     |
| Термічний коефіцієнт лінійного розширення (20–520) °С | 10 <sup>-6</sup> ·1/°С | 2,4             | 2,4     | 2,4     |
| Межа міцності на вигин                                | МПа                    | 11              | 11      | 9       |
| Модуль пружності (Юнга)                               | ГПа                    | 9               | 7       | 7       |
| Рекомендована щільність струму                        | А/см <sup>2</sup>      | 20–30           | 20–25   | 18–22   |

Величина питомих витрат графітованих електродів може бути визначена за формулою [23]:

$$\Gamma_{\text{пит(W)}} = M_{\text{гр}} / W, \quad (8.23)$$

де  $M_{\text{гр}}$  – маса електродів, що витрачена на оброблення (нагрівання) сталі, т;

$W$  – загальна витрата електроенергії на оброблення сталі, (кВт·год).

Величина питомої витрати  $\Gamma_{\text{пит(W)}}$  (на одиницю електроенергії, що вводиться) є характеристикою, яка визначає якість електродів. Використовуючи норми витрати електричної енергії на позапічне оброблення сталі, можна перейти до безрозмірної характеристики витрати електродів  $\Gamma$ :

$$\Gamma = \Gamma_{\text{пит(W)}} \cdot W_{\text{пит}}, \quad (8.24)$$

де  $W_{\text{пит}}$  – питома витрата електроенергії, (кВт·год)/т.

Тому, кращими є електроди з мінімальними значеннями  $\Gamma_{\text{пит(W)}}$  при однаковій витраті електроенергії.

Важливе значення, з погляду створення умов швидкого формування шлаку і розплавлення феросплавів, має діаметр основного кола розміщення електродів – розпад електродів (рис. 8.5).

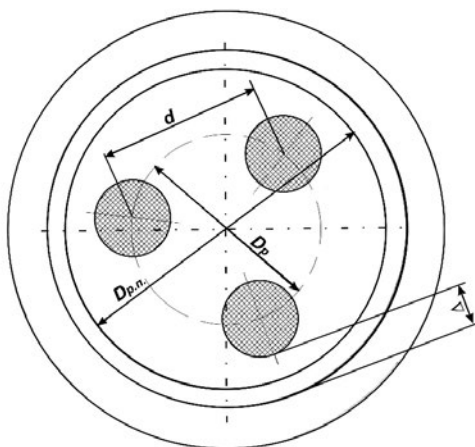


Рисунок 8.5 – Схема розташування електродів у кришці ковша-печі [12]:  
 $\Delta$  – відстань від електрода до кришки;  
 $D_p$  – діаметр розпаду електродів;  
 $D_{p.л.}$  – діаметр робочого (плавильного) простору;  $d$  – відстань між електродами

Відстань між електродами повинна забезпечувати нормальне горіння електричних дуг за заданих електричних параметрах. З одного боку, при великому діаметрі розпаду електродів прогривається більший об'єм металу. З іншого боку, при великому розпаді електричні дуги наближаються до стінки ковша, що викликає підвищене зношування футерівки ковша і велике теплове навантаження на кришку. Слід враховувати, що електроди не повинні розташовуватися над продувальною пробкою, оскільки коливання рівня рідкого металу у зоні виходу аргону призводять до нестабільного горіння електричних дуг.

За даними роботи [24] наявність мінімально можливого  $D_p$  та відношення  $D_p/D_{p.л.}$  забезпечує як зменшення абсолютної величини теплового навантаження ( $\text{кВт/м}^2$ ) кладки в нижньому, найбільш гарячому поясі бічної стінки так і рівномірний розподіл потужності випромінювання електричних дуг по всьому периметру в нижньому поясі бічних стін печі біля відкосів. Дотримання перерахованих факторів досягається за умови  $D_p/D_{p.л.} < 0,30$ . Чим більша місткість печі, тим менше з конструктивних міркувань може бути відношення  $D_p/D_{p.л.}$ . Для великовантажних печей (100 т і більше) відношення  $D_p/D_{p.л.} = 0,25 + 0,20$ . Для печей місткістю 3–12 т співвідношення  $D_p/D_{p.л.} \leq 0,35$  з конструктивних міркувань витримати важко. У сучасних



агрегатах ківш-піч діаметр розпаду електродів коливається в межах 500–1200 мм залежно від місткості ковша та потужності пічного трансформатора.

Феросплави і сипучі матеріали з бункерів у робочий простір ковша-печі завантажуються через течку, яку рекомендується встановлювати таким чином, щоб матеріали, що подаються, потрапляли в простір між електродами до зони найбільш високих температур, що сприяє їх швидкому розплавленню.

Однією з найважливіших енергетичних характеристик агрегатів ківш-піч є довжина дуги при стаціонарних режимах горіння. Довжина дуги характеризує для даної напруги відстань між нижнім торцем електрода та дзеркалом металевої ванни, що забезпечує її стійке горіння. Температура дуг при цьому становить величину порядку  $(4,5\text{--}6,0) \cdot 10^3$  °С, тобто гази в зоні дії дуг знаходяться в плазмовому (іонізованому) стані. Довжина дуги визначається фазовою напругою ( $U_\phi$ ) на електроді:

$$U_\phi = U - \Delta U_{\text{к.с}} - \Delta U_e, \quad (8.25)$$

де  $U$  – напруга, що надається пічним трансформатором, В;

$\Delta U_{\text{к.с}}$  – падіння напруги в короткій мережі, В;

$\Delta U_e$  – падіння напруги в електроді та затискачах електродотримача, В.

За даними фірми Mannesmann залежність довжини дуги від величини фазової напруги має вигляд наведений на рис. 8.6.

Вибір потужності пічного трансформатора залежить від багатьох технологічних факторів, основними з яких є:

- маса металу в ковші;
- величина температури, на яку необхідно нагріти метал;
- задана швидкість нагрівання металу;
- маса добавок, що додаються (легувальні, модифікатори тощо);
- тривалість оброблення.

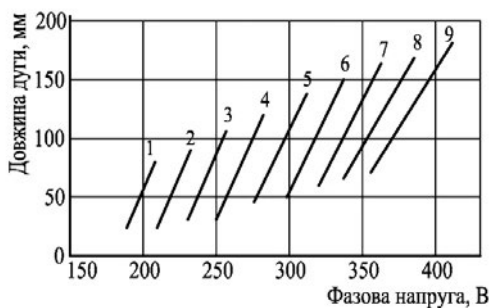


Рисунок 8.6 – Залежність довжини дуги від величини фазової напруги [12]:  
1–9 – ступені регулювання напруги

Повну кількість тепла, яку необхідно ввести в агрегат ківш-піч, можна визначити за формулою:

$$Q_{повн} = Q_{нит} \cdot m_o \cdot \Delta t + \sum m_i \cdot H_i \cdot \Delta t_i + \sum m_i \cdot \lambda_i, \quad (8.26)$$

де  $Q_{нит}$  – питома витрата тепла, необхідного на нагрівання 1 т сталі на 1 градус, (кВт·год)/(т·град), ( $Q_{нит} = 0,215$  (кВт·год)/(т·град));

$m_o$  – маса металу, що оброблюється, т;

$\Delta t$  – перепад температур, °C;

$m_i$  – маса і-тої добавки, т;

$H_i$  – зміна ентальпії при введенні і-тої добавки, (кВт·год)/(т·град);

$\lambda_i$  – питома теплота плавлення (розчинення) і-тої добавки, (кВт·год) /т.

ККД агрегату ківш-піч ( $\eta_{к-п}$ ), за даними різних авторів [7, 10, 13, 23, 24], залежить від багатьох технологічних факторів, у тому числі і ємності ковша. Для ковша ємністю 25 т  $\eta_{к-п}$  складає 0,35, а для ковша ємністю 180 т –  $\eta_{к-п} \approx 0,65$ . Тобто, із збільшенням ємності агрегату ківш-піч його ККД зростає.

Потужність трансформатора агрегату ківш-піч ( $W_{тр.к-п}$ ) залежить від потужності агрегату ківш-піч і коефіцієнта потужності та визначається за формулою:

$$W_{тр.к-п} = P / \cos \varphi, \quad (8.27)$$

де  $P$  – потужність, яка споживається агрегатом, Вт;

$\cos \varphi$  – коефіцієнт потужності.

Сучасні агрегати ківш-піч можуть працювати повністю в автоматичному режимі. На пульті ковша-печі зосереджено керування всіма механізмами агрегату. На пульт надходить вся інформація за поточними технологічними параметрами (дані про виважені шлакоутворювальні, розкислювальні матеріали, модифікатори, температуру охолоджувальної води, електричні показники процесу тощо). Агрегати ківш-піч мають і другий рівень управління, який дозволяє прогнозувати очікувані результати процесу (очікувані температури, тривалість нагрівання тощо), розрахувати за фактичними параметрами необхідність чергових операцій і, таким чином, ця система працює у ролі поради майстра.

Отже, сучасні агрегати ківш-піч, являють собою повністю автоматизований агрегат для позапічного оброблення сталі.

Історично склалося так, що основна кількість агрегатів ківш-піч працюють на змінному струмі, хоча робота на постійному струмі має переваги. По-перше, на постійному струмі електричні дуги горять стійкіше і, по-друге, перевага печей постійного струму полягає у виключенні ефекту мерехтіння (флікер-ефект), внаслідок чого створюються перешкоди у зовнішньому електричному ланцюзі [25, 26].

На невеликих агрегатах ківш-піч постійний струм підводиться за біфілярною схемою: один електрод розміщений у кришці, другий – у подині ковша. На ковшах великої ємності в кришці розміщують два електроди (анод і катод) або три електроди – два аноди і один катод.

Дуга постійного струму створює менший шум, ніж дуга змінного струму завдяки стабільнішому горінню розряду. При роботі на постійному струмі поверхневий ефект відсутній і тому через графітовані електроди можна пропускати струм більшої потужності, що дозволяє знизити в 2–3 рази витрати електродів. Велика щільність струму сприяє підвищенню швидкості нагрівання металу. Агрегати, що працюють на постійному струмі, можна

підключати до енергосистем меншої потужності, ніж агрегати змінного струму такої ж потужності.

Отже, агрегати ківш-піч постійного струму по ряду показників можуть бути кращі ніж агрегати, що працюють на змінному струмі.

### **8.5 Рафінувальні шлаки для агрегатів ківш-піч**

Металургійні підприємства, на яких застосовуються агрегати ківш-піч, на початковому етапі освоєння цих агрегатів намагалися використовувати як рафінувальний шлак тверді шлакові суміші (ТШС), що складаються з вапна і плавикового шпату у співвідношенні 70–75 до 30–25 %. Однак умови оброблення сталі при випуску зі сталеплавильного агрегату і в агрегаті ківш-піч кардинально відрізняються, що відзначають багато дослідників [13, 16, 26, 27].

Тривалість випуску сталі, залежно від типу та місткості плавильного агрегату зазвичай становить від 5 до 15 хв. За цей час ТШС має розплавитися та обробити метал. При ковшовому обробленні сталі в агрегаті ківш-піч тривалість оброблення може досягати 40–50 хв. При цьому шлак перегрівається за рахунок дугового нагріву і передає тепло металу.

Тому, в цих умовах використовувати за рафінувальний шлак ТШС дуже не раціонально, оскільки при температурах, характерних для дугового нагріву, відбувається розкладання фториду кальцію з подальшим утворенням токсичного водню фтористого [28, 29]. Фторид кальцію, до того ж, агресивно впливає на футерівку ковша, знижуючи її стійкість. Крім того, шлакові суміші фториду кальцію мають підвищену проникність для водню [30].

Таким чином, механічне перенесення ТШС, що застосовуються для оброблення металу на випуску з плавильної печі, для агрегатів ківш-піч не виправдане як з технологічної точки зору, так і з екологічної.

Для успішного оброблення сталі в агрегатах ківш-піч рафінувальний шлак повинен відповідати наступним вимогам [1, 9, 10, 20, 31]:

- склад сипучих матеріалів та черговість їх подачі повинні

забезпечувати максимально швидке формування шлаку з високою рідкорухомістю;

- мати хорошу здатність до десульфурації;
- мати відносно низьку температуру плавлення та теплоємність;
- мати хороші адгезійні властивості по відношенню до присутніх у сталі неметалічних включень;
- не руйнувати футерівку ковша;
- мати мінімальну газопроникність.

У агрегатах ківш-піч за рафінувальні зазвичай використовують основні шлаки, які досить повно описуються двома четверними системами умовно названими алюмосилікатною ( $\text{CaO} - \text{SiO}_2 - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{MgO}$ ) і фторвмісною ( $\text{CaO} - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{CaF}_2 - \text{SiO}_2$ ) [30]. Послідовність компонентів відповідає зменшенню їх вмісту в шлаках. У табл. 8.10 наведено оптимальний, на думку авторів роботи [28] склад рафінувальних шлаків для сталей розкиснених алюмінієм та кремнієм.

