МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ

ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

____Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки_____
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проєкт

_____другий (магістерський)_____
(рівень вищої освіти)

на тему_ **Використання порошкоподібних матеріалів в позапічній** __
обробці сталі_____
_____

Виконав: студент _II курсу, групи_8.1364-мчм
спеціальності _____136 Металургія_____
(код і назва спеціальності)
освітньої програми Металургія чорних металів_
(код і назва освітньої програми)
спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)
_____М.С.Калиновський_____
(ініціали та прізвище)

Керівник __доц., к.т.н., доц. Кириченко О.Г._____
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)
Рецензент_ проф., д.т.н., проф. Бєлоконь Ю.О.__
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2025

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

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

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри_____
«_____»_____20____року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

_____Калиновському Максиму Сергійовичу_____
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Використання порошкоподібних матеріалів в позапічній обробці сталі_____
_____

керівник роботи _____Кириченко Олексій Геннадійович, к.т.н., доц._____
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)
затверджені наказом ЗНУ від «27»_лютого 2025___року №319-с_____

2 Строк подання студентом роботи _____08.12.2025_____

3 Вихідні дані до роботи __Дослідити технологічні особливості використання порошкових матеріалів для дефосфорації та десульфурації сталі_____
_____

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити)
Реферат; вступ; Аналіз сучасних методів використання порошкових матеріалів в металургії; Методика проведення дослідження; Дослідження фізико – хімічних і технологічних процесів обробки сталі порошковими матеріалами; Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання; Додаток А

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

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Аналіз сучасних методів використання порошкових матеріалів в металургії	Кириченко О.Г., доцент		
Методика проведення дослідження	Кириченко О.Г., доцент		
Дослідження фізико-хімічних і технологічних процесів обробки сталі порошковими матеріалами	Кириченко О.Г., доцент		
Охорона праці та техногенна безпека	Кириченко О.Г., доцент		

7 Дата видачі завдання_____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат	21.11-25.11.2025	
2	Аналіз сучасних методів використання порошкових матеріалів в металургії	26.11-30.11.2025	
3	Методика проведення дослідження	01.12-03.12.2025	
4	Дослідження фізико-хімічних і технологічних процесів обробки сталі порошковими матеріалами	04.12-06.12.2025	
5	Охорона праці та техногенна безпека	06.12-08.12.2025	
6	Висновки, перелік джерел посилання	08.12.2025	

Студент _____ _____М.С.Калиновський_____
(підпис) (ініціали та прізвище)

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

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер _____ _____Ю.О.Бєлоконь___
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота магістра: 98 с., 11 табл., 49 рис., 1 дод., 28 джерел

ПОРОШКОВІ МАТЕРІАЛИ, КАЛЬЦІЙ, МАГНІЙ, ПРОДУВАННЯ СТАЛІ, КІВШ, КІНЕТИКА, ГАЗОПОРОШКОВА СУМІШ, ДЕФОСФОРАЦІЯ, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ, ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНИЙ ЦЕХ, ЕЛЕКТРОДУГОВА ПІЧ, ТЕХНОЛОГІЯ ПЛАВКИ

Об'єкт дослідження – процес дефосфорації та десульфурації сталі при вживанні кальціє- та магнієвмісних подрібнених матеріалів.

Предмет дослідження – фізико-хімічні закономірності та механізми впливу порошкових матеріалів на дефосфоруючі та десульфуруючі властивості при обробці металу.

Мета роботи – дослідити та розширити наукові і практичні навички використання порошкових матеріалів в металургії .

Методи дослідження – гранулометричний аналіз, петрографічний аналіз, хімічний аналіз, статистичні розрахунки.

Наукова новизна:

1. З'ясовано, що процес дефосфорування металу продуванням газо–порошковим струменем відбувається головним чином на контактній поверхні металу зі шлаковими частинками.

2. Виявлено кінетичні закономірності дефосфорування та з'ясовано, що спостерігається прямо пропорційна зміна вмісту фосфору в металі протягом продування газо–порошковим струменем та існування «інкубаційного періоду», що пов'язаний із поступовим накопиченням у шлаку оксидів заліза при застосуванні неокиснених складів порошкових сумішей.

3. Уперше визначено ступінь реалізації дефосфоруючої здатності шлакових частинок, що виявляється ступенем завершеності дифузії фосфору в них, для цього складу дефосфоруючої суміші, яке зумовлюється розташуванням фурми, швидкістю вдування порошку та розмірами рідких шлакових частинок, залежних від тиску газу, що транспортує.

Практичне значення:

1. Розроблено технологічні режими отримання специфічних порошкових сумішей різного складу на основі кальцій- та магнійвмісних матеріалів.

2. Запропоновано технологію виплавки високоякісних сталей у дугових електропечах із використанням порошкових матеріалів, що дає змогу досягти значного ступеня дефосфорування та десульфурування (вміст фосфору наприкінці продувки становить 0,003 – 0,004%, сірки – 0,004 – 0,006%).

3. Показана спроможність застосування порошкових матеріалів у виробничих умовах при виплавці сталей марок 18Х2Н4ВА, ШХ15 в умовах електросталеплавильного виробництва.

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

У розділі 1 здійснено огляд сучасних науково-технічних шляхів застосування пилоподібних речовин у чорній металургії, використання кальцій- та магнієвмісних субстанцій, розгляд вживання порошкових субстанцій при дефосфорації та актуальні виробничі методи використання пилоподібних матеріалів.

У розділі 2 наведено матеріали та методи дослідження, які використовувалися в роботі.

У розділі 3 вивчено фізико-хімічні та технологічні процеси за умов використання порошкових матеріалів, кінетика і механізм процесу дефосфорації сталі при продувці газо-порошковим потоком, оглянуто особливості руху частинки порошку у розплавленому металі, досліджено вплив технологічних показників на дефосфорацію сталі порошками.

У розділі 4 «Охорона праці та техногенна безпека» розглянуті питання охорони праці та техногенної безпеки, дається характеристика шкідливих умов виробництва, санітарно-гігієнічних умов праці, описуються заходи, які забезпечують комфортні умови праці.

Зміст

Вступ 8
1 Аналіз сучасних методів використання порошкових матеріалів в металургії 9
1.1 Стан проблеми використання порошкових матеріалів
у сталеплавильному виробництві 9
1.2 Використання кальціє- та магнієвмісних порошкових матеріалів 11
1.3 Аналіз застосування порошкових матеріалів при дефосфоруванні 15
1.4 Сучасні методи застосування порошкових компонентів 17
2 Методика проведення дослідження 28
3 Дослідження фізико – хімічних і технологічних
процесів обробки сталі порошковими матеріалами 31
3.1 Технологічні особливості обробки сталі порошками в окислювальний і
відновний періоди 31
3.2 Кінетичні особливості дефосфорації сталі при продувці
газопорошковим струменем 35
3.3 Процес видалення фосфору сталі в дугових електропечах
при продуванні порошковими матеріалами 41
3.3.1 Вплив первинного шлаку 45
3.3.2 Вплив положення фурми та інтенсивності продувки 49
3.3.3 Вплив тиску газу 53
3.3.4 Вплив температури металу 55
3.3.5 Вплив складу порошкоподібної суміші 56
3.3.6 Дефосфорація сталі за діючою технологією 57
3.3.7 Дослідження якості металу 59
3.4 Вплив технологічних чинників на дефосфорацію сталі порошками 61
3.4.1 Вплив складу порошкоподібної суміші 61
3.4.2 Спосіб введення порошкоподібної суміші у метал та тип газу-носія 65
3.5 Технологічні аспекти десульфурації сталі порошковими матеріалами 68
3.6 Вдмухування порошкових матеріалів через розливні стакани 74
4 Охорона праці та техногенна безпека 77
4.1 Оцінка потенційно небезпечних та шкідливих факторів виробничого

середовища під час наукових розробок 77
4.2 Розробка заходів охорони від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища сталеплавильного цеху 78
4.3 Заходи з пожежної безпеки 78
4.4 Розгляд потенційно небезпечних та шкідливих чинників, що впливають на фахівця лабораторії при опрацюванні результатів наукових досліджень 79
4.5 Розробка методів захисту від впливу небезпечних та шкідливих чинників виробничого середовища лабораторії 80
4.6 Заходи з електробезпеки у лабораторії 82
4.7 Розрахунок захисного заземлення 84
4.8 Заходи з протипожежної та техногенної безпеки у лабораторії 87
Висновки 89
Перелік джерел посилання 91
Додаток А Публікації за темою кваліфікаційної роботи 93

ВСТУП

Нинішній розвиток металургійного виробництва характеризується прагненням підвищити продуктивність плавильних агрегатів та техніко-економічні показники процесу, покращити якість металу, що виплавляється, і спростити умови праці обслуговуючого персоналу. Ці завдання значною мірою вирішуються використанням прогресивного методу продувки металу порошковими матеріалами.

Технологічна перевага цього методу полягає в тому, що матеріали, переведені у дрібнодисперсний стан, змінюють свої фізико-хімічні властивості – час плавлення їх зменшується, а активність зростає. Оскільки немало металургійних реакцій протікають на кордоні поділу метал – матеріал, то і їх інтенсифікація залежить від сумарної поверхні поділу, яка досить більшає при уведенні порошкових матеріалів. Зростання сумарної поверхні реагування допомагає повнішому очищенню металу від домішок та меншій витраті шлакоутворюючих матеріалів. Використовування процесу, що розглядається, облегшує вантажні потоки в цеху, допомагає вищій організації виробничого процесу і припускає зменшення числа робітників. Крім того, є перспектива при проєктуванні нових цехів трансформувати планування цеху.

В Україні найбільш широке поширення отримали роботи, що стосуються десульфурації чавуну в ковші і сталі в мартенівській печі, розкислення і навуглецювання металу вдуванням порошкових карбонізаторів у мартенівську піч, дефосфорації, розкислення і десульфурації сталі в дуговій електропечі.

Виняткову увагу в роботі присвячено найбільш розробленому до теперішнього часу процесу дефосфорації металу. Залежно від мети, що переслідується, змінюється склад порошку, що вдувається, газ–носій і умови протікання реакцій. Однак ефективність процесу може визначатися не тільки зазначеними факторами, але й у значній мірі залежить від гідродинамічних умов продувки. Вивченню цього питання дослідниками приділено недостатньо уваги.

Таким чином, використання порошкових матеріалів є ефективним як з технологічної, так і з економічної точки зору. Сучасний стан теорії і практики процесу продувки металу порошковими матеріалами дозволяє перейти на якісно новий щабель у розробці цього процесу – розробку оптимальної комплексної технології виплавки сталі з продувкою порошками.

1 АНАЛІЗ СУЧАСНИХ МЕТОДІВ ВИКОРИСТАННЯ ПОРОШКОВИХ МАТЕРІАЛІВ В МЕТАЛУРГІЇ

1.1 Стан проблеми використання порошкових матеріалів у сталеплавильному виробництві

Продувка металу порошковими речовинами (впорскування в сталь порошкових матеріалів) здійснюється для забезпечення максимального контакту твердих порошкових компонентів з металом, максимальної швидкості взаємодії порошкових компонентів зі сталлю та високого щабля вживання впорскуваних порошкових компонентів.

Перевагою цього методу є також те, що реагент у сталь впорскується струменем газу–носія, який створює певний вплив на сталь.

Газом–носієм може бути:

• окислювач (кисень або повітря);

• відновник (природний газ);

• нейтральний газ (аргон).

У якості впорскуваних порошкових компонентів застосовують шлакові суміші, а також метали або сплави металів. Метод впорскування порошків застосовують для низки цілей.

1. Дефосфорація металу. Для виведення фосфору в сталь зазвичай впорскується в струмені кисню суміш, що складається з вапна, залізної руди і плавикового шпату.

2. Десульфурація. Для виведення сірки в сталь вводять флюси на основі вапна та плавикового шпату, суміші, що містять крім шлакоутворюючих також кальцій або магній, реагенти, які внаслідок високих енергій взаємодії та відповідного піроефекту звичайними способами вводити в сталь не можна (кальцій, магній).

3. Розкислення і легування, у тому числі для введення металів, які внаслідок шкідливої дії на здоров'я звичайними методами вводити небезпечно (свинець, селен, телур).

4. Прискорення шлакоутворення. У конвертерних цехах впорскування порошкоподібного вапна застосовують при переділі високофосфористих чавунів.

5. Навуглецювання. Вдування у сталь порошкових навуглецювачів (графіту, коксу) позволяє у різних випадках практики вирішувати різні завдання, приміром коригувати вміст вуглецю в металі при дефіциті або браку чавуну, збільшувати в металі вміст вуглецю до меж, потрібних для нормального ведення процесу, розкислювати сталь (впорскування в окислену сталь порошку вуглецю викликає бурхливий розвиток реакції зневуглецювання, вміст кисню при цьому зменшується, а бульбашки CO, що виділяються, промивають ванну від газів і неметалевих включень). Порошок графіту або коксу можна вводити в сталь безпосередньо в печі, а також у ківш або на струмінь металу.

6. Метод впорскування в сталь у ковші порошків може використовуватися також для отримання сталі з регламентованим вмістом азоту, а також для легування кремнієм, нікелем, молібденом, вольфрамом, свинцем та ін. Для отримання низько–сірчистої азотовмісної сталі можуть використовуватися суміші, що містять ціанамід кальцію $CaCN_2$. У цьому випадку несучим газом є азот. При вдмухуванні такої суміші крім насичення металу азотом одночасно протікають процеси навуглецювання, розкислення і десульфурації. Умови переходу азоту в сталь з несучого газу покращуються при зниженні в сталі вмісту кисню і сірки, і кисень і сірка є поверхнево – активними елементами і перешкоджають переходу азоту в сталь. Також як у випадку обробки сталі синтетичним шлаком склад потрапляючого з печі в ківш шлаку значною мірою впливає на протікання реакції десульфурації у ковші.