Таблиця 8.10 – Хімічний склад шлаків для агрегатів ківш-піч

| Оброблення сталі     | Вміст компонентів, % |                  |     |                                |      |           |                  |
|----------------------|----------------------|------------------|-----|--------------------------------|------|-----------|------------------|
|                      | CaO                  | SiO <sub>2</sub> | MgO | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | FeO  | MnO       | CaF <sub>2</sub> |
| Розкиснена алюмінієм | 58–62                | 8–10             | 6–8 | 20–25                          | <0,5 | 0,13–0,15 | –                |
| Розкиснена кремнієм  | 58–62                | 8–10             | 6–8 | 5–8                            | <0,5 | 0,13–0,15 | 5–10             |

Останнім часом в агрегатах ківш-піч для рафінування істотно обмежилося використання шлакових систем, що містять плавиковий шпат. Пов'язано це з низкою факторів, а саме:

- фторид кальцію є відносно коштовним матеріалом;
- фторид кальцію не є десульфуратором і його застосування обумовлено виключно розрідженням шлаку;
- в умовах високих температур при дуговому нагріванні фторид кальцію інтенсивно випаровується, що негативно впливає на екологію;
- фторид кальцію викликає руйнування футерівки ковша.

Детально вплив фториду кальцію на фізичні властивості шлаків, що застосовуються в печах-ковшах, обґрунтування вибору складів безфторидних флюсів та оцінка їх рафінувальних можливостей, розглянуто у роботі [32].

На практиці, в умовах конкретного металургійного заводу хімічний склад рафінувального шлаку необхідно коригувати, виходячи з сортаменту сталей, що виплавляються, можливостей обладнання, що застосовується, та якості вихідних матеріалів.

З позиції техніко-економічних показників і вимог провести оброблення сталі в агрегаті ківш-піч протягом обмеженого часу, що потрібно при серійному розливанні сталі на МБЛЗ, до якості шлакоутворювальних матеріалів висуваються підвищені вимоги.

Щодо гранулометричного складу рекомендується використовувати матеріали з розміром шматків не більше 50 мм, причому кількість пилу має бути мінімальною. Вапно має бути добре обпалене, із вмістом  $\text{CaO}$  не менше 93 % та з низьким вмістом сірки (менше 0,005 %) і вологи, мати хорошу реакційну здатність. Плавиловий шпат повинен містити щонайменше 83 % фториду кальцію [4, 9, 26].

У разі застосування матеріалів, що містять низьку кількість основних компонентів, відбувається забруднення шлаку домішками та підвищується витрата електроенергії на їх нагрівання та розплавлення. Так, при використанні недостатньо обпаленого вапна відбувається спінювання шлаку, яке ускладнює оброблення рідкого металу та збільшує витрати електричної енергії на розкладання вапняку. Відповідно до розрахунків, виконаних у роботі [12] під час використання вапна, що містить 70 %  $\text{CaO}$  порівняно з  $\text{CaO} = 93$  %, витрати електроенергії збільшуються на 1,68 кВт/т сталі з урахуванням ККД ковша-печі.

Таким чином, агрегати ківш-піч є найбільш універсальними установками для позапічного оброблення, які є найважливішою ланкою між плавильним агрегатом і МБЛЗ. Особливо важливу роль вони відіграють при підготовці сталі в сучасних високопродуктивних цехах з установками

безперервного розливання, де потрібні особливі умови не тільки за якістю металу, але і по забезпеченню безперебійної і своєчасної його подачі на МНЛЗ.

Останнім часом багато уваги приділяється точному прогнозуванню температури металу в часі, щоб мінімізувати температурні коливання при подачі ковша на розливання [33–35]. Ведуться роботи з оптимізації процесу рафінування [36, 37] та прогнозуванню виду та кількості неметалічних включень у одержуваній сталі залежно від десульфуризаторів, що застосовуються, вмісту оксидів заліза та мангану у шлаку [38], у тому числі з урахуванням взаємодії шлаку з футеровкою ковша [39]. З'явилося багато публікацій із застосування відпрацьованих шлаків у будівельній індустрії [40, 41]. Є приклади використання печі-ковша для рафінування не тільки сталі, але й інших металів, наприклад, феронікелю з високим вмістом сірки [42, 43]. Природно, що в майбутньому будуть удосконалюватися окремі технологічні прийоми (наприклад способи введення в рідкий метал легувальних компонентів та модифікаторів з метою підвищення їх засвоєння, методи та пристрої для перемішування рідкого металу в ковші тощо), засоби з енергозбереження та автоматизації технологічних операцій на основі сучасної елементної бази, тобто ці агрегати будуть оптимізовані в технічному та технологічному сенсі.

## **8.6 Перемішування металу в ковші-печі**

Однією з найважливіших переваг використання агрегатів ківш-піч є інтенсифікація масообмінних процесів, що досягається за рахунок перемішування металевого розплаву. Тому забезпечення руху металу в ковші є обов'язковою операцією позапічного оброблення. Без перемішування неможлива реалізація дугового нагрівання глибинних шарів металу та забезпечення однорідності температури й хімічного складу сталі. При перемішуванні суттєво зростає швидкість рафінування металу різними технологічними засобами та засвоєння легувальних добавок. Правильна, з

урахуванням конкретних умов, організація перемішування багато в чому визначає техніко-економічні показники процесу виробництва сталі.

Перемішування металевого розплаву аргоном широко застосовується в агрегатах піч-ківш і зарекомендувало себе як ефективний спосіб продування. Конструкція пристроїв підведення газу в ківш, гідродинаміка газових струменів і рідини, технологічні особливості та дані практичного застосування досить докладно освітлені в розділі 3. Крім забезпечення перемішування розплаву і тим самим прискорення протікання технологічних процесів, газові бульбашки, що спливають, відіграють роль додаткового засобу рафінування металу за рахунок дифузії в них кисню та водню, а, також, флотації неметалічних включень і переміщення їх на межу поділу зі шлаковою ванною. Сучасна техніка газового продування в ковші порівняно проста в обслуговуванні і надійна в експлуатації, а розроблені технологічні прийоми дозволяють в широких межах регулювати потужність перемішування і цілеспрямовано змінювати напрямок руху металу за рахунок розташування місць уведення газу не тільки в днищі, але і в бічних стінках ковша [44, 45].

Іншим способом перемішування металу в ковші є вплив на розплав електромагнітного поля [EMS-процес]. Для його реалізації з зовнішньої поверхні ковша розташовується індуктор (рис. 8.7) і створюване ним поле впливає на рідкий метал, приводячи його до руху.

Відмінність у характері переміщення потоків металу під час продування аргоном і при електромагнітному перемішуванні схематично показана на рис. 8.8. Видно, що в першому випадку (рис. 8.8а) найбільш інтенсивний рух спостерігається в напрямку спливання газових бульбашок у порівняно невеликому за перерізом об'ємі металу.

Створений таким чином гідродинамічний тиск залучає в рух решту розплаву при значно менших швидкостях його переміщення. Характер потоків металу при газовому продуванні відрізняється високою турбулентністю.



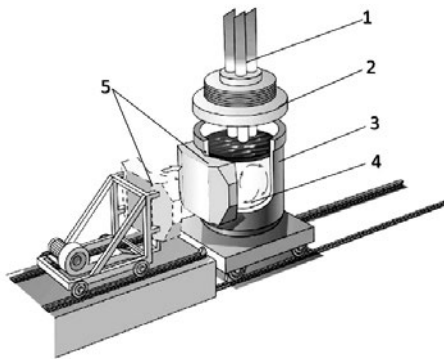


Рисунок 8.7 – Загальний вигляд ковша-печі з електромагнітним перемішуванням:  
1 – електроди, 2 – кришка, 3 – ківш, 4 – металевий розплав, 5 – індуктор

При електромагнітному перемішуванні розподіл швидкостей руху рідини в ковші більш рівномірний. Найбільші швидкості потоків спостерігаються біля розташування джерела електромагнітного поля і тому в рідкій ванні можуть бути застійні зони (рис. 8.8б).

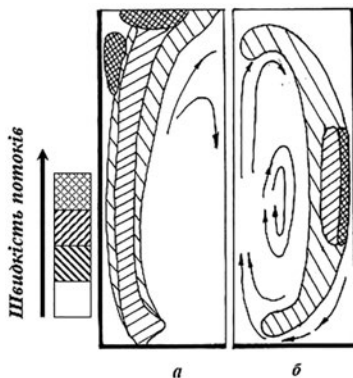


Рисунок 8.8 – Схема швидкостей потоків металу при продуванні газом (а) та при електромагнітному перемішуванні (б).

спрямовувати їх не тільки у вертикальному напрямку, а і в горизонтальному.

Розробники електромагнітного перемішування в ковші-печі до його переваги відносять відсутність оголення поверхні металу при інтенсивному русі розплаву, що може відбуватися в місцях виходу газових струменів при перемішуванні шляхом продування. Цей фактор особливо важливий при виробництві легованих сталей через небезпеку контакту металу з

У разі застосування електромагнітного перемішування відсутні додаткові елементи, які безпосередньо контактують з рідким металом, що спрощує конструкцію футерівки та її експлуатацію [46]. Крім того, при накладанні електромагнітного поля на метал є можливість у широких межах регулювати потужність перемішування, здійснювати реверсивний рух потоків, а також

атмосферою. У результаті такої взаємодії можуть окислюватися легувальні елементи та підвищуватись вміст газів у металі. Крім того, електромагнітне перемішування дозволяє працювати з меншою товщиною шлаку та економити шлакоутворювальні матеріали.

Основним недоліком електромагнітного перемішування є порівняно невелика глибина проникнення електромагнітного поля металу. Це змушує застосовувати низькочастотні джерела струму індуктора та обмежує застосування такого виду перемішування у ковшах великої місткості. Крім того, у разі підвищення інтенсивності перемішування значно зростає швидкість зношування вогнетривів у зоні розташування індуктора. Слід зазначити, що і при газовому продуванні є ділянки підвищеного зносу футерівки, особливо в зонах установки вузла продування і в стінці ковша в місцях виходу бульбашок газу [46].

Досвід експлуатації установок піч-ківш різних конструкцій свідчить, що незважаючи на можливість створення потужних потоків розплаву у разі використання індуктора при одних і тих же енергетичних параметрах, інтенсивність перемішування на 20-30 % нижча, ніж під час продування газом. Також при газовому продуванні внаслідок обурення межі металу зі шлаком останній залучається вглиб розплаву, що сприяє більш ефективному протіканню операції рафінування металу від сірки і є одним з основних завдань позапічного оброблення.

У цілому технологічна схема агрегату «ківш-піч» із застосуванням електромагнітного перемішування для ковшів малої місткості при виробництві неіржавних і складнолегованих сталей є цілком конкурентоспроможною в порівнянні з продувкою аргоном, особливо у разі її використання в технологічному ланцюжку з вакуумуванням металу.

Останнім часом, з урахуванням можливостей як газового продування, так і електромагнітного перемішування, набуває поширення комбінування цих двох видів інтенсифікації масообмінних процесів при обробці металу в ковші (EMGAS-процес, рис. 8.9).

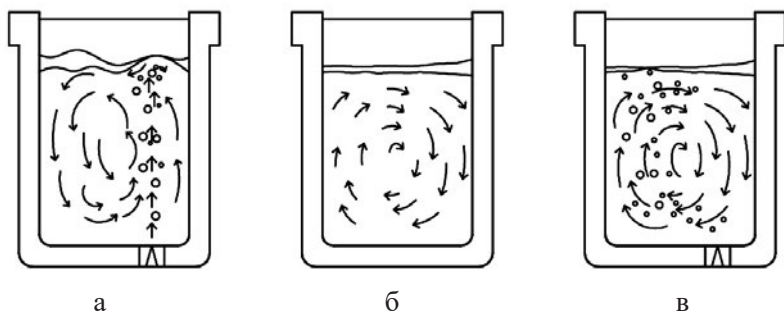


Рисунок 8.9 – Схема руху металу в ковші при продуванні газом (а), при електромагнітному перемішуванні, EMS-процес (б) та при комбінованому перемішуванні, EMGAS-процес (в).

Виконані дослідження показують, що коли до газорідинного двофазного потоку прикладається електромагнітна сила, газорідинний шлейф зміщується, а газорідинна двофазна область розширюється [47, 48]. Це дозволяє скоротити час оброблення та підвищити його ефективність.

### Питання для самоконтролю

1. Які технологічні завдання покладаються на позапічне фінішне оброблення сталі?
2. Чому сталерозливний ківш став невід’ємною частиною технологічного ланцюга в сталеплавильному цеху?
3. Які технологічні операції дозволяють виконувати сучасні агрегати ківш-піч?
4. Які установки на сьогодні вважаються найбільш досконалими агрегатами позапічного оброблення сталі?
5. Які переваги має плазмове нагрівання у ковші порівняно з дуговим для комплексного позапічного оброблення сталі?
6. Що необхідно робити для підвищення техніко-економічних показників роботи ковша-печі?
7. Чому напруга на дугах знижується майже в 2 рази приблизно

через 10–12 хв після включення плазмового нагрівального комплексу з аргоном?

8. Чому при одній і тій же потужності швидкість нагрівання сталі із застосуванням дугових плазмотронів значно вища, ніж при нагріванні електричними дугами?

9. Що таке трайбапарати, якими оснащені агрегати ківш-піч?

10. Для чого проводиться вдування порошку вапна у ківш-піч?

11. Для чого проводиться вдування вуглецевмісних матеріалів у ківш-піч?

12. Які вимоги висуваються до графітованих електродів зі спеціальним просоченням, які використовують в агрегатах ківш-піч?

13. Яка характеристика визначає якість електродів?

14. Які переваги має робота ковша-печі на постійному струмі порівняно зі змінним струмом?