Досвід останніх років показав, що на даний час метод впорскування в метал порошкових компонентів є одним з ефективних способів підвищення якості сталі. Масштаби використання цього методу у світі зараз великі, накопичений досвід висвітлено у численних публікаціях, ознайомлення з якими дозволило отримати досить повну картину розвитку методів введення різних порошкових компонентів у глиб металу, майже у всіх промислово розвинених країнах застосовують ті чи інші прийоми, ті чи інші способи; найбільше розповсюдження заслужила практика використання методу для введення в сталь таких порошкових компонентів як кальцій і магній.

На цей час для введення вглиб металу широко застосовують у порошкоподібному вигляді різні шлакові суміші, а також барій, магній, рідкісноземельні метали, способи введення порошкових компонентів углиб металу різноманітні; тому під термінами «вдування порошків», «інжекційна металургія» розуміють велике число самих різних технологій.

Найбільш поширеним реагентом, що використовується у складі сумішей, що впорскуються, є кальцій. Кальцій робить позитивний вплив, як реагент, істотно позначається на швидкості видалення включень, оскільки присутність кальцію допомагає переведенню включень глинозему в рідкі алюмінати кальцію, що у свою чергу сприяє прискоренню видалення включень з металу.

Сталь, що піддана обробці кальцієм, характеризується вищою оброблюваністю. Сталі, що оброблені кальцієм, мають кращі показники анізотропії властивостей, при використанні кальцію значно покращуються показники механічних властивостей і знижується сегрегація у великих злитках для поковок (металопродукція, а це труба, сталева безшовна балка, двотавр, металоконструкції, арматура, квадрат, сталевий лист, сталевий гарячекатаний та інші види металопрокату мають вищу якість при продувці металу в ковші порошковими матеріалами).

Процес введення кальцію в сталь обумовлюється низкою особливостей: піроефектом, низьким ступенем засвоєння і, відповідно, підвищеною вартістю виробництва та ін. З огляду на це, поширення набули два прийоми:

• добавка кальцію у складі різних сплавів, суміші, сполук;

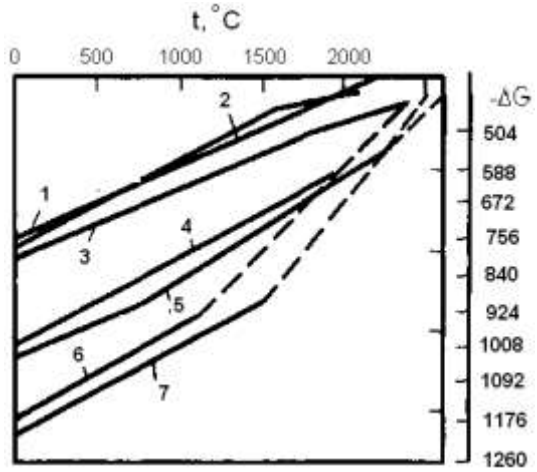
• добавка кальцію не на поверхню, а вглиб металу («інжекція» або «ін'єкція»).

Термін «інжекційна металургія» введений шведськими металургами, що дослідили один з варіантів способу з застосовуванням фурм різного виду і позначається літерами Ij або (Injection). Метод широко розповсюджений за кордоном під різними назвами, наприклад у ФРН цей спосіб знаний як TN–процес. У США, Канаді та деяких інших країнах цей метод одержав назву CAB–процесу. Метод використовують зокрема при виробництві сталі, що йде для виготовлення сталевого листа, для зварних важконавантажених конструкцій та інших видів металопрокату. Рідку сталь випускають у ківш, що закривається кришкою, через яку вводять фурму для впорскування кальцію в струмені аргону. Кальцій випаровується і, піднімаючись разом з бульбашками аргону, утворює сульфід CaS.

1.2 Використання кальціє- та магнієвмісних порошкових матеріалів

Одним із найпоширеніших методів позапічного очищення з вдуванням порошків є обробка металу в ковші кальцієвмісними матеріалами. Цьому сприяють наступні властивості кальцію:

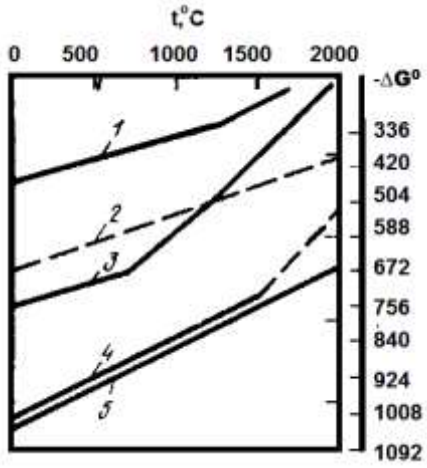
1. Висока хімічна спорідненість до кисню, тому введення кальцію в метал забезпечує високий ступінь його розкислення (рис. 1.1).



1 – 4/3 Cr + O_2 = 2/3 Cr_2O_3; 2 – 2 Mn+ O_2 = 2 MnO; 3 – Si + O_2 = SiO_2; 4 – Ce + O_2 = CeO_2;
5 – 4/3 Al + O_2 = 2/3 Al_2O_3; 6 – 2 Mg + O_2 = 2 MgO; 7 – 2 Ca + O_2 = 2CaO

Рисунок 1.1 – Залежність зміни енергії Гіббса ΔG^0
утворення оксидів від температури

2. Висока хімічна спорідненість до сірки, тому введення кальцію в метал гарантує високу ступінь його десульфурації та низький вміст сірки після обробки (рис. 1.2).



1 – 2 Mn + S_2 = 2 MnS; 2 – O_2+S_2= 2 SO_2; 3 – 2 Mg + S_2 = 2 MgS; 2 Ba + S_2 = 2 BaS; 2 Sr + S_2 = 2 SrS; 4 – 2 Ca + S_2 = 2 CaS; 5 – 2 Ce + S_2=2 CeS

Рисунок 1.2 – Зміна енергії Гіббса ΔG^0 утворення сульфідів від температури

3. Сприятливий вплив на морфологію включень у сталі. Одним із найбільш поширених розкислювачів сталі є алюміній, при вживанні якого в металі формуються тугоплавкі включення глинозему, що погіршує чистоту металу, механічні властивості виробів з нього, а також ускладнюють розливку внаслідок заростання

розливних стаканів. Утворений при введенні кальцію оксид CaO, реагуючи з Al_2O_3, забезпечує утворення менш тугоплавких неметалевих включень (рис. 1.3); ті з них, які лишаються в металі, мають вкрай малі розміри та сферичну форму, вони не деформуються в ході обробки тиском.

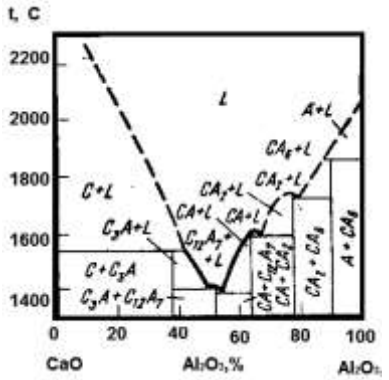


Рисунок 1.3 – Діаграма стану $CaO–Al_2O_3$ (A = Al_2O_3, C = CaO)

Розкислена алюмінієм сталь після введення кальцію майже не містить пластичних силікатів. Кальцій знижує також негативний вплив сірки, що лишилася у металі, адже механічні властивості сульфіду кальцію CaS значно вищі властивостей сульфіду марганцю MnS, унаслідок чого сульфіди теж приймають більш округлої форми при значно меншій довжині (напрямку пластичної деформації).

4. Позитивну дію на швидкість вилучення включень. Наявність кальцію допомагає переведенню включень глинозему в рідкі алюмінати кальцію, що сприяє пришвидшенню видалення включень з металу.

5. Сприятлива дія на оброблюваність сталі.

6. Покращений вплив на покажчики анізотропії властивостей, механічних властивостей і зниження ступеня сегрегації у великих злитках для поковок та ін.

Розчинність кальцію в металі незначна. У чистому залізі розчинність кальцію являє 0,032%. Звичайні домішки сталі: вуглець, кремній, алюміній, нікель збільшують розчинність кальцію. Максимальну дію чинить вуглець: 1% C збільшує розчинність кальцію майже вдвічі. Кальцій достатньо високої чистоти – пластичний, добре пресується, прокочується і піддається обробці різанням.

Кальцій дуже хімічно активний. При кімнатній температурі кальцій легко взаємодіє з киснем і вологою повітря, тому його зберігають у герметично закритих ємностях або під мінеральним маслом. Кальцій легко запалюється при нагріванні на повітрі (в кисні) утворюючи CaO. Відомі ще пероксиди кальцію CaO_2 і CaO_4. З

холодною водою кальцій взаємодіє спочатку швидко, потім реагування гальмується внаслідок утворення плівки $Ca(OH)_2$. Кальцій енергійно взаємодіє з гарячою водою. Кальцій взаємодіючи з сухим воднем при 300 – 400 ^{0}C формує гідрид CaH_2; при 500 ^{0}C кальцій і азот формують нітрид Ca_3N_2. При нагріванні без доступу повітря з графітом, кремнієм або фосфором кальцій генерує карбід CaC_2, силіциди Ca_2Si, CaSi, $CaSi_2$ і фосфід Ca_3P_2.

В промислових умовах чистий кальцій отримують двома способами: 1) нагріванням брикетованої суміші CaO і порошку алюмінію при 1200 ^{0}C у вакуумі (1,33–2,66 Па) пари кальцію, виділяються за реакцією $6CaO+2Al= 3CaO\cdot Al_2O_3+3Ca$, конденсуються на холодній поверхні; 2) електролізом розплаву $CaCl_2$ і KCl з рідким мідно-кальцієвим катодом підготовляють сплав Cu – Ca (65% Ca), з якого кальцій відганяють при 950 – 1000 ^{0}C в вакуумі (1,33–0,013 Па).

Кальцій частіше використовується у металургії у вигляді силікокальцію, карбіду кальцію і ціанаміду кальцію. Найбільш розповсюджений спосіб отримання силікокальцію – вуглетермічний. Зміст способу можна побачити з реакції $CaO + 2 SiO_2 + 5 C = CaSi_2 + 5CO$. Силікотермічний спосіб заснований на відновленні кальцію кремнієм (з феросиліцію) $2 CaO+3Si=CaSi_2+SiO_2$. Діаграма стану системи Ca – Si представлена на рис. 1.4.

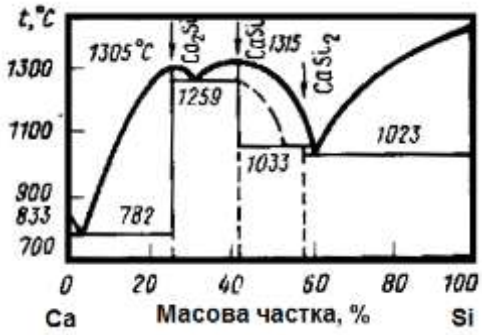


Рисунок 1.4 – Діаграма стану системи кальцій-кремній

Карбід кальцію одержують відновлюючи оксид кальцію вуглецем: $CaO + 3C = CaC_2 + CO$. Ціанамід кальцію отримують нагріванням CaC_2 в струмені азоту $CaC_2 + N_2 = CaCN_2 + C$. При використанні кальцієвмісних матеріалів в металургії необхідно враховувати, що кальцій як і інші лужноземельні метали має високий тиск насиченої пари. На рис. 1.5 наведені температурні залежності тиску пари лужноземельних металів.

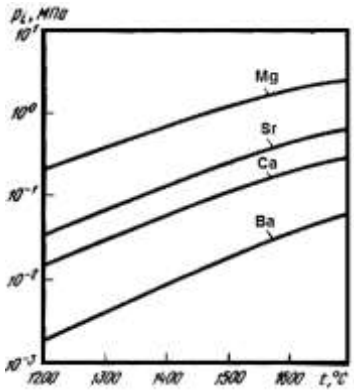


Рисунок 1.5 – Залежність тиску пари лужноземельних металів від температури

Високий тиск насиченої пари і можливість інтенсивного випаровування кальцію в процесі його введення в розплавлену сталь визначають організацію технології.

1.3 Аналіз застосування порошкових матеріалів при дефосфоруванні

Останнім часом дефосфорування металу виконують шляхом продування його порошковими сумішами у струмені кисню. Найбільше праць присвячено дефосфоруванню чавуну продувкою порошкоподібного вапна (ступінь дефосфорування сягала 93,7%).

Дослідженню дефосфорування сталі в дугових електропечах присвячували менше уваги. Кращі результати по дефосфоруванню отримані при продувці металу порошком суміші з 80% вапна і 20% плавикового шпату у кількості 20 кг/т і концентрації порошку у струмені кисню 5 кг/м^3. Режим продувки складався з трьох стадій:

1. Утворення шлаку багатого оксидами заліза. Фурма розташовується під кутом 15 – 25 ° над поверхнею металу на висоті 10 – 30 см. Реакція зневуглецювання при цьому положенні фурми не розвивається.

2. Власне дефосфорування металу. Фурма розташовується на поверхні зіткнення металу зі шлаком. Реакція зневуглецювання йде більш інтенсивно.

3. Перемішування металу і шлаку. Фурма занурюється у метал, відбувається інтенсивне зневуглецювання.

При цій технології вміст фосфору в металі за період продувки знизився з 0,034 до 0,008%.

При застосуванні порошкоподібної суміші з 19 – 21 кг/т вапна і 3 – 5 кг/т плави-кового шпату і витраті кисню 3,9 – 4,2 $м^3$/т для дефосфорування сталі у печі місткістю 30 т вміст фосфору знижувався з 0,039 – 0,059 до 0,005 – 0,006%. У печі місткістю 80 т при витраті 19 – 31 кг/т вапна і 3 – 7 кг/т плавикового шпату вміст фосфору вдалося знизити з 0,064 – 0,078 до 0,009 – 0,018%. Швидкість дефосфорування при витраті кисню 3 – 4 $м^3$/т змінювалася в наступних межах для 5–т печі – $6{,}7\cdot10^{-3}$–$7{,}5\cdot10^{-3}$%/хв., для 30–т печі – $6{,}6\cdot10^{-3}$–$7{,}1\cdot10^{-3}$%/хв. та для 80–т печі – $4{,}1\cdot10^{-3}$–$6{,}0\cdot10^{-3}$%/хв.

Необхідно зазначити, що при продувці металу лише порошкоподібним вапном у кількості 20 – 25 кг/т вміст фосфору знижувався усього лише з 0,030 до 0,010 – 0,015%.

В наступному дослідженні для дефосфорування використовували чисте вапно, суміш порошків з 80% вапна і 20% залізної окалини (1), і суміш порошків з 80% вапна і 20% плавикового шпату (2). Порошкоподібну суміш при витраті її 26 кг/т вводили у піч місткістю 1,0 – 1,2 т під надлишковим тиском кисню 8 – 10 атм. Ступінь дефосфорування металу при продувці вапном і сумішшю 2 становила 39%, а при продувці сумішшю 1 – 45%. Швидкість дефосфорування дорівнювала $0{,}8\cdot10^{-3}$–$1{,}0\cdot10^{-3}$%/ хв.

Недоліком проведених досліджень є брак обґрунтованого підбору складу дефосфоруючої суміші. У більшості випадків застосовують суміші порошків вапна і плавикового шпату, які самі по собі не є дефосфоруючими оскільки у їх складі немає оксидів заліза.

Застосування цих сумішей спрямоване на те, що використання кисню як несучого газу призводить до окислення заліза металевої ванни і повільному накопиченню оксидів заліза у сформованому шлаку. Остання обставина сприяє видаленню фосфору з металу у шлак.

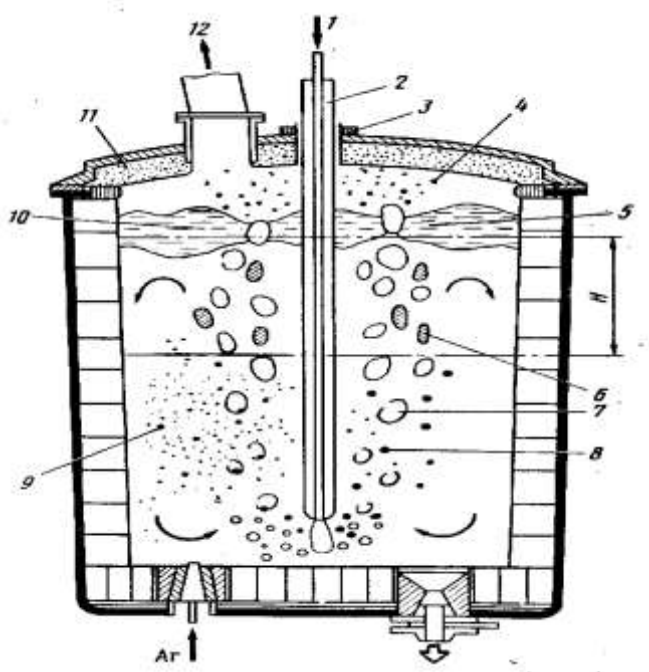
Інші дослідження, враховуючи що перехід фосфору з металу у шлак визначається концентраціями оксиду кальцію та закису заліза у шлаці, використовували суміші порошків вапна і окалини.

Враховуючи викладене, а також те що лімітуючою ланкою реакції дефосфорування є дифузія фосфору у шлаку, у лабораторних умовах встановили оптимальний склад дефосфоруючої порошкоподібної суміші, виходячи з мінімальних

в’язкості і температури плавлення шлаку, що формується. Для промислових дослідів була рекомендована суміш із 70% вапна, 20% залізної руди і 10% плавикового шпату.

1.4 Сучасні методи застосування порошкових компонентів

На рис 1.6 подано загальний план стадії впорскування кальцієвмісних складників у ківш. При підійманні часток матеріалу, що впорскується, угору на глибині Н (рис. 1.6) тиск насиченої пари перевищує тиск стовпця металу і шлаку.



1 – компоненти з кальцієм у потоці аргону; 2 – фурма; 3 – ущільнення; 4 – газова частина; 5 – шлак; 6 – бульбашки парів кальцію; 7 – газові міхури; 8 – краплі кальцію; 9 – область розсіювання матеріалів із кальцієм; 10 – область вільного проходження бульбашок; 11 – склепіння; 12 – затримання пилу

Рисунок 1.6 – Схема процесу газоутворення при введенні у метал компонентів із кальцієм

Відповідно до проведених розрахунків глибина металу Н, на якій починають появлятися пухирці кальцію в залежності від температури ванни t, змінюється наступним чином:

t, ^{0}C	1580	1590	1600	1610	1620	1630	1640	1650
Н, м	0,95	1,09	1,23	1,37	1,53	1,68	1,85	2,02

Співвідношення даних величин і значень P_{Ca} показані на рис. 1.7.

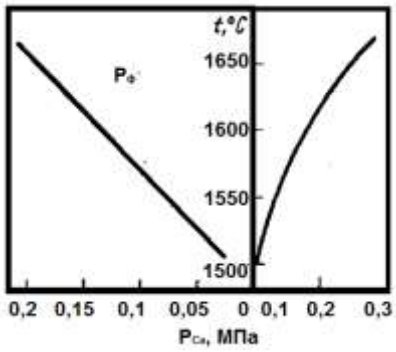
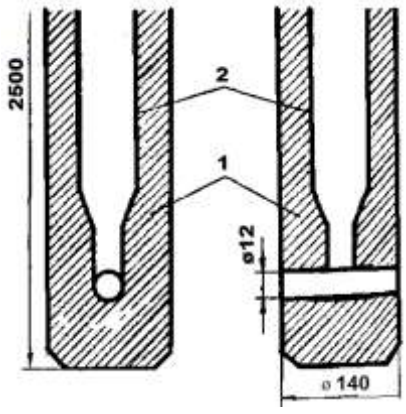


Рисунок 1.7 – Вплив температури на тиск пари кальцію, $p_ф$ – феростатичний тиск

Процедура додавання кальцію до сталі характеризується низкою особливостей: значним піроефектом, малою часткою засвоєння і, відповідно, зросталою вартістю обробки тощо. З огляду на це поширення набули два підходи роботи: 1) «розубоження» субстанції, тобто введення кальцію у складі різноманітних сплавів, сумішей; 2) внесення кальцію (у вигляді цих сумішей і сполук) не на поверхню, а у товщу металу (або інжекція). Саме виникнення термінів "інжекційна" металургія пов'язане з формуванням методів внесення у товщу металу саме кальцію. Здійснювалося введення кальцію насамперед способом його продування у порошкоподібному стані. Термін «інжекційна» металургія запроваджений металургами шведської компанії «Scandinavian Lancers», котра розробила один із різновидів способу з використанням фурм Т-подібного вигляду (рис. 1.8); спосіб позначається літерами Ij або I (Injection).

На рис. 1.8 наведено схему головки фурми. Головка, занурена в метал, складається зі змінної секції довжиною 2,5 м та подовжувача багаторазового застосування довжиною 2,0 м.



1 – високоглиноземний вогнетрив; 2 –трубка

Рисунок 1.8 – Фурма для вдування порошків

Порошкоподібна речовина вдувається горизонтально з двох отворів діаметром по 12 мм. Головку занурюють у рідкий метал на глибину 1,4 м при сумарній глибині ванни 1,5 м. В ролі газу–носія використовують високоефективний аргон (тиск 0,3–0,4 МПа, витрата 200–400 л/хв.), тривалість становить 5 – 15 хв. Теплове вибування металу в ході обробки порошковими субстанціями залежить від обсягу порошку, який впорскується в метал, складу та ін. Але помірна втрата тепла при обробці металу з застосуванням аргону дорівнює 2 °С/хв.

На рис. 1.9 зображено загальний вигляд системи для продування металу в ковші. Система містить декілька ємностей та пневмонагнітачів, що дає змогу поєднувати різноманітні порошки та змінювати склад суміші без припинення продування металу. Один порошок вводять із пневмонагнітача у потік газу–носія, де він змішується з іншим порошком, що надходить з чергового пневмонагнітача. Таким чином виходить змогти отримати суміші вапно – шпат, вапно – карбід кальцію, вапно – магній, силікокальцій – алюміній. У потрібний момент конче можуть бути додані і порошки феросплавів для мікролегування сталі різноманітними елементами (Nb, Ti, Se, Ti). Така домішка мікролегуючих елементів забезпечує високе послідовне їхнє засвоєння металом.

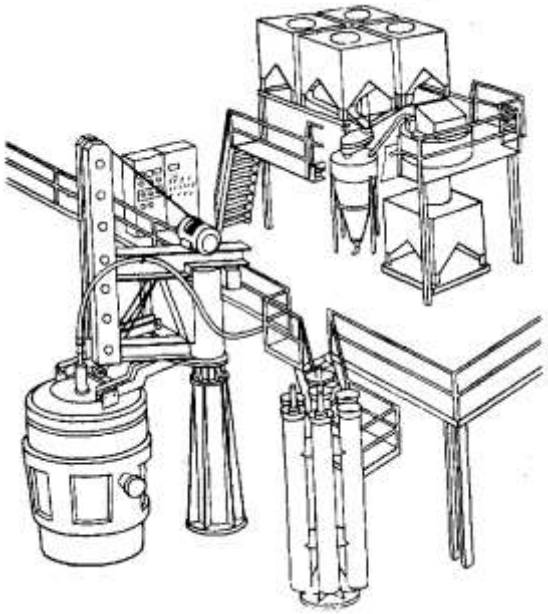


Рисунок 1.9 – Багатоконтейнерна система продування металу в ковші через фурми системи "Scandinavia Lancers"

На даний час для внесення в глибину металу широко застосовують у порошкоподібному вигляді різні шлакові суміші, а також кальцій, магній, барій, рідкісно-

земельні метали (РЗМ). Методи введення порошкових складників у глибину металу також різноманітні, тому терміни «вдування порошків», «інжекційна металургія» містять велику кількість найрізноманітніших технологій. На металургійному комбінаті «Азовсталь» цим способом обробляють вуглецеві та низьколеговані сталі з вузькими межами вмісту таких елементів, як титан, ванадій, ніобій.

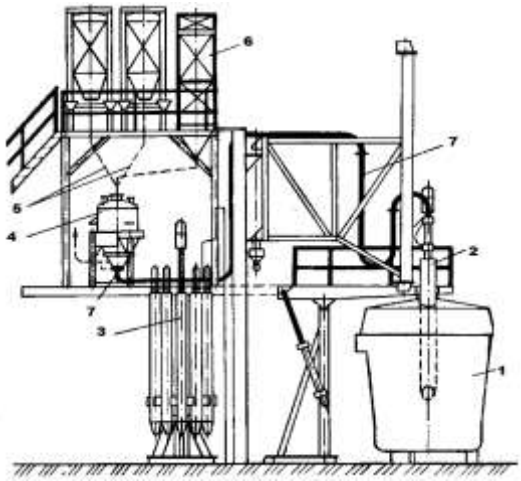
У конвертерному цеху «Азосталь» пристрої для обробки сталі порошковими реагентами розташовані стаціонарно на спеціальних майданчиках поблизу консольного крана для підйому фурм аргонної установки та складаються з таких основних вузлів: трьох аераційних пневмонасосів, ваговимірювальної системи, трубопроводу для нагнітання аерації та транспорту перемикача потоків газопорошкової суміші, фурми та завантажувального контейнера. Пневмонасоси розраховані на робочий тиск 160 МПа мають обсяги 1,5 (для силікокальцію та науглецьовувачів) і 8 $м^3$ (для суміші вапна та плавикового шпату) та являють собою герметичні зварні ємності у комплекті із завантажувальними клапанами (для пневмоперевантаження порошкових субстанцій), з аероднищами з нижньою видачею газопорошкової суміші та інжекторами, а також відсічними клапанами. Кожен пристрій призначений для введення у сталерозливний ківш ємністю 350 т силікокальцію, суміші вапна та плавикового шпату (4 кг/т). Порошкоподібні реагенти вдуваються у сталь через футеровану неохолоджувану фурму, яка занурюється в рідкий метал у сталерозливному ковші на глибину 4,5 м. Пневмотранспорт порошкових субстанцій від пневмонасосу до фурми (відстань 20 – 25 м) здійснюється по матеріалопроводу з внутрішнім діаметром 16 мм. Почергове включення в роботу кожного з пневмонасосів для подачі реагенту в ківш проводиться за допомогою рейкового перемикача газопорошкових потоків, встановленого на трубопроводі. Ваговимірювальна система, що складається зі спеціальної системи підвіски, тензометричних датчиків, вторинних приладів забезпечує оперативну інформацію про кількість порошку, що видається кожним насосом. Пристрої для внесення порошкових складників обладнані системами контролю та регулювання витрати аргону на аерацію та транспортування порошку. Роботою пристроїв керують дистанційно з пультів управління УДСК. Для доставки порошкових субстанцій з відділень, де їх виготовляють, до установок доведення сталі в ковші та наступного перевантаження порошків у пневмонасоси

застосовують завантажувальні контейнери місткістю 1,5 $м^3$, виготовлені у пожежо–вибухобезпечному виконанні.

Порошок силікокальцію для вдування отримують у відділенні, де встановлена щекова дробарка для подрібнення шматків силікокальцію крупністю від 150 до 20 мм та кульовий млин безперервної дії з периферійним вивантаженням порошку по всій довжині барабана через сито з отворами діаметром 2 мм. Подрібнення та помел силікокальцію відбувається в атмосфері азоту, який подається під герметичне укриття дробарки та млина. Встановлено, що для дрібнодисперсного пилу силікокальцію (фракція 0,05 мм), що утворюється у процесі перевантаження, подрібнення та помелу матеріалу, пожежонебезпечні умови гарантуються при вмісті кисню в захисній атмосфері до 5% включно.

Використання меленого силікокальцію покращеного гранулометричного складу забезпечує стійкий пневмотранспорт порошку в ківш місткістю 350 т без пульсацій при продуктивності пневмонасосу 47 ~ 65 кг/хв. Невеликі (1–5%) добавки плавикового шпату в млин при помелі силікокальцію сприяють значному (80 – 94 кг/хв.) збільшенню продуктивності пневмонасосів. При цьому зростає плинність матеріалу внаслідок чого збільшується концентрація порошку в газі–носії. Це дає змогу знизити сумарну витрату аргону на пневмотранспорт (44 – 68 до 36 – 40 $м^3$/год), зменшити барботаж металу та шлаку в ковші та оптимізувати режим продувки. Процес обробки металу порошкоподібним силікокальцієм супроводжується додатковим (на 0,01 – 0,02%) зниженням вмісту алюмінію у сталі; температура металу під час продувки силікокальцієм у ковші місткістю 350 т знижується на 2 – 4 °С/хв. незалежно від виду рафінуючого шлаку.