15. Чому використання твердих шлакових сумішей (ТШС), що застосовуються для оброблення металу на випуску з плавильної печі, для агрегатів ківш-піч не виправдане з технологічної і екологічної точки зору?

16. Яким вимогам повинен відповідати рафінувальний шлак для успішного оброблення сталі в агрегатах ківш-піч?

17. Чому останнім часом в агрегатах ківш-піч для рафінування істотно обмежилося використання шлакових систем з плавиковим шпатом?

## **Література**

1. Кудрин В. А. Внепечная обработка чугуна и стали / В. А. Кудрин. – М.: Металлургия, 1992. – 336 с.

2. Поволоцкий Д. Я. Внепечная обработка стали / Д. Я. Поволоцкий, В. А. Кудрин, В. Ф. Вишкарев. – М.: МИСИС, 1995. – 256 с.

3. Смирнов А. Н. Тенденции развития производства стали в конверторных цехах / А. Н. Смирнов // Бюллетень «Черная металлургия». – «Черметинформация». – 2010. – № 9. – С. 37 – 42.

4. Климов Ю. В. Рафинирование стали в ковше твердой экзотермической смесью / Ю. В. Климов, В. С. Ворошилин, А. В. Побегайло // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 1993. – № 4. – С. 20–21.

5. Смирнов Н. А. Рафинирование стали продувкой порошками в печи и ковше / Н. А. Смирнов, В. А. Кудрин. – М.: *Металлургия*, 1986. – 168 с.

6. Сидоренко М. Ф. Теория и практика продувки металла порошками, под научн. ред. В. А. Кудрина / М. Ф. Сидоренко. – М.: *Металлургия*, 1973. – 304 с.

7. Поволоцкий Д. Я. Внепечная обработка стали / Д. Я. Поволоцкий, В. А. Кудрин, А. Ф. Вишкарев. – М.: *Металлургия*, 1995. – 255 с.

8. Казаков С. В. Время усреднения по составу и температуре при продувке жидкой стали в ковше / С. В. Казаков, А. Г. Свяжин, А. Н. Поживанов // *Изв. АН СССР. Металлы*. – 1988. – № 2. – С. 5 – 12.

9. Носова Т. В. Рафинирование стали в агрегатах типа ковш-печь / Т. В. Носова // *Сталеплавильное производство*. – 1979. – Сер. 6. Вып. 3. – С. 24.

10. Юзов О. В. Экономическая эффективность производства легированной стали в кислородно-конверторных цехах с использованием установки ковш-печь / О. В. Юзов, В. А. Чаплыгин, А. Г. Шлеев // *Сб. «Экономика и управление в металлургии»*. – М.: *Металлургия*, 1982. – С. 63 – 70.

11. Смирнов А. Н. Металлургические мини-заводы / А. Н. Смирнов, В. М. Сафонов, Л. В. Дорохова, А. Ю. Цупрун. – Донецк: *Норд-Пресс.*, 2005. – 469 с.

12. Дюдкин Д. А. Производство стали. Том 1. Процессы выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки стали // Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко. – М.: *Теплотехник*, 2008. – 528 с.

13. Сафонов В. М. Внепечная обработка / В. М. Сафонов // *Металлургический компас*. – 2007. – № 1. – С. 41–46.

14. Альтгаузен А. П. Применение электронагрева и повышение его эффективности / А. П. Альтгаузен. – М.: Энергоатомиздат, 1987. – 128 с.
15. Самохвалов Г. В. Электрические печи в черной металлургии / Г. В. Самохвалов, Г. И. Черныш. – М.: Металлургия, 1984. – 232 с.
16. Хауман В. Применение ковшевой металлургии при производстве стали для сварных газопроводов высокого давления / В. Хауман, Ф. Кох, В. Рекнагель // Черные металлы. – 1984. – № 26. – С. 18–22.
17. Поволоцкий Д. Я. Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей / Д. Я. Поволоцкий, Ю. А. Гудим, И. Ю. Зиннуров. – М.: Металлургия, 1990. – 176 с.
18. Смоляренко В. Л. Современные высокомошные печи за рубежом / В. Л. Смоляренко // Черная металлургия. – 1983. – № 14. – С. 26–39.
19. Мельник Г. А. Некоторые возможности обработки стали в дуговых и плазменных ковшах-печах / Г. А. Мельник, О. С. Забарилло, М. Л. Жадкевич, А. А. Ждановский, М. С. Приходько, А. А. Поболь // Проблемы специальной электрометаллургии. – 2002. – № 1. – С. 26–31.
20. Ждановский А. А. Анализ основных параметров энергетического режима промышленных плазменных ковшей-печей / А. А. Ждановский, О. С. Забарилло, Г. А. Мельник // Проблемы специальной электрометаллургии. – 1994. – № 1–2. – С. 53 – 60.
21. Жадкевич М. Л. Создание и освоение плазменного ковша-печи / М. Л. Жадкевич, Г. А. Мельник, О. С. Забарилло, А. А. Поболь, А. А. Ждановский, М. С. Приходько // Проблемы специальной электрометаллургии. – 1998. – № 1. – С. 42 – 47.
22. Жадкевич М. Л. Инженерная методика расчета основных энергетических параметров плазменных ковшей-печей / М. Л. Жадкевич, В. А. Шаповалов, Г. А. Мельник, М. С. Приходько, А. А. Ждановский, Д. М. Жиров // Проблемы специальной электрометаллургии. – 2004. – № 3. – С. 31 – 36.

23. Егоров А. В. Расчет мощности параметров электроплавильных печей / А. В. Егоров. – М.: МИСИС, 2000. – 271 с.

24. Никольский Л. Б. Оборудование и проектирование электросталеплавильных цехов // Л. Б. Никольский, И. Ю. Зинуров. – М.: Металлургия, 1993. – 272 с.

25. Лякишев Н. П. Современное состояние технологии внепечного рафинирования стали / Н. П. Лякишев, А. Г. Шалимов. – М.: «ЭЛИЗ», 2001. – 50 с.

26. Дюдкин Д. А. Производство стали на агрегатах ковш-печь / Д. А. Дюдкин, С. Ю. Бать, С. Е. Гринберг, С. Н. Маринцев. – Донецк: ООО «Юго-Восток», 2003. – 300 с.

27. Янг Ку. Исследование на модели процессов перемешивания и массопереноса при ковшевой продувке. Инжекционная металлургия / Янг Ку, Юн Лианг, Лю Лю. – М.: Металлургия, 1983. – С. 135–146.

28. Бигеев А. М. Металлургия стали / А. М. Бигеев, В. А. Бигеев. – Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 543 с.

29. Persson M. Kinetic Studies of Fluoride Evaporation from Slags / M. Persson, S. Seetharaman // ISIJ Int. – 2007. – № 12. – P. 1711–1717.

30. Новохатский И. А. Водород в процессах электрошлакового переплава сталей / И. А. Новохатский, В. Я. Кожухарь, О. Н. Романов, В. В. Брем. – Одесса: Астропринт, 1997. – 196 с.

31. Wcisło Z. Role of slag in the steel refining process in the ladle / Z. Wcisło, A. Michaliszyn, A. Baka // Journal of AMME. – Decemder 2012. – Issue 2. – V. 55. – P. 390 – 395.

Режим доступа: [http://jamme.acmsse.h2.pl/papers\\_vol55\\_2/58226.pdf](http://jamme.acmsse.h2.pl/papers_vol55_2/58226.pdf)

32. Zhao Q. Fundamental Research on Fluorine-Free Ladle Furnace Slag or Axle Steel of Electric Multiple Unit Vehicles / Q. Zhao, X. Mei Xiaohui, L. Gao // Metals. – 2021. – № 11 (1973). – P. 1–16.

Режим доступа: <https://doi.org/10.3390/met11121973>

33. Wang X. Ladle Furnace Temperature Prediction Model Based on Large-scale Data With Random Forest / X. Wang // IEEE/CAA Journal of automatica sinica. 2017 (October). – Vol. 4. – No. 4. – P. 770–774.

Режим доступа: <https://doi.org/10.1109/JAS.2016.7510247>

34. Çamdali U. Steady State Heat Transfer of Ladle Furnace During Steel Production Process / U. Çamdali, M. Tunç // Journal of Iron and Steel Research International. – 2006. – Volume 13. – P. 18–20.

35. Lu W. Pruned bagging aggregated hybrid prediction models for forecasting the steel temperature in ladle furnace / W. Lu, Z. Z. Mao, P. Yuan, M. X. Jia // Steel Res. Int. – 2014 (March) – Vol. 85. – No. 3. – P. 405–414.

36. Pan Chao. Effect of calcium content on inclusions during the ladle furnace refining process of AISI 321 stainless steel / Chao Pan, Xiao-jun Hu, Jian-chao Zheng // International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials. – 2020. – V. 27(11). – P. 1499–1507.

37. Богун А. П. Совершенствование шлакового режима при внепечной доводке стали как инструмент повышения качества металлопродукции / А. П. Богун, В. В. Чурилов // Сб. трудов XVI международного конгресса сталеплавателей (Первоуральск, 24-28 мая 2021 г.). – Екатеринбург: б. и., 2021. – С. 141–145.

38. Chunyang Liu. Effects of Slag Composition and Impurities of Alloys on the Inclusion Transformation during Industrial Ladle Furnace Refining / Liu Hunyang, Jia Yi, Hao Lixia, Han Shaowei, Huang Fuxiang, Yu Huixiang, Gao Xu, Ueda Shigeru, Kitamura Shin-ya // Metals. – 2021. – 11(5). – 763. – P. 1–16.

Режим доступа: <https://doi.org/10.3390/met11050763>

39. Zhu L. Mass-Transfer Model for Steel, Slag, and Inclusions during Ladle-Furnace Refining / Liguang Zhu, Yanan Jia, Zengxun Liu, Caijun Zhang, Xingjuan Wang, Pengcheng Xiao // High Temperature Materials and Processes. – 2018. – 37(7). – P. 665–674.

Режим доступа: <https://doi.org/10.1515/htmp-2017-0011>



40. Kuizhen Fang. Utilization of ladle furnace slag as cement partial replacement: Influences on the hydration and hardening properties of cement / Kuizhen Fang, Dongmin Wang, Jihu Zhao, Ming Zhang // Construction and Building Materials. – 2021. – V. 299(4).

Режим доступу: <https://doi.org/10.1016/j.conbuildmat.2021.124265>

41. Bo Xu. Use of ladle furnace slag containing heavy metals as a binding material in civil engineering / Bo Xu, Yaolin Yi. // Materials Science. The Science of the total environment, November 2019.

Режим доступу: DOI: <http://dx.doi.org/10.1016/j.scitotenv.2019.135854>

42. Polanco F. H. ADLE furnace secondary metallurgical process. Desulphurization of ferronickel high sulfur content (0,5% a 1,0%) / F. H. Polanco, M. N. Figueroa // Proceedings of the Steelmaking, Casting and Non-Ferrous Metallurgy Seminar. – 44 Seminário de Aciaria, 2013. – V. 44. – № 44. – P. 37 – 45. Режим доступу: <http://10.5151/2594-5300-22741>

43. Redl Ch. Refining of ferronickel / Ch. Redl, M. Pfennig, R. Kristl, S. Fritsch, H. Muller // The thirteenth International Ferroalloys Congress, Efficient technologies in ferroalloy industry. June 9 – 13, 2013. – Almaty, Kazakhstan, 2013. – P. 229–236.

Режим доступу: <https://www.pyrometallurgy.co.za/InfaconXIII/0229-Redl.pdf>

44. Alexis J. Heating and electromagnetic stirring in a ladle furnace – a simulation model / J. Alexis, P. Jönsson, L. Jonsson // ISIJ international. – 2000. – T. 40. – №. 11. – С. 1098–1104.

45. Вихлевщук В. А. Основные направления исследований технологии обработки стали на агрегате «ковш-печь» / В. А. Вихлевщук, В. П. Пиפטюк, В. Ю. Болотов, И. А. Павлюченков // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии: Сб. научн. тр. – Дніпропетровськ: ІЧМ НАН України, 2004. – Вип. 8. – С. 188 – 194.

46. Смірнов О. М. Оптимизация работы ковшей для агрегата «печь-ковш» в условиях ДП «УБивТ» / Смірнов О. М., Цупрун А. Ю., Панов В. В,

Пимоненко В. А. // Наукові праці ДонНТУ. Металургія. – Донецьк: ДонНТУ, 2002. – Вип. 40. – С. 118–124.