Метод вдування в метал кальцієвмісних реагентів широко поширений за кордоном під різними назвами. Практично у всіх модифікаціях методу рідку сталь випускають у ківш, що закривається потім кришкою, через яку вводять фурму для вдування кальцію (іноді магнію) у струмені аргону (або азоту) (рис. 1.10).



1 – ківш із накриттям кришкою; 2 – фурма; 3 – карусельна установка із змінними фурмами; 4 – живильник; 5 – бункери з речовинами для вдування; 6 – пиловловлювальний апарат; 7 – прилад для подавання газо–порошкової суміші від живильника до фурми

Рисунок 1.10 – Сучасна система для вдування кальцієвмісних речовин

Кальцій випаровується і піднімаючись разом з бульбашками аргону взаємодіє з домішками, головним чином, з сіркою. Перехід сірки з рідкої сталі в шлак при взаємодії з кальцієвмісними матеріалами можна представити рівнянням

$$[S] + Fe + (CaO) = (CaS) + (FeO); \qquad K = \{a_{(CaS)} * a_{(FeO)}\}/\{a_{[S]} \cdot a_{(CaO)}\} \quad (1.1)$$

По суті це означає, що оптимальні термодинамічні умови десульфурації складаються, коли шлак насичений CaO і сталь гарно розкислена. Найкращі кінетичні умови утворюються при перемішуванні металу зі шлаком або шлаковими згустками. При вдуванні у метал кальцію можливе протікання реакцій: Ca + [O] = CaO; Ca + [S] = CaS. Підсумовуючи реакції, виходить: 2 Ca + 2[S] + [O] + Fe_p = 2(CaS) + (FeO). Виходячи з потреби збільшення корисності застосування кальцію, вдуванню кальцієвмісних сумішей зазвичай передує внесення таких потужних розкислювачів, як алюміній. За кальцієм лишається, переважно, функція десульфуратора. Введення ЛЗМ у розплав у ковші з основною футерівкою дає змогу досягти у сталі наднизької активності оксигену й формує сприятливі обставини для виведення сірки аж до значень < 0,002%. Вміст оксигену перебуває на рівні 0,0006 – 0,0008%. Використання цього методу дає змогу цілком перенести процес рафінування у ківш. Спосіб вдування у метал у ковші порошків може застосовуватися також для отримання сталі з обумовленим вмістом азоту, а також для легування кре-

мнієм, нікелем, молібденом, вольфрамом, свинцем та ін. Для отримання низькосірчистої азотовмісної сталі можуть використовуватися суміші, що містять ціанамід кальцію $CaCN_2$. У такому випадку газом–носієм слугує азот. При вдуванні суміші, окрім насичення металу азотом, одночасно відбуваються процеси науглецювання, розкислення і десульфурації.

Перехід азоту у метал з газу–носія полегшується при зменшенні у сталі вмісту оксигену і сірки (оксиген і сірка – поверхнево–активні елементи, що заважають переходу азоту у метал). У випадку вдування у ківш у потоці азоту порошку CaO з 10% Mg по мірі рафінування металу від сірки та оксигену вміст азоту зростає (рис. 1.11) і особливо помітно на останній стадії продувки, коли вміст сірки спадає до 0,02%, а оксигену до 0,005% і менше.

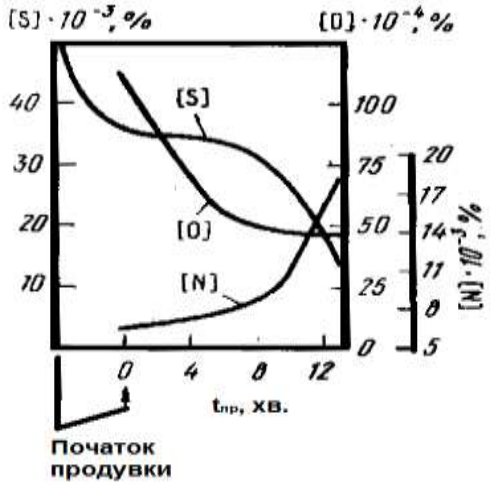


Рисунок 1.11 – Залежність зміни вмісту сірки, кисню та азоту в металі під час продувки металу в ковші (CaO + 10% MgO)-сумішшю в струмені азоту (τ – тривалість продувки)

При зіставленні таких десульфурантів, як $CaCN_2$, CaSi, CaC_3 і магній, найкращі результати зафіксовано при застосуванні сумішей, що містять магній (5–15% Mg у суміші з CaO). Ступінь десульфурації при вдуванні магнію сягає високих величин (до 90%), вдування 0,1 кг Mg на 1 т сталі забезпечує зменшення вмісту сірки удвічі, для досягнення ступеня десульфурації у 75 – 85% необхідно ввести вже 0,2 кг Mg на 1 т сталі. Склад шлаку, що потрапляє з конвертера або печі у ківш, значною мірою відбивається на перебігу реакції десульфурації у ковші (рис. 1.12).

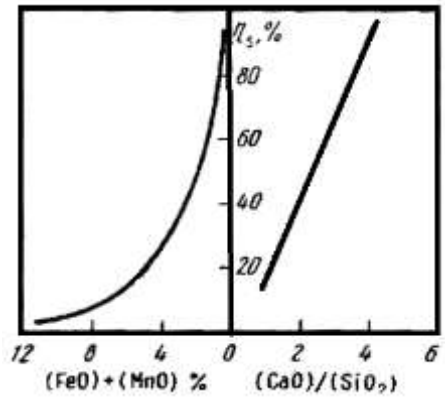


Рисунок 1.12 – Вплив складу шлаку в ковші після продувки порошками на ступінь десульфурації η_S

Застосування для десульфурації порошку силікокальцію організувати простіше (мається на увазі легша організація помелу, пневмотранспортування та подачі часток силікокальцію через фурму), однак вдування суміші CaO + Mg дозволяє здобути низькі концентрації сірки помітно швидше (рис. 1.13). Згідно з отриманими на практиці даними при продуванні металу в ковші порошками зниження температури металу становить 2 – 3 °С/хв. Потрібно зважати, що усі роботи з таким активним складником, як порошкоподібний кальцій, вимагають особливої уваги до аспектів техніки безпеки.

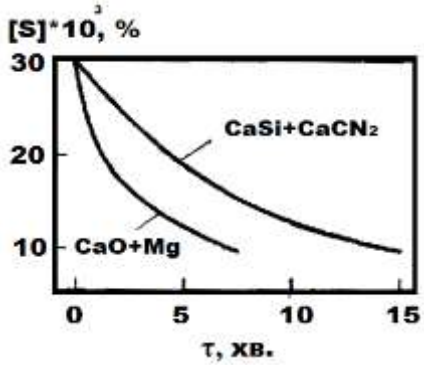


Рисунок 1.13 – Зменшення вмісту сірки в металі у ковші при використанні для продувки сумішей різного складу (τ – тривалість вдування порошку)

Для стабільної роботи пневмонасоса, яким порошок подається в метал, фракційний склад порошку має бути 0 – 1,6 мм. Задля забезпечення максимальної реакційної здатності порошку він не повинен контактувати з вологою повітря. Щоб запобігти запиленню повітря на робочих місцях має бути організовано раціональне переміщення порошку від місця помелу до місця його споживання і виключено відкрите пересипання порошку з однієї посудини в іншу.

Зважаючи на те, що дрібнодисперсні частинки (фракції 0 – 50 мкм) порошку свіжопомеленого силікокальцію, перебуваючи у зваженому стані у повітрі, вибухонебезпечні та легко запалюються від випадкової іскри або від відкритого вогню, млини обладнали системою подачі у робочий простір технічно чистого азоту. Систему КВП доповнили обладнанням для автоматичного підтримання надлишкового тиску азоту у млинах в межах від 10 до 100 Па для контролю вмісту кисню, кількість якого в атмосфері діючих млинів не повинна перевищувати 2%. Окрім того, були змонтовані прилади контролю за концентрацією кисню в оточенні, де розташовані млини. Була оновлена також система керування дозуючим лотком для розширення діапазону режимів подачі вихідного матеріалу у млин. Кусковий силікокальцій фракцій 20 – 150 мм (насипна густина 1500 – 1600 кг/м^3) із закритих металевих барабанів, у яких він надходив, завантажувався у приймальний бункер щічної дробарки та подрібнювався до фракцій 0 – 20 мм. З дробарки щебінка надходила у саморозвантажний контейнер ємністю 4 м^3 і потім перевантажувалася у приймальні бункери кульових млинів. Перед пуском млинів та початком помелу робочий простір продували азотом до зниження концентрації кисню в атмосфері млини <2% та встановлення тиску 40 – 60 Па.

Готовий порошок силікокальцію (насипна густина 1100 – 1300 кг/м^3 при вологості 0,4 – 0,6%) з млина потрапляв до герметичного транспортного контейнера ємністю 2,2 м^3, приєднаного до відвідного патрубка млина, у якому також підтримувався надлишковий тиск азоту. Помел проводився до наповнення транспортного контейнера, після чого млин зупиняли і подачу азоту припиняли. Контейнер від'єднували від млина, а на його місце ставили інший контейнер і черговість роботи млина повторювалася. Заповнений контейнер герметично закривали, опечатували та відправляли у конвертерний цех на аргонні установки. На установках контейнер стикували з пневмо-насосом та лінією подачі аргону і порошок з контейнера пневмотранспортом перекачували у пневмонасоси, транспортний газ скидався з пневмонасосів через фільтр, що дозволяло уникнути запилення оточення цеху. Отримання потрібного фракційного складу порошку забезпечувалося внаслідок обладнання млина обертовим разом з ним грохотом, оснащеним металевою сіткою з вічками розміром 1,6х1,6 мм. Грохот сконструйований таким чином, що частинки бі-

льших фракцій скидаються з млина та можуть бути повторно завантажені у нього. Вихід з млина частинок фракцій > 1,6 мм становив у середньому 0,3%.

Головною причиною, що спричиняє порушення нормальної роботи млина, стало прилипання (агломерація) дрібних частинок силікокальцію на мелючих тілах (шарах), внаслідок чого знижувалася продуктивність млина, він перегрівався і часто виходив з ладу. Усунути прилипання частинок на мелючих тілах вдалося застосуванням імпульсної подачі вихідного матеріалу у млин за рахунок включення у ланцюг керування вібратором дозуючого лотка реле часу.

Наразі у промислових масштабах виробляються, зокрема фірмою «EXTRAMET Ind. S.A.» (Франція), кальційалюмінієві та кальційнікелеві гранули. Кальційалюмінієві гранули застосовуються переважно для виробництва низьколегованих (наприклад, низькокремнистих сталей, а також низьковуглецевих сталей), кальційнікелеві – переважно для виробництва спеціальних легованих сталей, таких як низьковуглецеві корозійностійкі з обмеженим вмістом кремнію. Склад гранул наведено на рис. 1.14 та 1.15.

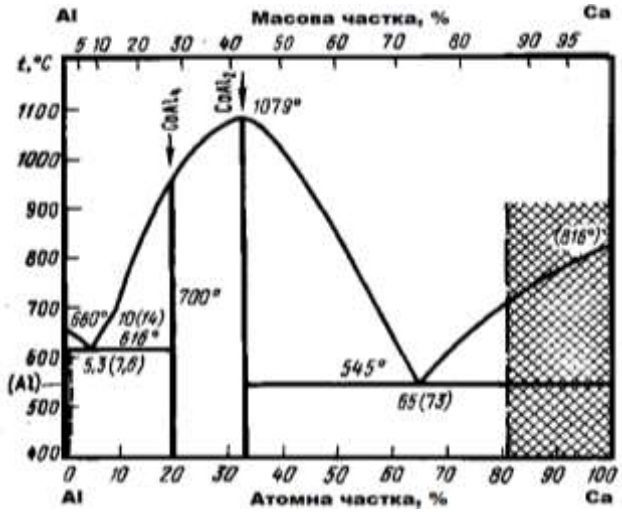


Рисунок 1.14 – Діаграма стану Ca – Al (заштрихована область відповідає складам гранул, що випускаються промисловістю)

Застосування кальцію не в чистому вигляді, а у формі сплавів помітно збільшує ступінь його засвоєння та дієвість використання.

Отже, можна зробити висновок, що сталь після продувки порошковими речовинами є більш добротною, відповідно зростає і якість металовиробів та металопрокату (швелера, труби, двотаври, куточки, листи сталеві гарячекатані та багато ін.).

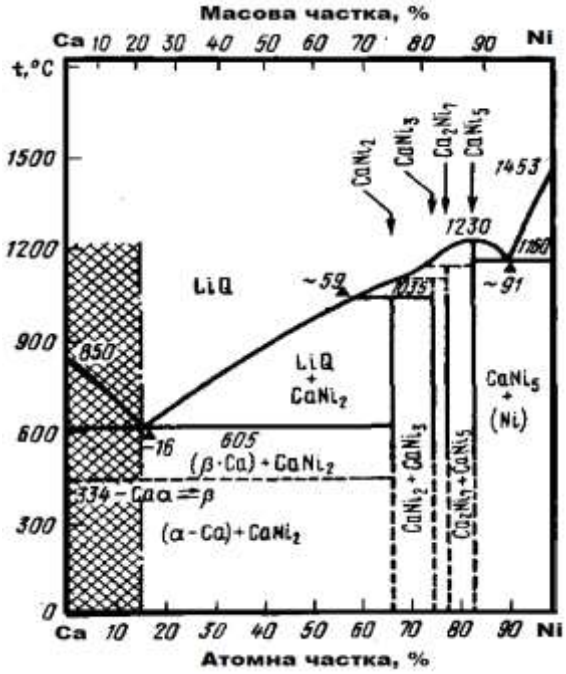


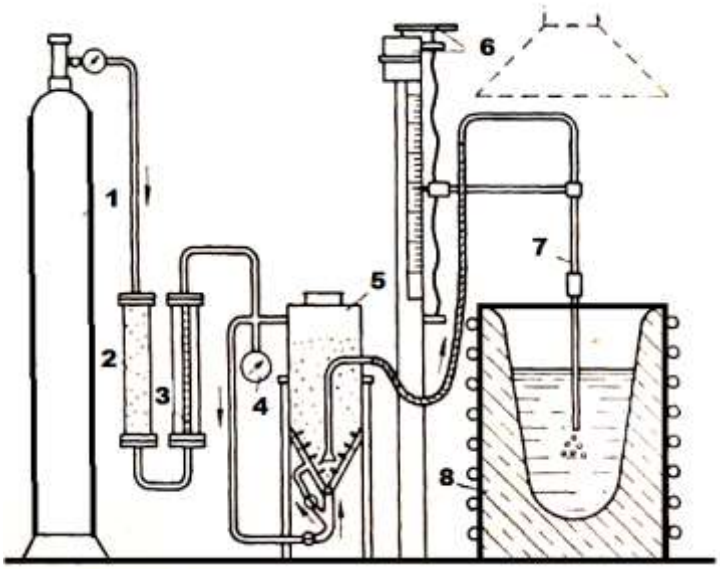
Рисунок 1.15 – Діаграма стану (заштрихована область відповідає складам гранул, що випускається промисловістю)

Дослідженню процесів використання порошкових матеріалів присвячено чимало праць. Застосування цього технологічного підходу має низку наукових та технічних переваг, які у майбутньому визначатимуть перспективні шляхи позапічної обробки металів. Однак особливий наголос у майбутніх дослідженнях варто приділити питанням дефосфорації та десульфурації сталі.

2 МЕТОДИКА ПРОВЕДЕННЯ ДОСЛІДЖЕННЯ

Експериментальні плавки здійснювали в основній 50–кг індукційній печі. Як шихтові матеріали застосовували брухт з вмістом 0,06 – 0,40% C, 0,6 – 0,8% Mn, 0,06 – 0,08% Si, 0,008 – 0,010% Si, синтетичний чавун, виплавлений на базі того ж брухту, що вміщує 3,5 – 4,1% C. Вага шихти на плавку складала 30 – 32 кг.

Початковий вміст фосфору (0,040–0,064%) здобували присадкою ферофосфору (15,4% P) після розплавлення шихти і зняття шлаку періоду плавлення. Початковий вміст вуглецю міняли в межах 0,03 – 4,0% шляхом присадки синтетичного чавуну у завалку. Для продування використовували установку з камерним живильником, схема якої подана рис. 2.1.



1 – балон із киснем; 2 – силікогелевий абсорбер; 3 – ротаметр; 4 – манометр;
5 – камерний живильник із пристроєм для аерування;
6 – електропривод кріплення та переміщення фурми; 7 – фурма; 8 – піч індукційна

Рисунок 2.1 – Схема експериментальної установки для продувки металу порошками

Принцип функціонування камерного живильника базується на псевдозрідженні порошку в аероднищі, завдяки чому він вільно стікає до горловини забірної трубки і струменем несучого газу транспортується у піч. Аероднище живильника складається із зовнішнього та внутрішнього конусів, розділених пористою прокладкою. Внутрішній конус має отвори, що забезпечують вільний вихід газу для псевдоріднного порошку. Плинність порошку в нижній частині конуса і надходження

його до горловини забірної труби залежить від кількості бокового дуття, що підводиться до аероднища. Співвідношення нижнього та бокового дуття визначає концентрації порошку у струмені газу.

Метал продували при включеному індукторі через фурму з вогнетривким наконечником. Випробовування для продувки різних наконечників (алундових, вуглецевих, кварцових та ін.) показали, що найбільш надійними є кварцові трубки з внутрішнім діаметром 8 мм, товщиною стінок 2 мм і довжиною 500 мм.

Задане положення фурми відносно поверхні металу забезпечується механізмом кріплення та переміщення фурми. Він складається з опорного направляючого, який через шарикопідшипники кріпиться до швелера, жорстко з'єднаного зі стійкою установки. На верхній кінець гвинта жорстко посаджена текстолітова шестерня, що входить у зачеплення з шестернею трифазного асинхронного електродвигуна потужністю 160 Вт, n = 1400 об/хв. По гвинту переміщується рухома муфта, до якої кріпиться консоль з укріпленою на кінці фурмою. Піднімають та опускають її кнопковим перемикачем.

Положення фурми над металом фіксується стрілкою, що знаходиться на консолі, та шкалою, розташованою на стійці. Швидкість підйому та опускання фурми становить 16 мм/сек.

Як основний газ, що транспортує порошок, застосовували кисень. Для продувки використовували суміші порошків вапна, оксиду заліза та плавикового шпату з фракцією менше 1 мм. При продуванні фурму занурювали в метал на глибину 80 мм.

Транспортний тиск газу зазвичай становив 0,4 атм, а витрата його на плавку 0,20 м^3 при концентрації порошку до 9,6 кг/м^3 і витраті порошкоподібної суміші до 6,3% від ваги металу.

При дослідженні впливу транспортного тиску кисню на дефосфорацію сталі вели поверхневу продувку. Відстань фурми від поверхні металу становила 10 мм. Тиск кисню змінювали в межах 0,125 – 1,25 атм при витраті 0,16 – 0,62 л. Тривалість безперервної продувки для всіх плавок була 2 хв.

Температуру металу вимірювали при вимкненій печі платино-платинородієвою термопарою занурення, гарячий спай якої захищали кварцовим ковпачком. Температура металу перед продувкою зазвичай була 1660–1680°С, пі-

ля продувки 1550–1615°С. При вивченні впливу температури на дефосфорацію металу температуру змінювали в межах 1560–1670 °С.

Проби металу на хімічний аналіз відбирали кварцовими пробірками, а шлаку – металевою ложкою на початку та в кінці продувки. При вивченні кінетичних закономірностей дефосфорації проби відбирали кожні 30 сек. Для запобігання потраплянню шлаку у кварцові пробірки отвори їх закривали ковпачками з мідної фольги.

Об'ємне дозування кисню здійснювали за допомогою редуктора, встановленого на кисневому балоні. Витрату газу в одиницю часу вимірювали ротаметром типу РС – 5.

Витрату кисню через ротаметр підраховували за формулою:

$$Q_g = Q_n \cdot 0{,}572 \frac{P_б \cdot 1{,}033 + 760 P_a}{273 + t}, \qquad (2.1)$$

де Q_g – дійсна витрата кисню, нм^3/хв.;

Q_n – витрата кисню відповідно до ротаметру відкаліброваному по витраті повітря, нм^3/хв.;

0,572 – коефіцієнт, що враховує поправку на зміну густини газу, тиску і температури при градуюванні приладу;

$P_б$ – барометричний тиск повітря, мм. рт. ст.;

P_a – показання манометра, кг/см^2;

t – температура кисню перед ротаметром, °С.

Сушили транспортний газ, пропускаючи його через силікогелевий абсорбер. Силікогель регенерували після кожних 2 – 3 плавок нагріванням при температурі 250 °С протягом 10 год. з наступним охолодженням в умовах герметизації до температури навколишнього середовища.

3 ДОСЛІДЖЕННЯ ФІЗИКО – ХІМІЧНИХ І ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ ОБРОБКИ СТАЛІ ПОРОШКОВИМИ МАТЕРІАЛАМИ

3.1 Технологічні особливості обробки сталі порошками в окислювальний і відновний періоди

Для високоякісних сталей, що виплавляються у дугових електропечах, потрібно досягати вмісту сірки й фосфору в кінцевому металі менш як 0,015%. Для багатьох марок сталі, призначених для деталей відповідального призначення, сумарна кількість сірки та фосфору не має перевищувати 0,015 – 0,020% у готовому металі.

Останнім часом дефосфорацію та десульфурацію металу здійснюють вдуванням порошкових речовин у струменях газу у різних сталеплавильних агрегатах та на різних етапах плавки.

У роботі запропоновано та вивчено процес виплавки сталі в дугових електропечах із застосуванням способу вдування порошкових матеріалів одночасно в окислювальний і відновний період. Такий процес дає змогу успішно розв'язувати завдання швидкісного очищення металу від фосфору та сірки. Головні аспекти процесу такі.

Окислювальний період

Шлакоутворювачі у завалку не присаджують. Продувку металу дефосфоруючою сумішшю порошків із вапна, залізної руди та плавикового шпату у співвідношенні 7:2:1 з фракцією <1,00 мм відкривають після повного розплавлення шихти, відбору проби на хімічний аналіз та досягнення температури металу – 1540–1560°С. При цьому шлак періоду плавлення зазвичай не зливають. В якості фурми використовують трубу діаметром 3/4", що футерована котушками шамоту. Фурму вводять у піч через робоче вікно, не занурюючи у метал. Вона занурюється у метал при виході порошку з фурми на глибину близько 200 мм під кутом 30°. Інтенсивність вдування порошку 4,5–6,0 кг/(т·хв.), надлишковий тиск у пневмонагнітачі являє не менше 5 – 6 атм.

Вміст фосфору у металі зменшується з 0,030 – 0,035 до 0,003 – 0,005%. за 5 – 7 хв. продувки. Після закінчення продувки порошком без переривання процесу та

зливу шлаку відбувається продування металу чистим O_2 до заданого вмісту у металі вуглецю. У процесі продувки металу чистим киснем шлак самопливом при нахилі печі у бік робочого майданчика сходить у шлаковню.

Мінімальна витрата порошку необхідна для видалення 0,001% Р складає близько 12 кг (120 кг порошку на 1 кг видаленого фосфору).

На рис. 3.1 наведені типові кінетичні графіки окислення фосфору в окиснювальний проміжок часу. Як помітно з поданих відомостей, здобуток найменшого вмісту фосфору в металі за робочою технологією можливий лише через 25 – 30 хв. після початку введення залізної руди. Вміст фосфору в металі менше 0,005% не виходить здобути наприкінці окисного періоду, оскільки спостерігається регенерація фосфору зі шлаку (рис. 3.1, крива 1). Середній темп видалення фосфору за весь проміжок не перевищує $0{,}72 \cdot 10^{-3}$%/хв.



1 – традиційна технологія; 2 –технологією з продуванням порошками

Рисунок 3.1 – Зміна концентрації фосфору в металі
в процесі продування порошкоподібною сумішшю

При продуванні металу порошками найменший вміст фосфору в металі менше 0,005% досягається за 7 – 8 хв. При подальшому продуванні чистим O_2 фосфор не регенерується. Середній темп видалення фосфору в такому разі являє $3{,}5 \cdot 10^{-3}$%/хв. Вміст фосфору в готовому металі 0,006 – 0,010%.

Відновний період

Окислювальний етап завершують із температурою металу не нижче 1600–1640 °С, беручи до уваги охолоджуючий вплив наступного продування аргоно-порошковим струменем. Стисле й швидке проходження окисного етапу зменшує окисненість активного шару подини печі і, таким чином, сприяє більш повноцінному та сталому засвоєнню розкислювачів і легуючих у фазі рафінування.

Після зливу окислювального шлаку проводять глибинне розкислення ванни присадкою алюмінію на штанзі та шматкового феросиліцію. Далі додають легуючі (ферохром) з розрахунком потрапляння у визначений склад. Безпосередньо після введення згаданих субстанцій розпочинають продування металу аргоно-порошковим струменем. Як рафінуючий і одночасно шлакоутворювальний матеріал використовують порошкоподібну суміш (< 1,0 мм) вапна з 20% CaF_2 або з 10% шпату та 20% шамоту.

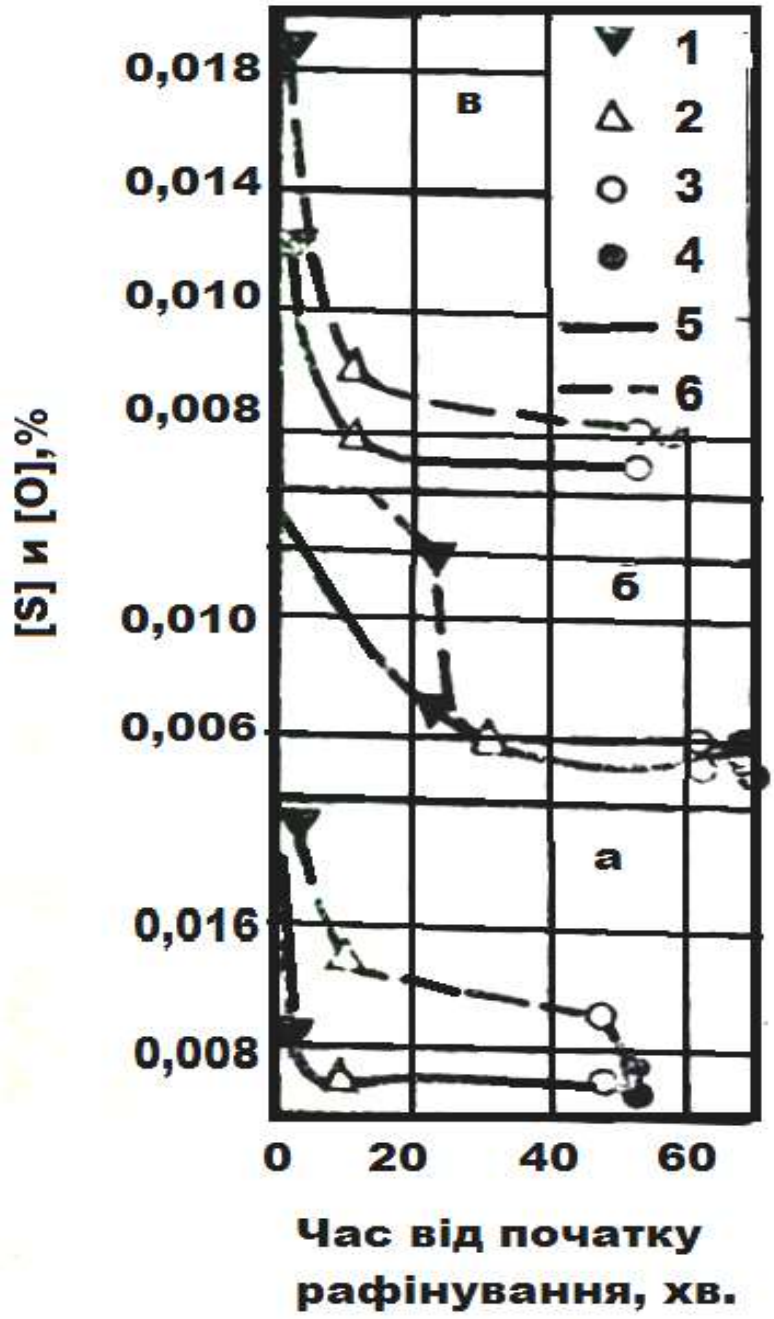
Витрата суміші складає 3,5 – 4,0% від ваги металу, витрата аргону 1,0 – 1,2 $м^3$/т. При виплавці низьковуглецевої сталі (18Х2Н4ВА) піч в процесі продування вимикають, щоб запобігти навуглецюванню металу. По завершенні продування, тривалість якого складає 4 – 6 хв., вмикають піч і протягом 5 хв. прогрівають метал та сформований шлак. Заміряють температуру і беруть зразки на хіманаліз. Потім розкислюють шлак і підготовляють його до зливу у ківш разом із металом. Після отримання хімічного аналізу та за умови відсутності потреби в додатковому легуванні плавку випускають. При виплавці високовуглецевих сталей (ШХ15) алюміній перед випуском не добавляють. Тривалість відновного етапу є при цьому 35 – 60 хв.