47. Li Y. Numerical study on flow, temperature, and concentration distribution features of combined gas and bottom-electromagnetic stirring in a ladle / Y. Li, A. Deng, H. Li, B. Yang, E. Wang // *Metals*. – 2018. – 8(1). – 76. Режим доступу: <https://doi.org/10.3390/met8010076>

48. Sand U. Numerical and experimental study on fluid dynamic features of combined gas and electromagnetic stirring in ladle furnace / U. Sand, H. Yang, J. E. Eriksson, R. Bel Fdhila // Numerical and experimental study on fluid dynamic features of combined gas and electromagnetic stirring in ladle furnace // *Steel research international*. – 2009. – 80(6). – С. 441 – 449. Режим доступу: <https://library.e.abb.com/public/43ad1784512612c3852575f4005cf6c0/1616%20Fluid%20Dynamics%20Ladle%20Furnace%20VP.pdf>

## **РОЗДІЛ 9**

### **ПОЗАПІЧНЕ ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ НА МАШИНАХ БЕЗПЕРЕРВНОГО ЛИТТЯ ЗАГОТОВОК (МБЛЗ)**

Розливання сталі з отриманням злитків заданої маси, розмірів та конфігурації є завершальним етапом сталеплавильного виробництва. Незважаючи на те, що ідея безперервного розливання зародилася більше ста років назад, її практичне втілення у значних масштабах випадає на середину 50-х років минулого століття. Найбільший розвиток процес безперервного розливання отримав в Японії, де в 1980 році було вироблено 66,3 млн. тонн безперервно литих злитків, що склало 59,5 % від загального виробництва сталі. У середині 80-х років у світі налічувалось біля 950 установок безперервного розливання сталі (УБРС) або, як часто в літературі їх називають, машин безперервного лиття заготовок (МБЛЗ) [1-4]. Про бурхливий розвиток безперервного розливання свідчить той факт, що в даний час у світовій сталеливарній промисловості на МБЛЗ розливають близько 96 % сталі, що виплавляється, тоді як у 1970 році цей показник був на рівні всього 4%.

#### **9.1 Класифікація та сучасний стан процесів безперервного лиття сталі**

Метод безперервного лиття злитків включає в себе безперервну подачу рідкого металу у виливницю-кристалізатор, що охолоджується водою, та витягування злитка в процесі його твердіння. Безперервне розливання сталі це нова концепція отримання первинного напівфабрикату, на базі якої почали стрімко розвиватися нові технологічні і технічні рішення (наприклад кисневі конвертори місткістю 300 тонн і вище), що суттєво змінили сам процес розливання.

Основні переваги безперервного лиття сталі порівняно з розливанням в

чавунні виливниці полягають у наступному [1, 4–6]:

- відпадає необхідність у великому парку виливниць та сталерозливних візків;

- значно підвищується якість металу внаслідок зменшення поверхневих вад та покращення структури злитків;

- відпадає необхідність мати стриперні крани і стаціонарні машини для витягування злитків із виливниць, а отже скорочуються витрати на створення вказаного устаткування;

- довжина одиничних злитків, відлитих у виливницю, порівнюється з розмірами виливниці, в той час як злитки, відлиті на МБЛЗ, не мають обмеження за довжиною;

- зменшуються експлуатаційні витрати внаслідок підвищення виходу придатного металу завдяки скороченню переходу металу в скрап, відсутності ливникових систем, зменшення витрат металу на обрізання та підвищується швидкість розливання;

- процес безперервного розливання в значній мірі може бути автоматизований разом з широким застосуванням засобів для контролю окремих технологічних параметрів у процесі розливання.

Машини безперервного лиття сталі поділяють на чотири основних типи: вертикальні, вертикальні з загином злитка, радіальні та горизонтальні (рис. 9.1) [1, 6-8].

Початок промислового застосування безперервного лиття поклали машини вертикального типу, в яких кристалізатор, роликівна проводка, пристрої для витягування та різання розташовані по вертикалі на загальну висоту 25–35 м (рис. 9.1, *а* і *б*). Машини такого типу дозволяють виготовляти злитки високої якості.

У ряді випадків для скорочення висоти цехів, де розташовані МБЛЗ, кінцеву частину машин розташовують у залізобетонному колодязі. Поряд з подорожчанням будівництва це призводить до ускладнення систем та операцій щодо витягування злитка з колодязя.

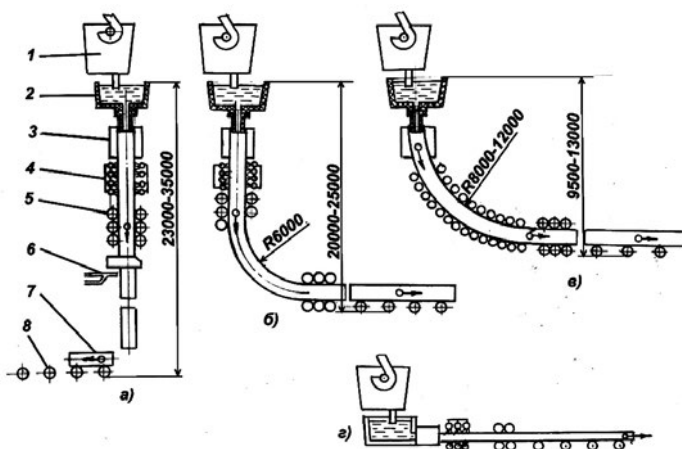


Рисунок 9.1 – Принципові схеми основних типів МБЛЗ:

*а* – вертикальна, *б* – вертикальна з загином злитка, *в* – радіальна, *г* – горизонтальна;  
 1 – розливний ківш, 2 – проміжний ківш, 3 – кристалізатор, 4 – зона вторинного охолодження, 5 – ролики витягування, 6 – машина газової різки, 7 – заготовка (злиток), 8 – рольганг

Основним недоліком машин вертикального типу слід вважати їх велику висоту та невелику швидкість лиття.

Крім того, підвищення швидкості лиття шляхом збільшення довжини зони кристалізації злитка (зона вторинного охолодження) не може бути реалізованою, оскільки при збільшенні висоти металевої ванни відбувається значне зростання феростатичного тиску, який може викликати випинання затверділої скоринки металу на поверхні злитка та її руйнування з проривом назовні рідкого металу.

Бажання знизити капітальні витрати на будівництво МБЛЗ привело до створення у середині 60-х років минулого століття спочатку вертикальних з загином злитка, а потім і радіальних МБЛЗ. Створення останніх дозволило ввести в експлуатацію ряд великих киснево-конверторних цехів з місткістю плавильних агрегатів 300–400 тонн.

Головною суттєвою особливістю радіальних МБЛЗ є виконання правильно-тягнутої машини у вигляді автономного блоку і застосування

уведення затравки в кристалізатор зверху машини.

МБЛЗ радіального типу (рис. 9.1,в) мають постійний радіус кривизни технологічної вісі уздовж усієї ділянки, до якої входить кристалізатор та зона вторинного охолодження (до правильно-тягнутої машини). Основним недоліком радіальних машин є більш низький рівень якості злитків, що обумовлено виникненням значних напружень у поверхневих шарах злитків при їх випрямлянні за наявності рідкої серцевини.

Для МБЛЗ горизонтального типу характерним є розташування всіх елементів на рівні підлоги сталеплавильного цеху. Така компоновка машини дозволяє знизити металоємність самої конструкції, зменшити висоту цеху та здешевити будівництво цехів. Горизонтальні МБЛЗ застосовують, головним чином, для відливання блюмів невеликого перетину (з боком не більше 160–200 мм) та заготовок круглої форми діаметром до 150 мм. Швидкість витягування злитка може сягати 4 м/хв.

Машини горизонтального типу мають низку переваг порівняно з МБЛЗ інших типів, а саме: відсутність громіздкої системи вторинного охолодження, мінімальна можливість утворення поверхневих тріщин у злитках завдяки невисокому феростатичному тиску і порівняно висока швидкість розливання. І тим не менше, горизонтальні МБЛЗ поки що не знайшли широкого застосування (в Україні їх взагалі немає), однак роботи щодо подальшого удосконалення їх конструкції наразі продовжуються, і їх переваги розглядаються досить перспективними на майбутнє.

За типом механізмів, які здійснюють силовий вплив притиску роликів на злиток, розрізняють МБЛЗ з гідравлічним та пружинним притиском роликів. За конструкцією тягнучих устроїв – машини з тягнуто-правильним блоком і машини з групою тягнучих роликів секцій. Залежно від кількості рівчаків, в які розливають метал, МБЛЗ поділяють на однорівчаків, дворівчаків та багаторівчаків.

Основними характеристиками концепції безперервного лиття сталі є товщина заготовки (злитка), що відливається, швидкість розливання і

довжина рідкої фази (металургійна довжина). Відмічені параметри визначають ефективність безперервного лиття та якості отриманих злитків.

У 80-х роках минулого століття отримали розвиток розробки в галузі безперервного розливання заготовок з розмірами, близькими до кінцевих величин, що дозволяє скоротити технологічний ланцюжок їх отримання, а також енергетичні витрати [9–12]. Згідно з цією концепцією за один цикл можна отримати безперервно відлитий сляб товщиною 50–70 мм. Час твердіння такого слябу не перевищує 0,7 хв (приблизно 40 с). Тому при швидкості витягування злитка 5–6 м/год довжина рідкої фази становить менше 5 м, що забезпечує отримання високоякісної структури в злитку.

Технологічний ланцюжок отримання листа за указаною технологією включає: виплавляння сталі в електропечі або конверторі; доведення сталі в агрегаті ківш-піч; відливку тонких слябів на МБЛЗ; нагрів отриманого слябу в тунельній прохідній печі та наступну прокатку.

Отримання тонких слябів спочатку ускладнювалось конкретною проблемою - яким чином підводити в кристалізатор розплавлений метал? Це завдання було вирішено наданням верхній частині кристалізатора подібної до чечевиці форми. У результаті товщина слябу на вході складала 150–170 мм, а на виході з кристалізатора 50–60 мм. Така форма кристалізатора вирішила проблему підведення розплавленого металу в кристалізатор через занурений стакан, що мав у перетині плоску форму. Це дозволило покращити живлення рідкої серцевини злитка за рахунок обтискання подібного до чечевиці профілю в вихідній частині кристалізатора.

У Німеччині таку технологію почали застосовувати з 1989 року при створенні додаткових потужностей після виведення з експлуатації застарілого устаткування на фірмі «Thyssen Krupp Steel» (м. Дуйсбург). Фірма «Mannesman Demag Huttentechnik» розробила процес, характерною особливістю якого є те, що тонкий сляб товщиною 60–70 мм після виходу з кристалізатора спочатку піддають м'якому обтискуванню на ділянці опорних роликів до товщини 45 мм. Потім після повного твердіння сляб прокатують у

тріохклітковій групі на полюсу товщиною 15–20 мм.

У 1996 році у США вийшов на проектну потужність (1,5 млн. тонн сталі щороку) металургійний завод фірми «Steel Dynamics», на якому реалізовано подібний процес – технологія CSP (Castyng-Pressyng-Rolling), яка включає відливання слябів, попереднє їх обтиснення і прокатку.

Таким чином, можна відзначити, що в останні десятиріччя стає популярним процес, заснований на литті, попередньому обтисненні та кінцевій прокатці литого металопродукту. Технологія, заснована на CSP, дозволяє отримати з однієї тонни рідкої сталі 0,88–0,90 тонни холоднокатаного листа. За різними оцінками сьогодні налічується біля 60 заводів у світі, на яких отримують тонкі сляби та сляби середньої товщини за технологією CSP.

Ще більш прогресивним напрямком безперервного розливання для отримання гарячої смуги (штрипса) є Twin-Roll-процес [11, 13]. Суть даної технології полягає в розливанні рідкої сталі між двома обертовими роликами з отриманням смуги товщиною 1-3 мм. Крім скорочення циклу прокатки та економії 10–15 % електроенергії Twin-Roll-процес дозволяє за рахунок швидкої кристалізації отримувати сталевий лист з підвищеними властивостями металу [14, 15].

Наразі призначена для гарячої прокатки рідка сталь, як правило, розливається на машинах безперервного розливання сталі з наступним отриманням плоского або сортового прокату. На слябових МБЛЗ розливають приблизно 2/3 всього обсягу виплавленої сталі. Загальна кількість слябових МБЛЗ на початок 2000-них років у світі оцінюється на рівні 650–660 одиниць [16].

## **9.2 Проміжний ківш МБЛЗ**

Система подачі металу в кристалізатор є дуже важливою складовою частиною устаткування МБЛЗ. До неї входять проміжний ківш, підйомно-поворотний стіл та проміжна лійка. Ця система повинна забезпечувати



безперервне та безперешкодне надходження рідкої сталі в кристалізатор добре організованою стабільною струминою з надійним регулюванням кількості рідкого металу. Утрати тепла та окиснення металу в проміжних розливних ковшах повинні бути мінімальними.

Тривалий час функції проміжного ковша зводились, головним чином, до прийому рідкого металу із сталерозливного ковша і розподілу металу по рівчакам МБЛЗ.

За останні роки відбулися значні зміни в конструкції та функціональних можливостях основного технологічного устаткування МБЛЗ, у тому числі і проміжного ковша. Наразі проміжний ківш – додаткова самостійна реакційна ємність, у якій може здійснюватися ряд технологічних операцій. Розширення функцій проміжного ковша визвало збільшення його об'єму. Сьогодні багато МБЛЗ оснащені проміжними ковшами місткістю 50 тонн і більше. Так, на заводі фірми «Thyssen Krupp Steel» в Німеччині місткість проміжного ковша після реконструкції складає 70 тонн. В останні роки на ряді металургійних заводів України («Азовсталь», Дніпровський металургійний комбінат) проведені реконструкції МБЛЗ з одночасним збільшенням місткості проміжних ковшів до 45–50 тонн [17]. Збільшення місткості проміжних ковшів за даними указаних заводів дозволило суттєво підвищити вихід придатних слябів на МБЛЗ.