Ця обставина вказує на потребу проводити рафінування у максимально стислий проміжок часу. Тривале рафінування не можна вважати також способом очищення ванни від неметалічних включень, адже згідно з отриманими даними їхній вміст від моменту завершення продування до випуску або лишається незмінним або трохи збільшується (мабуть унаслідок присадки розкислювачів і легуючих для корекції складу сталі).

На рис. 3.2 і 3.3 наведені характерні кінетичні криві вилучення кисню, сірки та газів по ходу рафінування.

Слід зауважити, що в процесі звичайного рафінування досягаються нижчі концентрації кисню, що встановлюються лише до 40–й хвилини; при продувці аргоно–вапняним струменем ці концентрації можуть бути отримані вже в ході продувки через 5 – 10 хв. після занурення кускових розкислювачів.

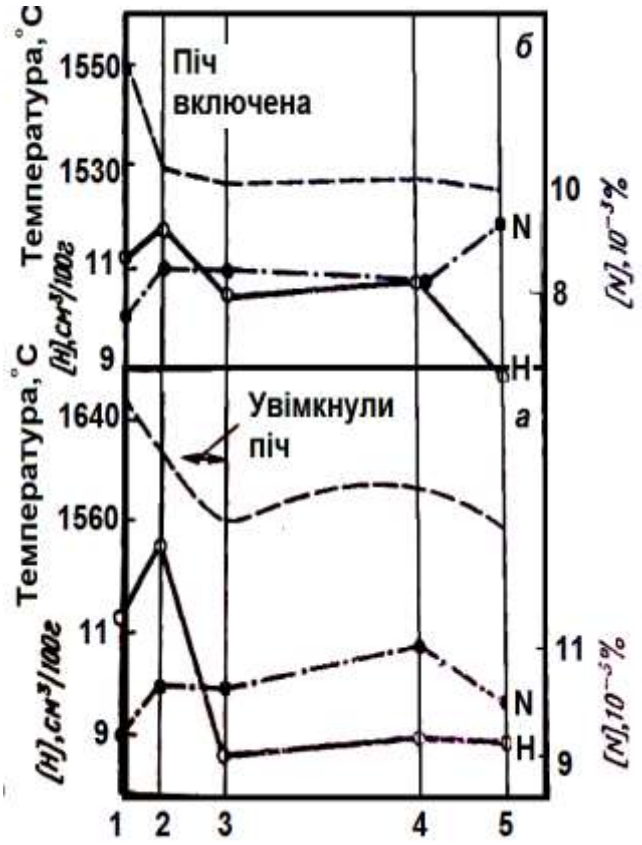
На рис. 3.2 помітно також, що сірка здебільшого виводиться під час продувки (при застосуванні чистого вапна та сумішей $CaO – CaF_2$) та в ковші, при цьому інтенсивність десульфурації в ці моменти найвища. Загалом незалежно від початкового вмісту сірки перед випуском її концентрація в ковшовій пробі зменшується до



а, б – глибинне розкислення з подальшим продуванням на початку та в середині рафінування; в – вдування порошкових розкислювачів в нерозкислений метал на початку рафінування; 1 – початок продувки; 2 – закінчення продувки; 3 – перед випуском; 4 – у ковші; 5 – кисень; 6 – сірка

Рисунок 3.2 – Кінетика усунення сірки та кисню в відновний період електроплавлення

0,003 – 0,005%. Згідно рис. 3.3, вміст водню та азоту в металі збільшується до завершення окисного періоду перед стартом продувки (5–10 хв.); у процесі продувки відбувається дегазація металу, а далі по ходу розкислення аж до випуску метал знову поглинає азот і водень у незначних обсягах.



а – плавка 3687567 (CaO); б – плавка 324476 (CaO, АНФ–6, силікокальцій, алюміній);
1 – після злиття окисного шлаку; 2 – перед продуванням;
3 – після продування; 4 – перед випуском; 5 – у ковші

Рисунок 3.3 – Зміна концентрацій азоту і водню у відновлювальний період плавки (сталь ШХ15)

3.2 Кінетичні особливості дефосфорації сталі при продувці газопорошковим струменем

Аналіз експериментальних даних, здобутих при розробці способу дефосфорації металу продуванням газо–порошковим струменем, дає змогу визначити механізм та окреслити кінетику процесу вилучення з металу фосфору, що досить суттєво для подальшого вдосконалення цього способу.

При реакції дефосфорації на межі поділу метал – шлакова фаза можливими обмежуючими ланками можуть бути:

1. дифузія фосфору з обсягу металу до поверхні поділу.
2. дифузія кисню з обсягу шлаку до поверхні поділу.
3. перехід через поверхню поділу або акт хімічної реакції.
4. дифузія фосфору від межі поділу в обсяг шлакової фази.

Для визначення можливої обмежуючої ланки гетерогенного процесу найбільш надійним методом є проведення реакції у суворо визначених гідродинамічних умовах. У цьому випадку можна з достатньою точністю обрахувати абсолютну швидкість дифузії. Зіставлення її з спостережуваною швидкістю реакції дозволяє виявити найбільш імовірні ланки лімітуючого процесу в цілому.

При вивченні хімічного процесу в недостатньо певних гідродинамічних умовах (що трапляється і за умов продування металу газо–порошковим струменем) абсолютну швидкість дифузії неможливо розрахувати. У таких випадках про обмежуючу ланку процесу судять за залежністю спостережуваної швидкості його здійснення від різних параметрів.

Залежність швидкості реакції від швидкості потоку (подачі порошкових складників) свідчить про те, що процес перебуває у дифузійній зоні. Про кінетичну зону протікання процесу свідчить велика залежність спостережуваної швидкості від температури. За відсутності істотного впливу температури на дефосфорацію металу продуванням порошками можна припустити, що акт хімічної реакції не обмежує процес дефосфорації. Ймовірно, швидкість дефосфорації зумовлена дифузією фосфору в металі або кисню і фосфору в шлаку.

Характерні кінетичні криві окиснення фосфору (рис. 3.4) при продуванні металу в печі сумішшю порошків вапна, залізної руди і плавикового шпату (7:2:1) вказують на сталість швидкості дефосфорації та відсутність залежності її від концентрації фосфору по ходу продування порошками. Це дозволяє зробити висновок, що у сумарному процесі масоперенесення дифузія фосфору в металі не є обмежуючою ланкою.

Відомо, що коефіцієнт дифузії кисню в шлаку при 20% FeO і температурі 1350–1500°С дорівнює приблизно $0{,}5\cdot10^{-4}$–$1{,}0\cdot10^{-4}$ см^2/сек, тобто на декілька порядків вищий, ніж коефіцієнт дифузії фосфору. Отже найбільш імовірною обмежуючою ланкою дефосфорації при продуванні порошками є дифузія фосфору у шлаковій фазі.

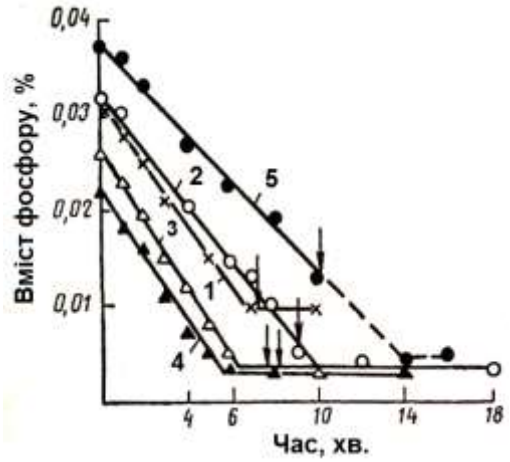
Зміна вмісту фосфору в металі по ходу продування газо–порошковим струменем (рис. 3.4) можна змоделювати рівнянням –

$$(dP/d\tau)=KI, \qquad (3.1)$$

де I – інтенсивність подачі порошку, кг/т·хв.;

К – коефіцієнт використання дефосфоруючої здатності шлакової фази.

При однаковій інтенсивності подачі порошку за рівнянням (3.1) швидкість дефосфорації за розглянутий проміжок часу визначається повнотою використання дефосфоруючої здатності шлакової фази (К).



1 – I = 4,55; 2 – I = 4,57; 3 – I = 5,2; 4 – I = 5,4 кг/(т·хв.). - занурена у метал фурма

5 – I = 5,2 кг/(т·хв.). – фурма на кордоні метал – шлак

Стрілкою вказаний кінець вдування порошку та початок продувки чистим киснем

Рисунок 3.4 – Кінетичні залежності дефосфорації металу продувкою порошковою сумішшю вапна, залізної руди та плавикового шпату (7:2:1)

Процес взаємодії металу із шлаковою фазою при продувці газопорошковим струменем можна представити сукупністю протікання трьох етапів: перша – проникнення газо–порошкового струменя в метал, під час якого відбувається розплавлення порошкоподібної суміші і роздроблення шлаку на частинки струменем газуносія; другий – спливання шлакових частинок з металу на його поверхню; третє – перемішування металу зі шлаком, що формується на його поверхні.

Протікання дефосфорації в третій стадії вирізняється ступенем завершеності дифузії фосфору у шлакових частинках.

Найбільша повнота використання дефосфоруючої здатності окремої шлакової частинки відповідає досягненню рівноважної концентрації фосфору у всьому обсязі частинки і характеризується ступенем завершеності дифузії фосфору в центрі її.

У першій стадії відбувається розплавлення порошкоподібної суміші і роздроблення несформованого рідкого шлаку на частинки струменем газу-носія. Ця стадія визначає розмір рідких шлакових частинок і глибину їх проникнення в метал.

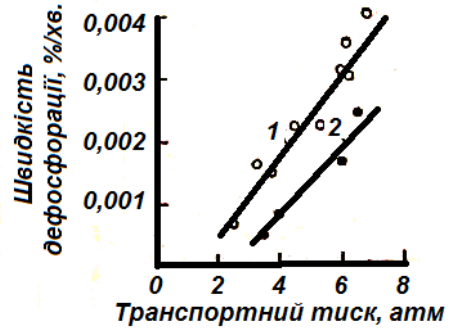
Ступінь завершеності дифузії фосфору в шлакових частинках ($\Theta_ц$) визначається головним чином часом спливання їх з металу (τ, сек).

При однакових швидкостях витікання газо–порошкового струменя і розмірах шлакових частинок $\Theta_ц$ зростає зі збільшенням глибини занурення фурми в метал.

Швидкість дефосфорації істотно зменшується при переміщенні фурми з глибини металу на межу розділу його зі шлаком.

При великій швидкості витікання газо–порошкового струменя положення фурми надає значно менший вплив на повноту використання дефосфоруючої здатності шлакових часток, ніж при низькій швидкості.

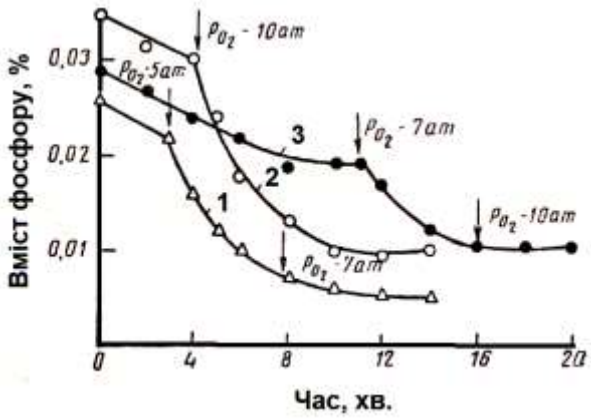
Збільшення швидкості газо–порошкового струменя при однаковому становищі фурми зменшує $\Theta_ц$ внаслідок скорочення часу перебування часток в металі завдяки зростанню швидкості їх спливання. Зростання швидкості струменя при даному діаметрі фурми можливо за рахунок збільшення транспортного тиску. Зростання останнього, як показали експериментальні дані (рис. 3.5), супроводжується підвищенням швидкості дефосфорації. Це пов'язано зі збільшенням ролі третьої стадії – перемішування металу зі шлаком, що формується на його поверхні, дефосфоруюча здатність якого повністю не використана.