Можливості ряду видів оброблення металу в проміжному ковші вищі порівняно з такими ж в агрегаті ківш-піч. До особливостей оброблення сталі в проміжному ковші слід віднести малу глибину розплаву, низький феростатичний тиск у зоні розплавлення та випаровування реагентів, меншу температуру розплаву порівняно з обробленням металу в сталерозливному ковші. Багато операцій краще здійснювати безпосередньо при безперервному розливанні. Це дає можливість скоротити час підготовки сталі після її виплавляння та підвищити продуктивність виробництва металопродукції. Тому можна прогнозувати зростаюче використання проміжного ковша МБЛЗ для позапічного оброблення сталі. При цьому підвищуються вимоги до

параметрів технологічних операцій і конструкції технологічних пристроїв введення реагентів, нагріву і перемішування металевого розплаву [18].

Форма проміжного ковша та його розміри вибираються, виходячи з конкретних умов, кількості рівчаків на машині, з урахуванням гідродинамічних потоків і забезпечення рівнозначних температурних умов.

Висота проміжного ковша вибирається з урахуванням часу, необхідного для заміни сталерозливного ковша при серійному розливанні. Рівень металу в ковші не повинен опускатися нижче 700–800 мм, щоб попередити затягування неметалевих включень у кристалізатор і була можливість введення в металевий розплав порошкового дроту.

Проміжний ківш являє собою проточну ємність з цілком відповідними розмірами, в яку подача рідкого металу здійснюється одним струменем, а витікання відбувається двома або кількома рівчакими (рис. 9.2). У цій ємності можуть бути установлені перегородки для направлення потоків рідкого металу. Система розливання починає працювати після заповнення ємності і відкриття отворів для витікання рідкого металу. Надалі встановлюється квазістаціонарний стан, при якому надходження рідкого металу дорівнює його витратам. Практика розливання на МБЛЗ свідчить про те, що під час розливання металу можна корегувати склад розплаву, який знаходиться в проміжному ковші.

Тут необхідно відзначити, що оптимізація конструкції ковша та розміщення його елементів керування (перегородок, порогів, модуля продування та ін.) розширюють його технологічні можливості і створюють певні зручності для персоналу під час розливання металу.

Однією з основних проблем підвищення тривалості роботи проміжних ковшів є заростання стаканів-дозаторів, яке відбувається внаслідок відкладень у каналі стаканів глинозему та твердих алюмінатів кальцію, а для сталей, легованих титаном, – оксидів або нітридів титану. Швидкість заростання зменшується при вдуванні аргону через стопор з отворами в торцевій частині стакана-дозатора [19, 20].

На сучасних МБЛЗ сталь у проміжний ківш заливають через занурений стакан з піддуванням інертного газу (аргону), який зменшує вторинне окиснення розплаву. Крім того, для зменшення взаємодії розплаву з повітрям та зниження теплових втрат проміжний ківш накривають кришкою, а на дзеркало металу присаджують флюс, з якого формується шлак, здатний абсорбувати продукти розкиснення і перешкоджати насиченню металу газами, що присутні в атмосфері.

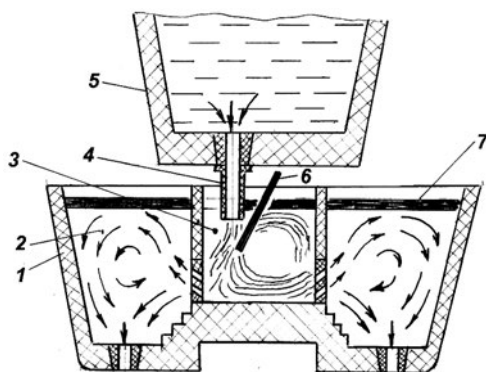


Рисунок 9.2 – Трьохсекційний проміжний ківш:

- |                       |                    |
|-----------------------|--------------------|
| 1 – проміжний         | ківш;              |
| 2 – реакційна         | камера;            |
| 3 – приймальна        | камера;            |
| 4 – зливна футерована | труба;             |
| 5 – розливний ківш;   | 6 – ударна         |
|                       | пластина; 7 – шлак |

Ефективному видаленню неметалічних включень сприяють: правильне розміщення перегородок у ковші; продування металу аргоном; фільтрація потоків металевого розплаву; правильний вибір матеріалу футерівки і нахил стінок ковша, а також правильний вибір розкиснювачів, що утворюють рідкі продукти розкиснення. Виключна увага приділяється фільтрації потоків розплаву шляхом пропускання рідкого металу через спеціальні перегородки з отворами, які розміщують у внутрішньому об'ємі ковша.

У проміжному ковші можна здійснювати підігрівання рідкого металу за допомогою індукційного нагрівача каналного типу, який дозволяє достатньо точно підтримувати температуру на заданому рівні ( $\pm 2,5$  градусів). З цією ж метою можна використовувати дугові плазмотрони, за допомогою яких здійснюється локальне підігрівання металевого розплаву в зоні зливних отворів або оброблювати розплав газовими сумішами заданого складу [21, 22].

З метою визначення структури циркуляційних потоків в проміжному ковші групою дослідників була зроблена спроба створення математичної моделі, в основу якої було покладено рівняння Нав'є-Стокса про нерозривність, яке описує гідродинамічні та теплофізичні процеси, що в критеріальній формі мають наступний вигляд [23–27]:

$$\frac{d\vec{V}}{dF_o} + \vec{V} \frac{d\vec{V}}{dx} = \text{Pr} \left( \frac{d^2 \vec{V}}{dx^2} + \frac{d^2 \vec{V}}{dy^2} \right), \quad (9.1)$$

де  $\vec{V}$  – швидкість витікання розплаву, м/с;

$F_o = a\tau/x_o^2$  – критерій Фур'є, що характеризує не стаціонарність процесу;

$\text{Pr} = \nu / \alpha$  – критерій Прандтля, характеризує відношення динамічних сил до теплових у розплаві;

$\alpha$  – коефіцієнт температуропровідності, м<sup>2</sup>/с;

$\tau$  – час, с;

$x_o$  – характерний розмір (довжина приймальної секції), м;

$\nu$  – коефіцієнт кінематичної в'язкості, м<sup>2</sup>/с;

$x, y$  – поточні координати, м.

Визначені наступні граничні умови:

– швидкість руху розплаву біля повздовжніх стінок прийомної секції вирівнюється;

– швидкість руху розплаву на виході в проточний канал визначається, виходячи із швидкості надходження розплаву в приймальну секцію і висоти рідкого металу над каналами з формул:

$$V_m = (2gh)^{1/2}, \quad (9.2)$$

$$\frac{V_m}{3} = V_m^1 + V_m^2 + V_m^3, \quad (9.3)$$

де  $V_m$  – швидкість надходження металу в прийомну секцію, м/с;  
 $g$  – прискорення вільного падіння, м/с<sup>2</sup>;  
 $h$  – відстань від дзеркала металу до верхнього краю каналу, м;  
 $V_m^1, V_m^2, V_m^3$  – швидкості руху металу відповідно в верхньому, середньому та нижньому каналах одного вертикального перетину, м/с.

На думку розробників, математична модель дозволяє визначити гідродинаміку потоків розплаву, напрямки і швидкості їх руху в будь-якій області прийомної секції і в будь-який момент часу розливання.

Футерівку проміжного ковша на заводах металургійного комплексу традиційно виготовляють з порівняно дешевої шамотної вогнетривкої цегли середньої якості (стійкість до 6-ти плавок) [7]. Для підсилення футерівки в зоні падіння струменя використовують високоглиноземну або периклазову цеглу, яка має високу вогнетривкість і стійкість проти ерозійної дії струменя металу. Характерною особливістю роботи проміжного ковша за такої схеми є видалення робочого шару футерівки разом з залишком металу (охолоддю) після завершення циклу розливання. Тому при підготовці проміжного ковша до розливання кожного разу необхідно виготовляти новий шар робочої футерівки.

Більш досконалим методом підготовки до роботи проміжних ковшів є нанесення на робочу поверхню футерівки так званого торкрет-покриття. Найчастіше в якості торкрет-маси використовують суміш на основі магнезиту ( $MgO \approx 88\%$ ;  $SiO_2 < 5\%$ ;  $Fe_2O_3 < 1,5\%$ ;  $Al_2O_3 < 1,5\%$ ), яка має спеціальні добавки для підвищення механічних та теплофізичних характеристик. Гранулометричний склад таких сумішей знаходиться в межах 0,1–1,0 мм.

Нанесення торкрет-покриття на футерівку проміжних ковшів забезпечує:

- захист футерівки від зношення робочого шару, скорочення витрат вогнетривких матеріалів і дозволяє її багаторазове використання;
- мінімальне забруднення рідкої сталі неметалічними включеннями,

походження яких обумовлено взаємодією рідкого металу з футерівкою;

- зниження теплових утрат рідким металом за рахунок специфіки структури торкрет-матеріалу (при випалі проміжного ковша нанесений шар набуває пористої структури внаслідок вигорання деяких компонентів);

- видалення залишків захисного шару після закінчення розливання і охолодження проміжного ковша.

Товщина шару торкрет-покриття в залежності від кількості плавок, що розливаються, знаходиться в межах 30–80 мм. У закордонній практиці відомі випадки застосування в якості торкрет-маси попелу рисової лушпайки, яка при контакті з рідкою сталлю швидко формує плівку, яка різко зменшує поглинання кисню та азоту рідким металом, асимілює неметалічні включення та перешкоджає утворення охолоді [12, 28].

Зазвичай при безперервному розливанні використовують кілька проміжних ковшів з метою швидкої заміни у разі зношування футерівки ковша або в аварійних ситуаціях.

Останніми роками для рафінування металу в проміжному ковші під час розливання на МБЛЗ почали використовувати різні пристрої для фільтрації неметалічних включень, тому виникла необхідність виробити основні вимоги до матеріалу фільтрів та по можливості класифікувати ці матеріали.

Процеси фільтрації в проміжних ковшах зазвичай поділяють на три види (рис. 9.3) [29, 30]:

*а* – фільтрація фільтрувальним матеріалом, тобто механічна затримка крупних частинок. Такий тип фільтрації дуже ефективний у випадку, коли рідкий метал необхідно очистити від крупних неметалічних включень (рис. 9.3, *а*);

*б* – фільтрація, в процесі якої на поверхні утворюється твердий осад, тобто на вхідній поверхні фільтра утворюється твердий осад і надалі фільтрація відбувається через шар частинок, що раніше осіли (рис. 9.3, *б*). У цьому випадку в процесі фільтрації осаджений на поверхні шар стає товщим і для підтримки постійних витрат рідини необхідно збільшувати

феростатичний тиск рідини;

$\epsilon$  – глибинна фільтрація в товщі фільтра (рис. 9.3, в). Така фільтрація забезпечує затримку частинок достатньо дрібних розмірів, при цьому розмір частинок може бути меншим, ніж отвори пор фільтра.

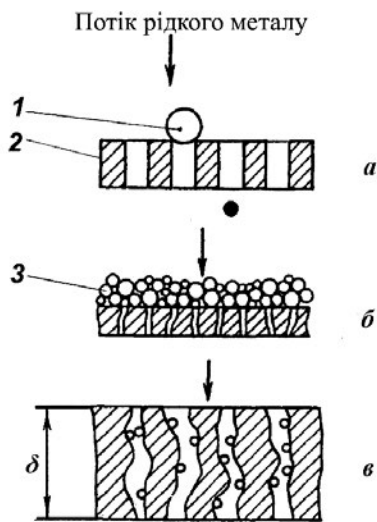


Рисунок 9.3 – Основні типи фільтраційних процесів, характерних для рафінування сталі:

1 – неметалічні включення; 2 – фільтр;  
3 – осад з неметалічних включень;  
 $\delta$  – товщина фільтра

До матеріалів, які використовуються для виготовлення фільтрів, висуваються наступні вимоги:

- вони повинні бути стійкими до взаємодії з металом і шлаком в процесі фільтрації;

- вони повинні ефективно затримувати неметалічні включення і одночасно не створювати додаткового опору для потоку рідкого металу;

- вони не повинні помітно охолоджувати рідку сталь, не допускати твердіння сталі в порах фільтра.

Процес фільтрації двостадійний – на початку фільтрації первинний потік частково твердіє при контакті з фільтром, а потім розплавляється при проходженні наступних порцій рідкого металу.

Необхідно відзначити, що проблема вибору вогнетривкого матеріалу для виготовлення фільтрів залишається відкритою. Пошук і розробка складу

фільтрувальних матеріалів продовжується. Для цього випробовують перегородки та фільтри з різних вогнетривких матеріалів:  $Al_2O_3$ ,  $Al_2O_3 + ZrO_2$ ,  $CaO$ ,  $MgO$  та ін.

Приклад технологічного рішення використання проміжного ковша для фільтрації сталі показаний на рис. 9.2. Рідка сталь фільтрується, проходячи з прийомної секції до розливних через дві перегородки з отворами відповідного діаметра.

Широке розповсюдження при безперервному розливанні отримало продування металу в проміжному ковші інертним газом з метою перемішування, видалення неметалічних включень та захисту струменя металу від вторинного окиснення. Варіанти подачі газу дуже різноманітні. Інжекція аргону або азоту проводиться через пористу вставку в днищі проміжного ковша, через стопор, через випускні стакани сталерозливного та проміжного ковша, а також продування рідкого металу безпосередньо в кристалізаторі. Найбільш розповсюджені схеми такого продування наведені на рис. 9.4.