1 – занурення фурми у розплав; 2 – фурма на кордоні метал – шлак

Рисунок 3.5 – Залежність темпу видалення фосфору від тиску газу, що транспортує

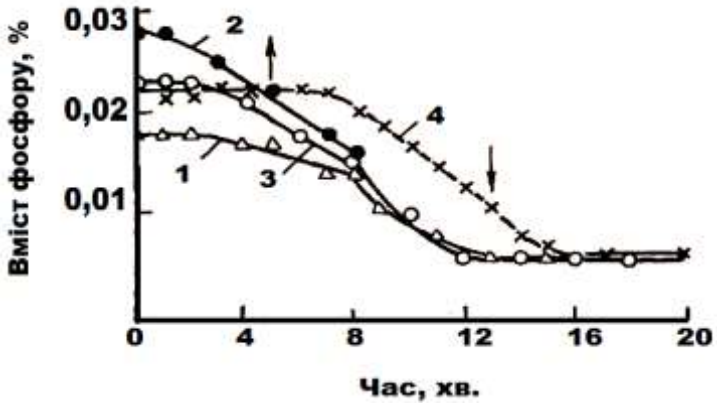
Можливість досягнення значної швидкості дефосфорації в результаті інтенсивного перемішування металу зі шлаком газовим струменем підтверджується даними рис. 3.6.



1 –P_{O2} = 5,5–7,5 ат; 2 –P_{O2} =11 ат; 3 – P_{O2} =8–12 ат

Рисунок 3.6 – Кінетичні залежності видалення фосфору металу присадкою порошкової суміші (7:2:1) на поверхню метала з наступним продуванням O_2

Крім того, ця стадія має головне значення при використанні порошків неокислювального складу, про що свідчить наявність «інкубаційного періоду» (рис. 3.7) на початку продувки і обдувки порошком суміші вапна і плавикового шпату (4 : 1).



1 – I=4,11; 2 – I=3,88; 3 – I=4,09; 4 – I=5,1 кг/т·хв.

Рисунок 3.7 – Кінетичні криві дефосфорації при продуванні порошком вапна і плавикового шпату (4:1)

Шлак, що утворюється на поверхні металу, поступово збагачується оксидами заліза внаслідок окислення заліза металевої ванни O_2, виноситься низхідними потоками в зону безпосереднього динамічного впливу газо-порошкового струменя. Стається подрібнення шлаку на шлакові частки, розмір яких визначається співвідношенням динамічної сили газо-порошкового струменя та протидіючих сил міжфазового натягу і в'язкості. Зростання міжфазового натягу ускладнює роздрібнення шлаку та збільшує розмір шлакових часток. Підвищення тиску газу сприяє форму-

ванню часток меншого розміру. Крім того, зі зростанням тиску газу збільшується кількість шлаку, захопленого в зону струменя, і отже, загальна кількість шлакових часток, що утворюються при його подрібненні. Дослідним шляхом встановлено, що ступінь подрібнення рідини в струмені газу залежить не тільки від міжфазового натягу, а й від в'язкості рідини. Зі збільшенням в'язкості відповідно зростає і розмір рідких часток.

Зменшення розміру шлакових часток збільшує повноту застосування їх дефосфоруючої спроможності за розглянутий проміжок часу. Це поряд зі збільшенням кількості шлакових часток, що потрапляють у метал за одиницю часу, має супроводжуватися і збільшенням швидкості дефосфорації.

Зниження швидкості дефосфорації по ходу продувки чистим киснем пов'язане насамперед зі зменшенням концентраційного перепаду фосфору в шлакових частках через поступове збагачення несформованого шлаку фосфором, тоді як при порційній подачі порошку газовим струменем з металом у кожен момент часу контактують шлакові частки з однаково низьким початковим вмістом фосфору. Цим і зумовлюється відмінність виду кінетичних кривих дефосфорації при одноразовій присадці порошку на поверхню металу з наступною продувкою киснем і при продувці газо-порошковим струменем.

На практиці дефосфорація продувкою порошками здійснюється завдяки одночасному перебігу всіх трьох етапів.

При розглянутому механізмі взаємодії металу зі шлаковою фазою процес дефосфорації відбувається переважно на поверхні контакту рідких шлакових часток з металом. Обмежувальною ланкою процесу вважається дифузія фосфору в шлакових частках.

Повнота використання дефосфоруючої спроможності шлакових часток визначається ступенем завершеності дифузії фосфору в них.

Результати показують, що існує принципова можливість повного використання дефосфоруючої спроможності шлакових часток під час здійснення першої та другої стадій, якщо розміри часток не перевищують $0{,}3 \cdot 10^{-2}$ см. При цьому $\Theta_ц = 1$ при будь-яких розглянутих значеннях глибини занурення фурми та швидкості витікання газо-порошкового струменя.

При більшому розмірі шлакових часток $\Theta_ц < 1$ подальше використання дефосфоруючої спроможності шлакової фази відбувається за рахунок перебігу третьої стадії.

3.3 Процес видалення фосфору сталі в дугових електропечах при продуванні порошковими матеріалами

Завданням цього дослідження є з'ясування дії технологічних чинників на швидкість та завершеність дефосфорації сталей, що виплавляються на свіжій шихті з продувкою порошковими складами в потоці кисню та додувкою чистим киснем до певної концентрації вуглецю.

Пробні плавки виконували на випробувальній установці та у дугових електропечах місткістю 10 та 20 т.

Метал продували сукупністю порошків вапна, залізної руди та плавикового шпату (7:2:1). Гранулометричний і хімічний склад подано в табл. 3.1. Матеріал подрібнювали на цехових бегунах, котрі звично використовуються для розмелювання коксу, феросиліцію тощо. Порошок просіювали крізь сито з отворами сітки в 1 мм. Вапняний порошок зберігали в герметичних ємностях для уникнення гідратації, яка стається при тривалому зберіганні. Висновки визначення вологості порошкоподібного вапна після зберігання протягом 1–2 місяців не виявили значного збільшення кількості вологи.

Як носійний газ застосовували кисень з вологістю не більше 0,4 г/м^3.

Таблиця 3.1 – Фракційний та хімічний склад складових суміші

Компонент	Вміст, %, фракцій, мм					
	>0 <0,06	>0,06 <0,10	>0,10 <0,20	>0,20 <0,32	>0,32 <0,63	>0,63 <1,0
Вапно	9,7 – 10,9	18,5–21,6	24,3–25,7	14,8–16,3	13,8–15,6	14,4–15,5
Залізна руда	4,8– 6,3	14,2–16,5	23,7–26,8	18,6–21,2	18,2–21,8	14,6–16,1
Плавиковий шпат	9,2–10,8	13,8– 15,9	18,4–19,8	23,8–26,8	18,8–21,6	8,4–10,8

	Хімічний склад, %							
Компонент	CaO	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	P_2O_5	S	п. п. п.
Вапно	89,2–93,6	2,5–3,8	0,42–0,79	0,61–1,33	2,2–3,6	0,08–0,13	0,09–0,14	4,3–7,8
Залізна руда	0,09–0,15	5,2–8,5	85,7–90,9	1,8–3,4	0,27–0,41	0,14–0,18	–	–
Плавиковий шпат	0,38–0,66	2,7–9,9	0,72–0,98	0,18–0,34	–	0,11–0,17	0,19–0,29	–

Інтенсивність і ступінь завершеності фізико-хімічних процесів при вдуванні порошків значною мірою залежать від типу та конструкції апаратури.

На заводах експлуатують пневмонагнітачі декількох видів: інжекційні, шнекові, з пластинчастим живильником та камерні живильники, які відрізняються за методом псевдозрідження або подачі порошку в змішувальну камеру. Найбільш стабільним у роботі було визнано камерний живильник, принцип дії якого базується на аерації порошку в нижній частині конуса (аероднища) та транспортуванні його потоком кисню (рис. 3.8, 3.9).

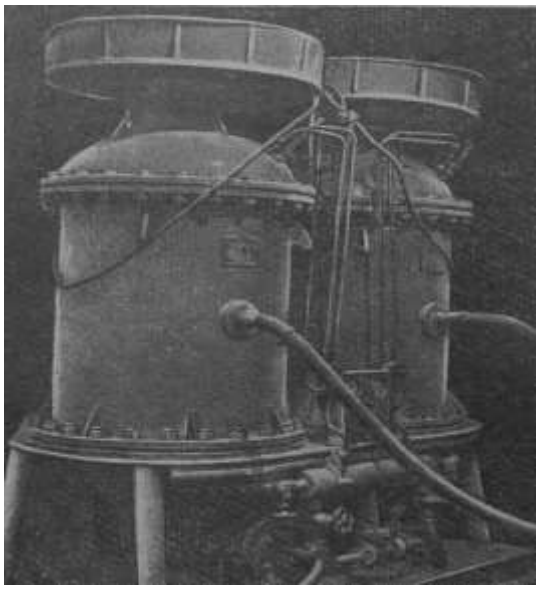
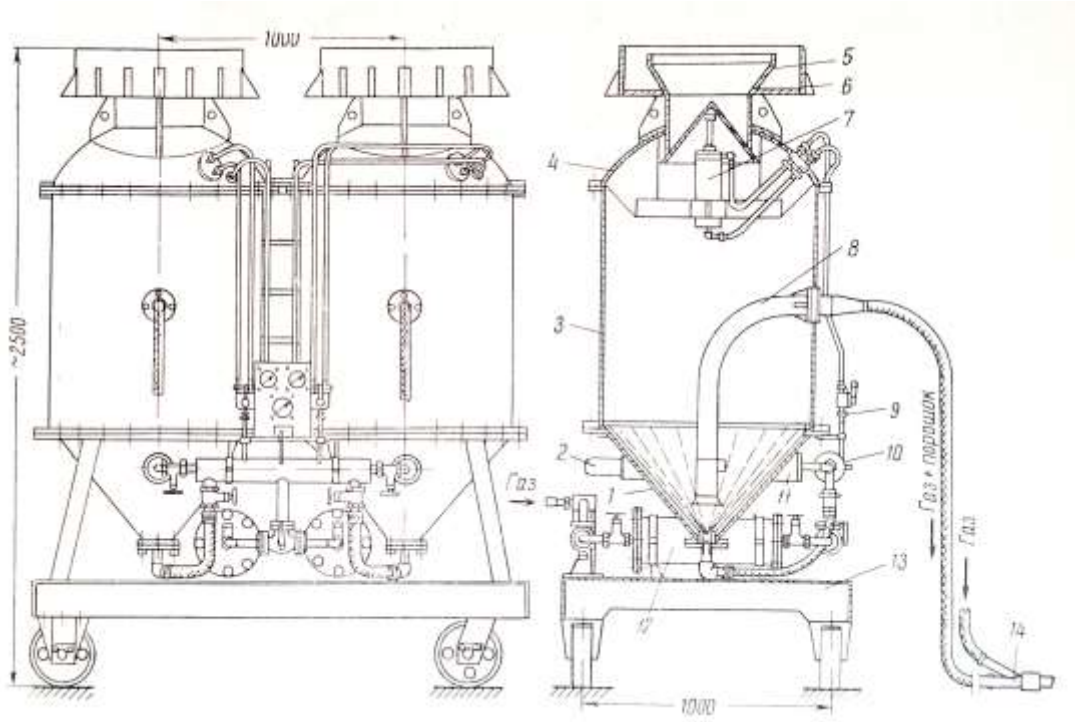


Рисунок 3.8 – Камерний живильник пневмонагнітача

Камерний живильник складається із двох бункерів, кожен з яких вміщує 800 кг порошкоподібного вапна. Подавати порошок у піч можна одночасно з обох бункерів. Після завантаження порошкоподібної суміші з контейнера бункер затуляється пневматичним затвором. Метал при вимкненій печі продували зі сторони робочого вікна через футеровану шамотними котушками металеву трубку діаметром 3/4" і завдовжки 6–8 м.

Процес продувки відбувається наступним чином. Сталевар наближає форму до поверхні металу (якщо шлак періоду плавлення попередньо зливають) або шлаку і дає настанову на подачу кисню безпосередньо у фурму, оминаючи камерний живильник. Для цього перед металевою трубкою зроблено врізку кисневого шланга безпосередньо від киснепроводу (див. рис. 3.8). З моменту подачі кисню під над-

лишковим тиском 10 атм сталевар занурює фурму в метал і продуває метал протягом 1–1,5 хв. За цей час надлишковий тиск у пневмонагнітачі зростає до 3,5 атм.



1 – аероційне днище; 2 – клапан-запобіжник; 3 – корпус, 4 – кришка; 5 – горловина; 6 – кільце; 7 – конусний затвор; 8 – забірна труба; 9 – кран; 10 – колектор; 11 – патрубок; 12 – абсорбер; 13 – візок; 14 – сопло

Рисунок 3.9 – Камерний живильник

Слід зазначити, що при виконанні дослідницьких плавок, що мають на меті вивчення впливу транспортного тиску на швидкість дефосфорації, цю процедуру не проводили. Кисень з киснепроводу подавали відразу у пневмонагнітач, змінюючи надлишковий тиск від 2,5 до 6,8 атм.

Наступним етапом була подача кисню до пневмонагнітача – надлишковий тиск у живильнику залишався рівним 3,5 атм при тиску в киснепроводі 10 атм. Порошок у метал не подавали. Вихід порошку з пневмонагнітача починався в момент припинення подачі кисню від головного киснепроводу безпосередньо у футеровану фурму. У цей момент надлишковий тиск у живильнику зростав до 7 атм. Тривалість продувки і порошком складала 7–14 хв.

Надмірний тиск у пневмонагнітачі під час продування змінювався несуттєво і лише наприкінці продування спадав до 0,5–1 атм. Це свідчило про видування всієї завантаженої порошкоподібної суміші, а сталість тиску в пневмонагнітачі допускала вважати видування порошку рівномірним у часі.

Витрату суміші на продування змінювали в межах 1,5–5% від маси металу, інтенсивність подачі порошку на різних плавках – у межах 1,8–6,0 кг/т·хв. шляхом переміни транспортного надмірного тиску в живильнику від 2,5 до 6,8 атм. Концентрація порошку в струмені газу на всіх плавках мінялася несуттєво і була 6,6–7,7 кг/м^3.

У момент падіння тиску в пневмонагнітачі вмикали подачу кисню просто у фурму, а подачу в пневмонагнітач переривали. Таким чином, перехід від продування металу порошком до продування його чистим киснем до заданого вмісту по вуглецю реалізовували без перерви, не виймаючи фурму з металу і не викачуючи шлак першого періоду. Чистим киснем метал продували протягом 3–10 хв., після чого перекривали кран на киснепровід і давали витримку для зняття тиску в пневмонагнітачі, потім фурму витягали з металу і після отримання аналізу на вуглець скачували шлак окисного періоду.