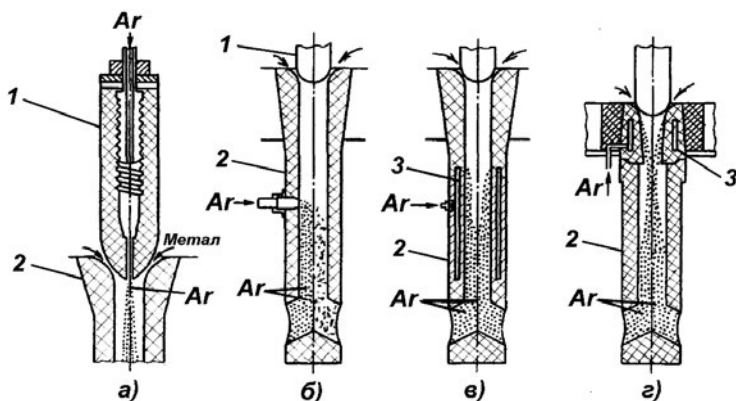


Рисунок 9.4 – Принципові схеми продування аргонм рідкого металу, що знаходиться в кристалізаторі МБЛЗ:

*а* – продування через стопор; *б* – продування через отвір в розливному стакані; *в* – продування через розливний стакан з газовим колектором; *г* – продування через розливний стакан з подачею газу через газовий колектор, розміщений у днищі сталерозливного ковша; 1 – стопор; 2 – розливний стакан; 3 – газовий колектор



Із наведених схем частіше за все застосовується продування через стопор, який в проміжному ковші регулює подавання металу в той чи інший розливний потік. У цьому випадку газ подають через наскрізний канал у стопорі з виходом у отвори, розташовані в нижній частині розливного зануреного стакана. Продування через стопор практично повністю усуває затягування (зменшення прохідного отвору) внутрішнього каналу стакана.

У результаті такого продування увесь метал, що проходить через вертикальний канал розливного стакана, насичується бульбашками інертного газу і виходить у кристалізатор через бокові отвори стакана. Застосування описаного методу з інжекцією інертного газу дозволяє розливати 5–6 плавов з 250-тонного сталерозливного ковша без заміни стакана. Витрати інжекційного газу становлять 10–15 л/хв [29].

Продування рідкого металу через розливний занурений стакан вельми ефективна для рафінування металу від неметалічних включень, покращення гідродинаміки потоку металу, рівномірного розподілу включень, що залишилися в металі, по перетину злитка, та покращення заповнення рідкої ямки в злитку.

Стопор може бути в традиційному виконанні – зібраний з окремих трубок або у вигляді цільного моноблоку. Стопори моноблоку виготовляють з корундографітового або мулітокорундографітового складу з вмістом графіту до 30 %.

Одним з основних технологічних прийомів оброблення металу на установках піч-ківш є введення в розплав порошкових дротів для розкислення та модифікування сталі. Ця операція в дедалі більших масштабах переноситься у проміжний ківш установок МБЛЗ. Причому, як показують дослідження, модифікувальні добавки, що легко окиснюються, доцільно вводити якомога ближче до місця кристалізації металу, тобто. безпосередньо в кристалізатор [31]. В цьому випадку при меншій витраті модифікаторів досягається найбільший ступінь їх засвоєння (табл. 9.1). Однак, зазвичай застосовують введення порошкового дроту в проміжний

ківш з використанням стандартних трайб-апаратів головним чином через необхідність створення спеціалізованого обладнання.

Таблиця 9.1 - Засвоєння добавок, що модифікують сталь, при різних схемах уведення в метал при безперервному розливанні

| Місце введення          | Витрата дроту, кг/т | Швидкість уведення дроту, м/с | Вміст у металі, ppm |     | Ступінь засвоєння, % |       |
|-------------------------|---------------------|-------------------------------|---------------------|-----|----------------------|-------|
|                         |                     |                               | Ca                  | Ce  | Ca                   | Ce    |
| У промківш під струміль | 1,3–1,4             | 0,6–0,7                       | 1–2                 | 4–5 | 8–18                 | 26–33 |
| У промківш під стопор   | 1,3–1,4             | 0,6–0,7                       | 2–3                 | 6–7 | 18–27                | 40–47 |
| У кристалізатор         | 0,33                | 0,1–0,2                       | 1–1,5               | 2–3 | 28–32                | 50–75 |

Так, на Маріупольському металургійному заводі ім. Ілліча у киснево-конверторному цеху було реалізовано процес уведення порошкового дроту з різними наповнювачами у проміжний ківш МБЛЗ. У метал під стопор вводили порошковий дріт із силікокальцієвим наповнювачем (СК30) при витраті 0,4–0,8 кг/т і швидкості подачі 0,1–0,2 м/с. Механічні випробування листів, отриманих з обробленої таким чином сталі, показали, що при збереженні характеристик міцності істотно підвищилися пластичні властивості металу - відносне подовження збільшилося на 20–30 %, а ударна в'язкість в 1,5–2,2 рази [32].

В умовах киснево-конверторного цеху «Азовсталі» була відпрацьована технологія введення порошкового дроту діаметром 13 мм із силікокальцієм у приймальну секцію проміжного ковша МБЛЗ місткістю 43 т, що забезпечує розчинення дроту на глибині 0,2–0,4 м [33]. При цьому досягався ефект модифікування сталі при менших витратах порошкового дроту порівняно з подібним обробленням у печі.

На заводі Templeborough, Великобританія, в проміжний ківш МБЛЗ вводили дріт перерізом 16×7 мм, наповнений порошком силікокальцію з наступним електромагнітним перемішуванням металу для кращого засвоєння модифікатора. Це дозволило вдвічі знизити вміст домішок у сталі та скоротити кількість плавок, перерваних через затягування (заростання)

розливного стакану [34].

Реалізуються і нові види оброблення металу при безперервному розливанні. На заводі в м. Терні (Італія) була змонтована оригінальна установка по введенню порошкового дроту через стопор проміжного ковша МБЛЗ в струмінь металу між проміжним ковшем і кристалізатором. Наповнювачем дроту був залізний порошок або інший твердий матеріал із відносно низькою температурою плавлення, наприклад, алюміній для електротехнічної сталі, що містить 0,2 % Al. Мета такого виду оброблення полягає у відборі тепла із металу в кристалізаторі. При цьому виникають нові центри кристалізації та пригнічується зростання зони грубих стовпчастих кристалів. Ця технологія отримала назву FAST (forced acceleration of solidification technology - технологія прискореної примусової кристалізації), що дозволяє покращити якість металу та поверхні безперервнолитих заготовок [35].

Експерименти, які були проведені при розливанні на вертикальній МБЛЗ слябів перерізом  $206 \times 1065$  мм, показали, що введення дроту з наповнювачем із залізного порошку призводить до зменшення розміру зерна та розширення зони рівновісних кристалів з 17 до 27 %. Як показали подальші дослідження подібного примусового охолодження металу в кристалізаторі, покращення макроструктури безперервнолитих заготовок супроводжується зниженням різних сегрегацій у злитку. Пояснюється це на думку авторів роботи [36] захопленням елементів, що ліквують, розгалуженою мережею дендритів, яка утворюється в рідкому металі при введенні безлічі центрів кристалізації.

Як подальший розвиток технології впливу на умови твердіння металу при безперервному розливанні з'явилися прийоми введення в металевий розплав дисперсних і нанопорошкових модифікаторів, наприклад, карбіду титану або борвмісних сполук [37, 38]. Відзначаються при цьому позитивні зміни форми, розміру та топографії неметалічних включень, подрібнення зеренної структури та покращення механічних властивостей металопродукату.

### 9.3 Інші (спеціальні) методи оброблення рідкого металу в проміжному ковші і кристалізаторі

Вакуумне оброблення сталі на МБЛЗ. На Ново-Липецькому металургійному комбінаті (НЛМК) реалізована оригінальна схема вакуумного оброблення сталі в проточній камері, яка розміщена між сталерозливним та проміжним ковшами МБЛЗ (рис. 9.5).

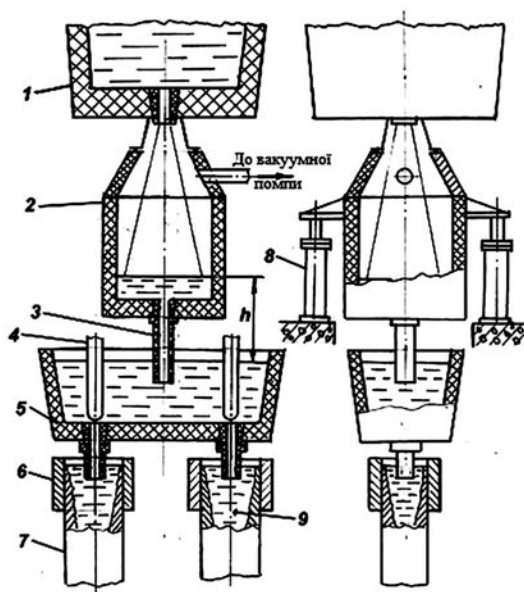


Рисунок 9.5 – Схема вакуумного оброблення рідкого металу в проточній камері при розливанні на МБЛЗ:

1 – сталерозливний ківш; 2 – проточна вакуумна камера; 3 – розливний стакан; 4 – проміжний ківш; 6 – кристалізатор; 7 – злиток; 8 – гідроциліндри; 9 – рідка фаза в злитку

Рідка сталь надходить у проміжний ківш МБЛЗ через проточну камеру зі сталерозливного ковша. У процесі вакуумування різниця рівнів металу в проміжному ковші і в проточній камері урівноважується зовнішнім атмосферним тиском, який утворює барометричну висоту  $h$ . Результати оброблення рідкої сталі показали, що в процесі проточного вакуумування

забезпечується висока ефективність дії вакууму на метал, яка полягає в його дегазації та вуглецевому розкисненні.

При вході струменя металу в проточну камеру (розріджений простір) в її об'ємі утворюється величезна кількість газових зародків, які розривають струмінь на краплі з розвинутою міжфазною поверхнею, яка безперервно оновлюється. Вакуум також діє на шар металу, який знаходиться на дні проточної камери. Вакуумування сталі в потоці відбувається зі швидкістю, рівною швидкості розливання, що забезпечує узгодження роботи МБЛЗ та проточної вакуумної камери, тому не потребує додаткового часу на вакуумне оброблення металу. Теплові втрати при такому вакуумуванні відповідають у перерахунку на температуру в середньому 5–10 °С і, враховуючи більш високу рідкоплинність вакуумованої сталі, вони практично не впливають на температурний режим розливання [30].

Ефект вакуумування зберігається до отримання готового металопродукту (злитка), оскільки в процесі розливання забезпечується надійний захист рідкого металу від вторинного окиснення. Вакуумування спокійної середньовуглецевої сталі типу 45сп, схильної до флокеноутворення, дозволило знизити в ній вміст водню до 2,1 см<sup>3</sup>/100 г (1,9 ppm). Такий рівень залишкового водню виключає утворення в сталі флокенів та інших дефектів, що пов'язані з підвищеним вмістом газів.

При вакуумуванні напівспокійної сталі вміст кисню знижується на величину в середньому до 60 %, а азоту – ~15 % (відносних). Вміст таких елементів як манган, кремній, сірка та фосфор практично не змінюється. У випадку вакуумування киплячої сталі знижується вміст вуглецю від 0,07–0,30 % до 0,05–0,06 %, кисню в середньому на 70 % і азоту на 20 %.

Важливе значення при безперервному розливанні має температура металу, що розливається. Сталість температури металу в проміжному ковші при розливанні є необхідною умовою не тільки стабільності цього процесу, але й також забезпечення якості заготовок. Занадто мале перегрівання металу, що розливається, над температурою ліквідус може стати причиною

заморожування струменя і аварійного припинення розливання. За надмірного перегріву доводиться зменшувати швидкість розливання тому, що в іншому випадку підвищується ймовірність прориву скоринки, що твердіє, при цьому знижується продуктивність МБЛЗ.

Перегрів металу легко усувається в проміжному ковші за рахунок додавання деякої кількості скрапу або продуванням рідкого металу аргоном. У той же час малий перегрів рідкої сталі над температурою ліквідусу серйозно утруднює подальше її оброблення в проміжному ковші при розливанні на МБЛЗ. Нагрів металу в проміжному ковші – завдання більш складне ніж у ковші–печі.

Підігрівання металу в проміжному ковші наразі вирішується двома способами, а саме – застосуванням дугових плазмотронів та каналних пристроїв індукційного нагріву. Відомо, що індукційні каналні печі мають найбільш високий електричний та термічний ККД [39–41]. Індукційна канална піч за принципом дії є трансформатором зі сталним магнітопроводом, одновиткова вторинна обмотка якого слугує одночасно навантаженням (рис. 9.6).

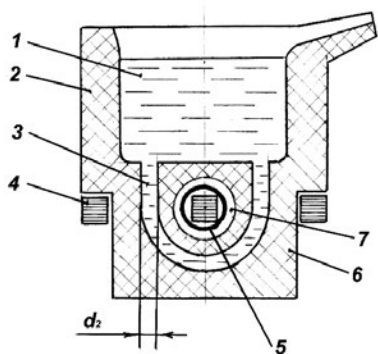


Рисунок 9.6 – Принципова схема індукційної шахтної каналної печі:

1 – розплавлений метал; 2 – футерована шахта; 3 – канал; 4 – магнітопровід; 5 – індуктор; 6 – подовий камінь; 7 – отвір

Конструктивно піч складається з футерованої шахти 2, в якій розміщується вся маса розплавленого металу 1. Під ванною розплавленого металу розміщується так звана індукційна одиниця, до складу якої входить індуктор 5 і магнітопровід 4. Подовий камінь 6 являє собою масив з

вогнетривкого матеріалу з циліндричним отвором 7 і каналом 3 навколо нього. Протоки каналу 3 входять у ванну розплавленого металу, а магнітопровід 4 охоплює подовий камінь з боків. Індуктор 5 є первинною обмоткою трансформатора, а роль вторинного витка виконує розплавлений метал, який заповнює канал 3.

Струм, що протікає по вторинному витку, викликає нагрів розплаву, при цьому майже вся потужність виділяється в каналі, який має малий перетин. Метал, що знаходиться у ванні і нагрівається за рахунок тепло- і масообміну між каналом і ванною. Рух металу зумовлений, головним чином, електродинамічними силами, які виникають у каналі.

Принцип дії каналної печі полягає в наявності постійно замкненого вторинного ланцюга. Тому всі каналні печі працюють з залишковою місткістю, яка становить зазвичай 25–30 % повної місткості печі, що забезпечує заповнення каналу рідким металом. Твердіння металу в каналі не допускається. Під час простою між плавками метал в каналі повинен підтримуватися в розплавленому стані.

Усі каналні печі працюють на частоті 50 Гц, оскільки достатньо високий ККД системи індуктор-канал може бути забезпеченим на цій частоті при будь-якому опорі розплавленого металу і виконанні умови  $d_2 \leq 0,75\Delta_2$ , де  $\Delta_2$  – глибина проникнення струму в розплавлений метал, а  $d_2$  – радіальний розмір каналу.

Потужність однофазної індукційної одиниці може становити від 50 до 1000 кВт. З підвищенням потужності зазвичай збільшується перетин каналу, у випадку необхідності подальшого збільшення перетину замість одного каналу роблять два або навіть три канали. Їх сумарна потужність може досягати 700–1500 кВт.

Стосовно до підігрівання металу в проміжному ковші МБЛЗ індукційний нагрівач каналного типу був розроблений японською компанією Kawasaki Steel Corporation разом із шведською фірмою ASEA (рис. 9.7) [42, 43].

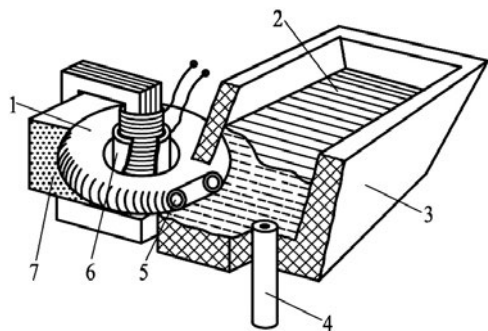


Рисунок 9.7 – Принципова схема проміжного ковша МБЛЗ з індукційним підігріванням металу:

1 – індукційний нагрівач; 2 – металевий розплав; 3 – проміжний ківш; 4 – розливний стакан; 5 – канал; 6 – охолоджувана сорочка; 7 – вогнетривкий блок

До складу індукційного модуля входять замкнутий магнітопровід з індуктором та каналом, з'єднаним з проміжним ковшем МБЛЗ. Канал цього пристрою являє собою рідкометалевий виток. Така компоновка відомих елементів забезпечує підігрівання металевого розплаву безпосередньо перед його надходженням у кристалізатор МБЛЗ, а також прискорює тепло- та масоперенесення в об'ємі рідкометалевої ванни.

Як показали результати роботи індукційного модуля, він дозволяє суттєво стабілізувати температуру розплаву, який надходить у кристалізатор МБЛЗ, знизити брак, зумовлений нестабільністю температури, знизити кількість поверхневих тріщин на заготовці, а також значно знизити кількість газових та неметалічних включень у готовому металі. Температурне поле в металевому розплаві проміжного ковша стає більш однорідним, а тепло, яке виділяється в металевій ванні проміжного ковша, добре прогріває метал біля гирла каналу, тобто рух рідкого металу в каналі знімає локальний перегрів розплаву в каналі.

Приблизно із середини 80-х років XX ст. зарубіжні виробники почали експерименти з електродугового підігрівання сталі в проміжному ковші МБЛЗ у процесі безперервного розливання [44]. Незважаючи на простоту реалізації такого підігрівання його недоліком є можливе науглецювання металу при зношуванні графітованих електродів і великі теплові навантаження на стінки та кришку ковша від випромінювання дуги, що горить. Тому набагато більшого поширення набув плазмовий метод



нагрівання металу в проміжному ковші, багато в чому позбавлений недоліків електродугового нагріву [45, 46].

На рис. 9.8 наведена розроблена японською фірмою «Kawasaki Steel» [47] схема плазово-дугового підігрівання рідкої сталі в проміжному ковші.

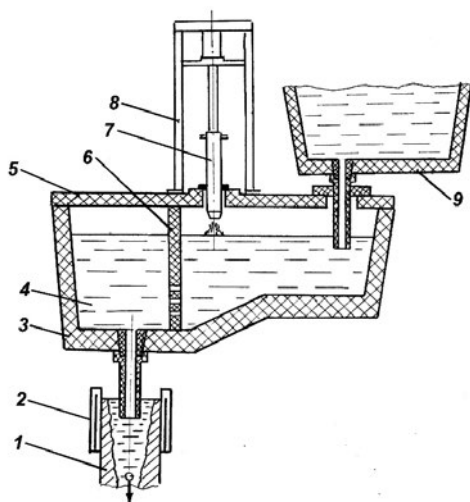


Рисунок 9.8 – Принципова схема плазового підігрівання сталі в проміжному ковші:

1 – злиток; 2 – кристалізатор; 3 – проміжний ківш; 4 – металевий розплав; 5 – кришка; 6 – перегородка; 7 – дуговий плазмотрон; 8 – механізм вертикального переміщення плазмотрона; 9 – сталерозливний ківш

На думку розробників, плазове підігрівання металу в проміжному ковші доцільно суміщати з удосконаленням конструкції самого ковша і організації потоків розплаву в ковші. Для підігрівання плазмотроном, який працює на постійному струмі, використовується пряма полярність. Він уводиться в проміжний ківш через кришку ковша. Довжина дуги регулюється переміщенням плазмотрона у вертикальній площині за допомогою спеціального електромеханічного приводу.

Плазмотрон підключено до мінусового полюса джерела живлення, а позитивний потенціал підключено на металевий розплав у проміжному ковші. Ресурс роботи вольфрамового електрода плазмотрона складає біля 100 годин.

Основні технічні характеристики модуля плазового нагріву наступні:

- довжина плазмотрона..... 4,2 м,
- діаметр плазмотрона..... 108 мм,

- номінальна сила струму..... 7,5 кА,
- напруга холостого ходу..... 350 В,
- потужність..... 2,4 МВт,
- плазموутворювальний газ..... аргон,
- витрати газу..... 9–20 м<sup>3</sup>/ч,
- витрати води на охолодження.... 30 м<sup>3</sup>/ч,

Відзначається, що ефективність нагріву металевого розплаву значно підвищується при роботі на газовій суміші з добавкою азоту. Однак у ряді випадків необхідно урахувати, що азот у більшості марок сталей є шкідливою домішкою, тому його не слід застосовувати.

Для охолодження дугового плазмотрона застосовується «пом'якшена» вода, щоб усунути утворення відкладень на поверхні найбільш навантажених у тепловому відношенні елементів. З метою формування направлених потоків у металевому розплаві в проміжному ковші установлюють спеціальні пороги та перегородки. Усі ці системи сприяють підвищенню ефективності нагрівання металевого розплаву в ковші та усувають можливість локального перегрівання металу.

Суттєвим недоліком плазмового підігрівання металевого розплаву в проміжному ковші за допомогою плазмотрона, що працює на постійному струмі, є наявність водоохолоджуваного подового електрода, за допомогою якого здійснюється підведення електричного потенціалу до металевої ванни. Термін служби такого електрода повинен бути не меншим, ніж футерівка проміжного ковша. З цією метою ведуться пошуки зі створення надійних в роботі і простих в конструктивному відношенні подових електродів. На рис. 9.9 показано найбільш відомі конструкції подових електродів, що використовуються в печах з плазмовим нагрівом розплаву.

Як видно з наведених прикладів, конструкція таких електродів дуже різноманітна. Вони можуть бути водоохолоджуваними або виготовленими з тугоплавких металів чи електропровідних неметалевих матеріалів (наприклад графіту).

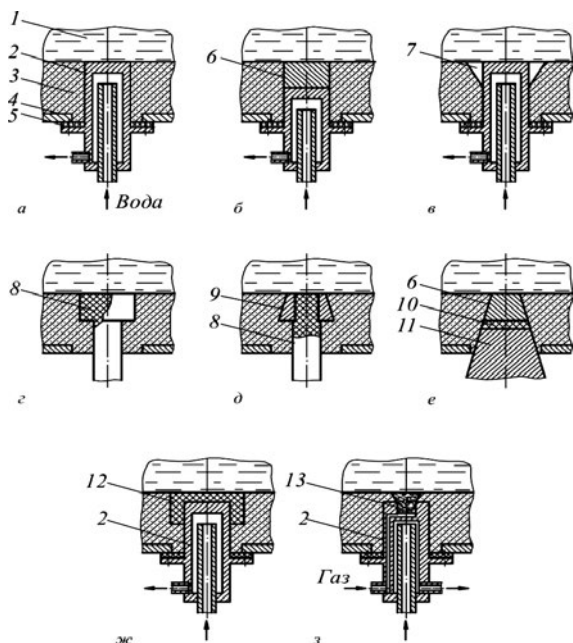


Рисунок 9.9 – Конструкції подових електродів:

*a, в* – мідні охолоджувані;  
*б, ж, з* – комбіновані (мідні охолоджувані з надставками);  
*г, д* – графітові; *е* – металевий неохолоджуваний;

1 – металевий розплав; 2 – подовий електрод; 3 – футерівка; 4 – кожух ковша; 5 – ізоляційна прокладка; 6 – металева надставка; 7 – подова лійка; 8 – графітовий електрод; 9 – металева втулка; 10 – перехідний електропровідний прошарок; 11 – мідний електрод; 12 – графітова кришка; 13 – пориста вставка

При застосуванні плазмового нагріву вдається стабілізувати температуру з точністю від  $\pm 2,5$  до  $\pm 4$  °С, знизити перегрів металу до 10–15 °С замість 30–40 °С за традиційної технології безперервного розливання. Це дозволяє покращити якість безперервно литої заготовки, збільшити швидкість розливання, зменшити витрати на вогнетриви при виплавлянні сталі внаслідок зниження температури під час випуску, знизити наскрізну витрату енергоресурсів [46, 48, 49]. Потужність плазмотронів, які застосовуються на заводах Німеччини, Італії, США, становить 1,0–1,8 МВт. Цей процес доцільно використовувати при розливанні корозійностійких, підшипникових, кордових, рейкових та інших сталей, для яких необхідне суворе дотримання температурного режиму при розливанні.

Технологічні можливості позапічного оброблення металу в проміжному ковші МБЛЗ безперервно розширюються та вдосконалюються. Рафінування металу в процесі безперервного розливання носить комплексний характер, суттєво знижує вимоги до виплавляння та ковшового оброблення, дозволяє значно покращити техніко-економічні показники

безперервного розливання та покращити якість безперервнолитих заготовок.

### **Питання для самоконтролю**

1. У чому полягають основні переваги безперервного лиття сталі порівняно з розливанням в чавунні виливниці?
2. На які основні чотири типи поділяють машини безперервного лиття сталі?
3. Що слід вважати основним недоліком машин безперервного лиття вертикального типу?
4. Що є основним недоліком радіальних машин безперервного лиття?
5. Які переваги має МБЛЗ горизонтального типу?
6. Як розрізняють МБЛЗ за типом механізмів, що здійснюють силовий вплив притиску роликів на злиток, за конструкцією тягнучих устроїв, за кількістю рівчаків, в які розливають метал?
7. Для чого на сучасних МБЛЗ сталь у проміжний ківш заливають через занурений стакан з піддуванням інертного газу?
8. Які технологічні та конструктивні фактори промковшів сприяють ефективному видаленню неметалічних включень?
9. На які три види зазвичай поділяють процеси фільтрації в проміжних ковшах?
10. Які вимоги висуваються до матеріалів, що використовуються для виготовлення фільтрів?
11. З якою метою проводиться продування металу в проміжному ковші інертним газом при безперервному розливанні?
12. Які технологічні прийоми впливу на умови твердіння металу при безперервному розливанні ви знаєте?
13. Яким чином здійснюється підігрівання металу в проміжному ковші?

## Література

1. Целиков А. И. Машины и агрегаты металлургических заводов. В 3-х томах. Том 2. Машины и агрегаты сталеплавильных цехов. Учебник для вузов. 2-е изд., перераб. и доп. / А. И. Целиков, П. И. Полухин, В. М. Гребеник, Ф. К. Иванченко, М. А. Тылкин, А. А. Королев, В. П. Лопухин, Д. А. Сторожик, Б. А. Павленко, А. А. Целиков, И. М. Елинсон, В. И. Зюзин. – М.: Металлургия, 1988. – 432 с.
2. Попандопуло И. К. Непрерывная разливка стали / И. К. Попандопуло, Ю. Ф. Михневич. – М.: Металлургия, 1990. – 294 с.
3. Еронько С. П. Разливка стали: Технология, оборудование / С. П. Еронько, С. В. Быковских. – Киев: Техніка, 2003. – 216 с.
4. Коновалов Ю. В. МНЛЗ как многофункциональный агрегат для разливки, модифицирования и деформирования металла / Ю. В. Коновалов // Бюллетень «Черная металлургия». ОАО «Черметинформация». – 2010. – № 8. – С. 35 – 45.
5. Дюдкин Д. А. Производство стали. Том 1. Процессы выплавки, внепечной обработки и непрерывной разливки стали / Д. А. Дюдкин, В. В. Кисиленко. – М.: Теплотехник, 2008. – 528 с.
6. Irving W. R. Continuous casting of steel / W. R. Irving // The Institute of Materials (UK). – 1993. – С. 216.
7. Бровман М. Я. Усовершенствование технологии и оборудования машин непрерывного литья заготовок / М. Я. Бровман, И. К. Марченко, Ю. Е. Кан. – Киев: Техніка, 1976. – 164 с.
8. Guthrie R. I. L. Continuous Casting Practices for Steel: Past, Present and Future / R. I. L. Guthrie, M. M. Isac // Metals. – 2022. – № 12, 862. Режим доступа: <https://doi.org/10.3390/met12050862>
9. Коновалов Ю. В. Металлургия: Кн.1. Производство чугуна, железа, стали и ферросплавов / Ю. В. Коновалов, А. А. Троянский, С. Н. Тимошенко. – Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2011. – 431 с.

10. Штефан Р. Современный уровень литья стальной полосы / Р. Штефан, К. Такке // Черные металлы. – 1999. – № 12. – С. 41 – 45.

11. Lungen H. B. Innovative developments in the field of iron and steel making / H. B. Lungen, R. Steffen // Stahl und Eisen. – 2006. – № 12. – С. 18 – 32.

12. Ameling D. Thin slab casting - hot rolling in the EU / D. Ameling, H. Hartog, R. Steffen // Stahl und Eisen. – (121), 2001. – № 12. – С. 85 – 94.

13. Maleki A. Twin roll casting of steels: An overview. / A. Maleki, A. Taherizadeh, N. Hosseini // ISIJ International. – 2017. – Т. 57. – № 1. – Р. 1–14.

14. Wang S. H. Microstructure and mechanical property of strip in Fe–23Mn–3Si–3Al twip steel by twin roll casting / S. H. Wang, Z. Y. Liu, W. N. Zhang, G. D. Wang, J. L. Liu, G. F. Liang // ISIJ international. – 2009. – Т. 49. – №. 9. – Р. 1340-1346.

Режим доступа: <https://doi.org/10.2355/isijinternational.49.1340>

15. Zi-Hao Song. Effect of cooling route on microstructure and mechanical properties of twin-roll casting low carbon steels with an application of oxide metallurgy technology / Zi-Hao Song, Hong-Yu Song, Hai-Tao Liu // Materials Science and Engineering. – January 2021. – V. 800.

Режим доступа: <https://doi.org/10.1016/j.msea.2020.140282>

16. Смирнов А. Н. Процессы непрерывной разливки / А. Н. Смирнов, В. Л. Пилюшенко, А. А. Минаев. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 535 с.

17. Смирнов А. Н. Теория и практика непрерывного литья заготовок / А. Н. Смирнов, А. Я. Глазков, В. Л. Пилюшенко. – Донецк: ДонНТУ, ООО «Лебедь», 2000. – 371 с.

18. Protasov A. V. A review of domestic and foreign experience of steel treatment in ccm tundishes / A. V. Protasov, B. A. Sivak, L. A. Smirnov // Ferrous Metallurgy. Bulletin of scientific, technical and economic information. – 2020. – 76(12). – С. 1230 – 1242.

19. Берти М. Способы повышения продолжительности работы МНЛЗ / М. Берти, Л. Питерс, Э. Пэррен // Черные металлы. – 2006. – №5. – С. 21 – 26.

20. Burty M. An exsperimental study of argon injection and aspiration of air

into stopper rods in continuous casters / M. Burty, U. Systm, A. Gagyoli, J. Radot // Proc. Steelmaking Conf. – Toronto: Canada. – 1998. – P. 516.

21. Troutman J. W. Plasma tundish heating at Nucor Steel-Nebraska / J. W. Troutman, D. P. Comacho // Iron and Steel Engineer(USA). – 1995. – № 72(11). – P. 39 – 44.

22. Kittaka S. Nippon steel type tundish plasma heater NS-Plasma I for continuous caster / S. Kittaka, S. Wakida, T. Kanki, T. Hosokawa // Nippon steel technical report. – 2002, Overseas. – № 85. P. 162 – 166.

23. Огурцов А. П. Процессы формирования стального слитка: математическое моделирование заполнения и затвердевания / А. П. Огурцов, Ф. В. Недопекин, В. В. Белоусов. – Днепропетровск: ДГТУ, 1994. – 180 с.

24. Tang H. Hydrodynamic modeling and mathematical simulation on flow field and inclusion removal in a seven-strand continuous casting tundish with channel type induction heating / H. Tang, L. Guo, G. Wu, H. Xiao, H. Yao, J. Zhang // Metals. – 2018. – № 8(6). – P. 374.

25. Cwudziński A. Physical and mathematical simulation of liquid steel mixing zone in one strand continuous casting tundish / A. Cwudziński // International Journal of Cast Metals Research. – 2017. – № 30(1). – P. 50 – 60.

26. Дюдкин Д. А. Математическое моделирование потоков расплава в приемной секции промежуточного ковша слябовой МНЛЗ / Д. А. Дюдкин, А. Я. Бабанин, В. В. Белоусов // Научн. труды ДОННТУ. Серия «Металлургия». – 2003. – Вып. 66. – С. 39 – 45.

27. Дюдкин Д. А. Математическое моделирование потоков металла в трехсекционном ковше слябовой МНЛЗ / Д. А. Дюдкин, В. В. Белоусов, А. Я. Бабанин // Metallургическая и горнорудная промышленность. – 2006. – № 4. – С. 47 – 50.

28. Kim T. S. Effect of rice husk ash insulation powder on the reoxidation behavior of molten steel in continuous casting tundish / T. S. Kim, Y. Chung, L. Holappa, J. H. Park // Metallurgical and Materials Transactions B. – 2017. – № 48(3). – P. 1736 – 1747.

29. Кудрин В. А. Внепечная обработка чугуна и стали / В. А. Кудрин. – М.: Металлургия, 1992. – 336 с.

30. Поволоцкий Д. Я. Внепечная обработка стали / Д. Я. Поволоцкий, В. А. Кудрин, В. Ф. Вишкарев. – М.: МИСИС, 1995. – 256 с.

31. Nosochenko O. V. Influence of calcium on properties of continuously casted pipe billet / O. V. Nosochenko, B. F. Belov, V. V. Emel'yanov // *Stal'*. – 1985. – № 6. – P. 32 – 35.

32. Бочек А. П. Обработка металла в промежуточном ковше проволокой / А. П. Бочек, В. В. Климанчук, И. Н. Фентисов // Труды X конгресса сталеплавильщиков, Череповец, 17–19 октября 2000 г. – М.: Черметинформация, 2001. – С. 379 – 380.

33. Бабанин А. Я. Обработка стали порошковой проволокой с силикокальцием в промежуточном ковше / А. Я. Бабанин, Л. С. Лепихов, О. В. Носоченко, И. Д. Буга // *Сталь*. – 1998. – № 1. – С. 21 – 22.

34. Beasley D. Further developments in the use of cored wire at Rotherham Engineering steels at Thempleborough plant / D. Beasley, F. Faries // 1st Int. Calcium Treatment Symposium, Glasgow, June 30, 1988. – London, 1988. – P. 95 – 101.

35. Spaccarotella A. The FAST process for additional cooling and microalloying of continuously cast steel by metallic power injection into the mold / A. Spaccarotella // 67th Steelmaking Conference, Chicago, 1984. – V. 67. – P. 53 – 61.

36. Grundy A. Nicholas Continuous casting of high carbon steel: How does hard cooling influence solidification, micro-and macro segregation? / A. N. Grundy, S. Münch, S. Feldhaus, J. Bratberg // IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 529 (2019) 012069 IOP Publishing. – P. 1 – 7.

Режим доступа: <https://doi.org/10.1088/1757-899X/529/1/012069>

37. Komshukov V. P. Influence of nanopowder modification of metal on the quality of continuous-cast bar / V. P. Komshukov, A. N. Cherepanov, E. V. Protopopov, Yu. A. Seleznev, D. B. Foigt, L. A. Ganzer // *Steel in*



Translation. – 2010. – 40. – P. 717 – 722.

Режим доступа: <https://doi.org/10.3103/S0967091210080073>

38. Протопопов Е. В. Модифицирование металла нанопорошковыми инокуляторами на сортовой МНЛЗ для повышения качества проката / Е. В. Протопопов, Ю. А. Селезнев, А. Н. Черепанов // Изв. вузов. Черная металлургия. – 2013. – № 6. – С. 33 – 35.

39. Фарбман С. А. Индукционные печи для плавки металлов и сплавов / С. А. Фарбман, И. Ф. Колобнев. – М.: Металлургия, 1968. – 496 с.

40. Слухоцкий А. Е. Установки индукционного нагрева. Учебное пособие для ВУЗов под ред. А. В. Слухоцкого / А. Е. Слухоцкий, В. С. Немков, Н. А. Павлов, А. В. Бамунер. – Л.: Энергоиздат, Ленинг. отделение, 1981. – 328 с.

41. Простяков А. А. Индукционные печи и миксеры для плавки чугуна / А. А. Простяков. – М.: Энергия, 1977. – 216 с.

42. Mabuchi M. Automatic Control of Molten Steel Temperature in Tundish and Application to Stainless Steel Casting / M. Mabuchi, M. Mabuchi, Yu. Yoshii, T. Nozaki // Kawasaki Steel Giho. – 1985. – № 4. – P. 365 – 371.

43. Takeuchi E., Zeze M., Toh T., Mizoguchi Sh. Applied MHD in the Process of Continuous Casting. Proceedings of Symposium «Magnetohydrodynamics in Process Metallurgy». San Diego, California, USA. 1–5 March 1992. – P. 189 – 202.

44. Кац Я. Л. Энергосберегающая технология регулирования температуры жидкой стали / Я. Л. Кац, В. П. Кириленко, Ал. Г. Шалимов // Сталь. – 1997. – № 6. – С. 24 – 29.

45. Troniman J. Plasma tundish heating at Nucor Steel – Nebraska / J. Troniman, D. Comacho // Iron & Steel Engineer. – 1995. – V. 73. – № 11. – P. 39 – 44.

46. Maolin Ye. Influence of Plasma Heating on the Metallurgical Effects of a Continuous Casting Tundish / Maolin Ye, Mengjing Zhao, Sai Chen, Shufeng Yang, Jingshe Li. // Metals. – 2020. 10(11), 1438.

Режим доступа: <https://doi.org/10.3390/met10111438>

47. Kimura H. Innovation Technologies in Continuous Casting Tundish / H. Kimura, A. Uehara, M. Mors // Nippon Steel Technical Report. – 1994. – № 63. – P. 162 – 166.

48. Filippov G. A. Effect of stabilizing steel temperature in a continuous-caster tundish by the plasma method on the uniformity of the mechanical properties of plates after rolling / G. A. Filippov, A. S. Tyuftyaev, M. K. Gadzhiev, D. I. Yusupov, M. A. Sargsyan // Metallurgist. – 2016. – № 60(3). – P. 267 – 273.

49. Zhao M. Flow behavior and heat transfer of molten steel in a two-strand tundish heated by plasma / M. Zhao, Y. Wang, S. Yang, J. Li, W. Liu, Z. Song // Journal of Materials Research and Technology. – 2021. – № 13. – P. 561 – 572.

Навчальне видання

Шаповалов Віктор Олександрович

Біктагіров Фаріт Камілович

Могилатенко Володимир Геннадійович

За редакцією академіка І.В. Кривцуна

## **ПОЗАПІЧНЕ ОБРОБЛЕННЯ СТАЛІ: СПОСОБИ, ПРОЦЕСИ, ТЕХНОЛОГІЇ**

Підручник для вищих навчальних закладів

(Українською мовою)

Художній редактор Ф.К. Біктагіров

Технічний редактор В.Г. Могилатенко

Коректор В.Г. Могилатенко

Комп'ютерне верстання В.Г. Могилатенко

Підписано до друку 06.04.2023 р. Формат видання 70х100/16.  
Офс. друк. Папір офсетний. Гарнітура Таймс. Ум. друк. арк. 29,17.  
Ум. обл.-вид. арк. 16,30. Тираж 300 пр. Замовлення №230406-1.

Видавництво ПП «Хімджест», 03150, м. Київ, вул. Антоновича, 112, к.40.  
Свідоцтво про внесення суб'єкта видавничої справи до Державного реєстру видавців  
серія ДК № 5920 від 27.12.2017 р.