При проведенні дослідницьких плавок сталі 18Х2Н4ВА, ШХ15 та ін. на свіжій шихті у складі завалки використовували вуглецевий брухт, чавун і кокс. Хімічний склад металу перед продуванням змінювався у наступних межах: 0,46–1,87% C, 0,21–0,82% Mn, 0,04–0,11% Si, 0,013–0,049% P, 0,012–0,044% S, 0,11–0,28% Cr.

Проби металу для хімічного аналізу під час продування порошками відбирали з інтервалом в 1–2 хв. Проби шлаку для хімічного аналізу і металу для визначення вмісту газів відбирали у наступні періоди плавки: 1) після розплавлення перед початком продування порошками; 2) після продування порошками; 3) наприкінці окисного періоду; 4) з ковша (на утримання газів).

Температуру заміряли платина–платинородієвою термопарою занурення. Температура металу в окислювальний період змінювалася таким чином: перед продуванням порошками 1545–1565 °С, протягом 8–15 хв. після продування порошками 1515–1545 °С, в кінці продування металу чистим киснем 1565–1625 °С.

Відновлювальний період плавки і розливання металу проводили за прийнятою технологією. З металу всіх плавок відливали злитки масою 2,8–3,8 т. Готовий метал піддавали контролю на неметалеві включення, макро– і мікроструктуру і випробуванням на механічні властивості.

Дослідні плавки проводили за наступними варіантами:

1. Продувка дефосфоруючою сумішшю (7:2:1) із зануренням фурми в метал під кутом 30° на глибину 180 мм по довжині фурми в 10–т печі: а) без скачування шлаку в період плавлення; б) зі скачуванням шлаку.

2. Те саме, в печі ємністю 20 т: а) без скачування шлаку; б) зі скачуванням шлаку.

3. Продувка сумішшю (7:2:1) при положенні фурми на межі метал–шлак в 10–т печі: а) без скачування шлаку; б) зі скачуванням шлаку.

4. Продувка сумішшю (7:2:1) в печі ємністю 10 т при комбінованому положенні фурми (занурення фурми під кутом 30° на глибину 350 мм по її довжині з подальшим переміщенням на кордон розділу метал–шлак): а) без скачування шлаку; б) зі скачуванням шлаку.

5. Присадка суміші (7:2:1) на поверхню металу після скачування шлаку в період плавлення і подальша продування металу чистим киснем.

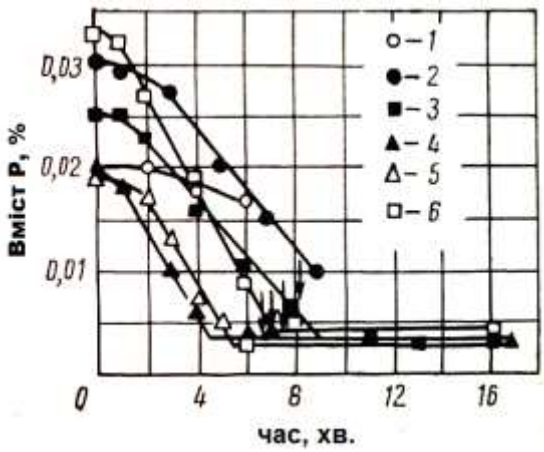
6. Продувка сумішшю вапна і плавикового шпату (4:1) із зануренням фурми в метал після скачування шлаку.

7. Продувка сумішшю вапна і плавикового шпату (4:1 і 7:3) після скачування шлаку в період плавлення і без занурення фурми в метал.

8. Проведення плавок за заводською технологією з рівномірною присадкою порцій залізної руди і вапна.

3.3.1 Вплив первинного шлаку

Аналіз кінетичних кривих окислення фосфору (рис. 3.10–3.12) дає змогу виділити три етапи продувки для плавок без зливу шлаку періоду розплавлення, два етапи для плавок зі зливом (рис. 3.13). В останньому випадку перший етап відзначається сталою швидкістю окиснення фосфору і завершується одержанням у металі 0,003–0,005% Р; концентрація вуглецю при цьому знижується незначно (табл. 3.2). Другий етап характеризується майже нульовою швидкістю окиснення фосфору та великою швидкістю окиснення вуглецю і закінчується у момент досягнення в металі заданого вмісту вуглецю.



Інтенсивність продування (кг/т·хв.): 1 – 1,81; 2 – 2,83; 3 – 3,54; 4 – 3,61; 5 – 5,75; 6 – 5,75; 7 – 6,2.

Рисунок 3.10 – Зміна концентрації фосфору при продуванні порошком в 10–т печі без скачування шлаку періоду плавлення



Інтенсивність продування (кг/т·хв.): 1 – 2,45; 2 – 2,95; 3 – 2,65

Рисунок 3.11 – Зміна концентрації фосфору при продуванні порошком в 10–т печі із зануренням фурми в метал



Інтенсивність продування (кг/т·хв.): 1 – 1,82; 2 – 2,25; 3 – 4,06

Рисунок 3.12 – Зміна концентрації фосфору при продуванні в 10–т печі при положенні фурми на межі розділу метал–шлак

Якщо перед продуванням порошком шлак періоду плавлення не зливають, то на кінетичних графіках відзначається «інкубаційний проміжок», що визначається

збільшенням темпу окислення фосфору від нульового значення до сталого, яке залежить від технологічних умов продувки (сили, розташування фурми і т. п.).

Хімічний розбір шлаку періоду плавлення, що утворюється завдяки окалині, нестійких до окислення складників шихти, футерування горна, що руйнується, та заправних компонентів, змінюється в таких межах: оксид кальцію – 10,6–36,8%, кремнезем 18,1–32,9%, оксид заліза (загальний) – 3,7–12,9%, п'ятиоксид фосфору 0,02–0,09%. Слабоосновний шлак такого складу при потраплянні до реактивної зони продувки, сповільнює процес дефосфорації. Внаслідок цього виявляється потрібним вдувати певну частку дефосфоруючого збору для зрівноваження його ефекту.

Підвищення сили продувки при зануренні у метал фурми сприяє скороченню «інкубаційного проміжку» (рис. 3.10 і табл. 3.2). Натомість, зсув фурми по поверхні металу веде до того, що в перший же момент продувки порошком значна частина шлаку періоду плавлення потрапляє в реактивну зону та уповільнює процес дефосфорації. Тривалість «інкубаційного проміжку» збільшується до 5–6 хв. (рис. 3.12, лінія 2).

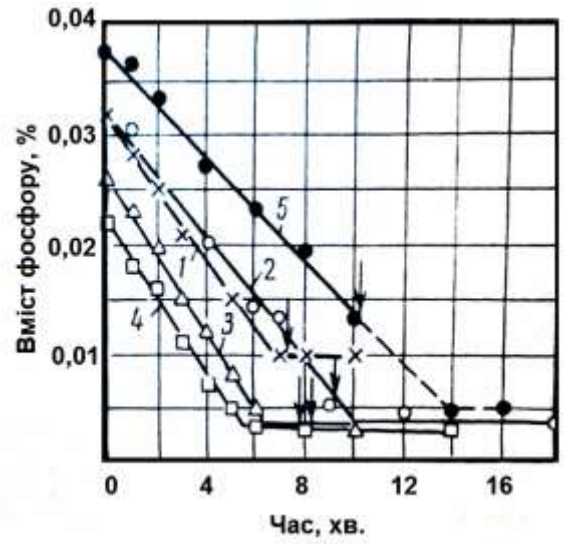
Усе викладене дозволяє дійти висновку, що шкідливий вплив шлаку періоду плавлення виявляється тоді, коли цей шлак потрапляє в зону реакції шлаку до того, як відбулася реакція дефосфорації. Імовірно, у цьому випадку реакція дефосфорації стримується внаслідок зниження лужності несформованого шлаку.

Це припущення підтверджується далі. Хімічний аналіз шлаку після продувки металу порошком без попереднього його зливання у період плавлення демонструє, що вміст FeO дорівнює 15,2–20,2% (середнє 17,7%) при лужності 3,5–4,5 (середня 4,0) й відношенні CaO/ΣFeO 2,5–3,5 (середнє 3,0). Якщо шлак періоду плавлення зливається, то після продувки в ньому міститься 16,9–19,9% FeO (середнє 18,55%) при лужності 5,1–6,2 (середня 5,75) й відношенні CaO/ΣFeO 2,6–3,1 (середнє 2,85).

Таким чином, шлак періоду плавлення знижує лужність сформованого шлаку та зменшує співвідношення CaO/ΣFeO, проте кінцевий шлак і в цьому випадку має велику дефосфоруючу здатність. Наявність шлаку періоду плавлення не має впливу на повноту дефосфорації (табл. 3.2), яка переважно визначається технологічними параметрами продувки, але трохи погіршує кінетику процесу (рис. 3.13). Швидкість дефосфорації без зливання шлаку періоду плавлення дещо нижча за однакових параметри продувки.

Таблиця 3.2 – Технологічний аналіз окисного періоду плавок, виплавлених за варіантами 1 – 3

Номер плавки	Витрата порошкового реагенту, кг/%	Час продування, хв.	Інтенсивність продування, кг/т·хв.	Вміст у металі, %			v_C, %/хв.·10^{-3}	v_P, %/хв.·10^{-3}
				C	P	Mn		
Варіант 1								
а. Без скачування шлаку								
304165	370/3,20	12	2,83	1,08	0,024	0,42	12,4	1,64
307397	160/1,40	8	1,10	0,62	0,021	0,36	8,5	0,71
307559	370/2,89	9	3,6	0,39	0,025	0,27	15,1	2,25
306404	370/2,93	11	2,94	1,77	0,051	0,44	8,1	1,4
308008	370/3,18	8	3,54	0,99	0,030	0,30	22,1	2,23
308923	590/4,85	7	6,1	0,63	0,034	0,24	30,0	4,1
б. Зі скачуванням шлаку								
309227	470/4,06	8	4,47	0,87	0,033	0,56	22,1	3,1
309348	370/3,12	8	4,44	0,45	0,033	0,25	21,4	3,14
318367	470/4,5	9	5,1	0,27	0,025	0,20	23,2	3,4
318608	470/4,16	9	5,24	0,57	0,021	0,33	15,0	3,43
Варіант 2								
а. Без скачування шлаку								
304198	360/1,55	13	1,21	1,13	0,0287	0,43	4,14	0,83
308129	710/3,18	13	2,67	1,07	0,011	0,46	7,5	0,5
308176	510/2,27	10	2,54	1,07	0,0132	0,40	5,7	0,54
308215	710/3,16	14	2,41	1,04	0,018	0,65	6,14	0,45
б. Зі скачуванням шлаку								
308223	710/3,17	10	2,91	1,04	0,016	0,80	4,54	0,545
Варіант 3								
а. Без скачування шлаку								
305897	370/3,12	15	2,24	0,47	0,002	0,12	22,7	0,74
306337	1,80/1,49	9	1,81	1,04	0,004	0,15	23,3	0,5
307996	470/4,06	11	4,07	1,37	0,004	0,15	19,1	1,5
б. Зі скачуванням шлаку								
309267	590/5,2	11	5,1	0,34	0,004	0,15	20,1	2,3



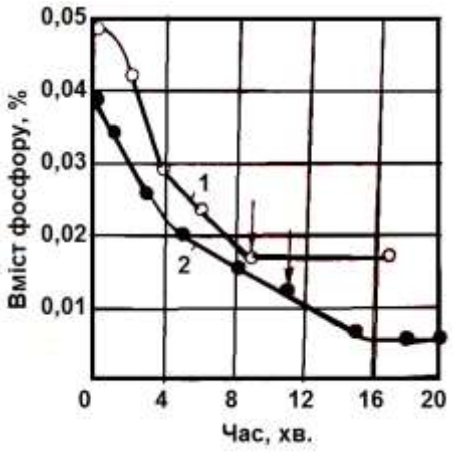
Інтенсивність продування (кг/т·хв.): 1 – 4,45; 2 – 4,45; 3 – 5,2; 4 – 5,3; 5 – 5,2

Рисунок 3.13 – Зміна концентрації фосфору при продуванні в 10–т печі при скачуванні шлаку періоду плавлення

Оскільки обсяг шлаку періоду плавлення від плавки до плавки суттєво не змінюється і відносно невеликий (1%), а видалення його є трудомісткою операцією, що тягне за собою додаткову витрату часу та охолодження металу, то можна порадити у виробничих умовах продувку порошком виконувати без початкового видалення шлаку. Темп дефосфорації можна підсилити підвищенням інтенсивності продувки. При інтенсивності продувки 5,2 кг/т·хв. (табл. 3.2) швидкість дефосфорації при видаленні шлаку становить $3{,}4 \cdot 10^{-3}$%/хв. Зростання інтенсивності продувки до 6,0 кг/т·хв. навіть за наявності шлаку періоду плавлення збільшує швидкість дефосфорації до $4{,}0 \cdot 10^{-3}$%/хв.

3.3.2 Вплив положення фурми та інтенсивності продувки

На рис. 3.14 показані кінетичні залежності дефосфації при комбінованому положенні фурми під час вдування порошкового матеріалу, з яких випливає, що переміщення фурми з глибини металу на його поверхню призводить до зменшення швидкості дефосфорації в 2–2,5 рази (табл. 3.3). Водночас знижується і швидкість зневуглецювання.



Інтенсивність продування (кг/т·хв.): 1 – 3,45; 2 – 2,5

Рисунок 3.14 – Зміна концентрації фосфору при продуванні при комбінованому положенні фурми в 10–т печі

Очевидно, що занурення фурми у метал на глибину 350 мм при інтенсивності продувки 2,4 кг/т·хв. дає таку ж швидкість дефосфорації ($3{,}5 \cdot 10^{-3}$%/хв.), як і занурення її на глибину 200 мм при інтенсивності продувки 5,0 кг/т·хв. Навпаки, приб-

лизно однакова інтенсивність продувки (3,44–3,50 кг/т·хв.) зумовлює зростання швидкості дефосфорації з $2{,}22\cdot10^{-3}$%/хв. до $4{,}8\cdot10^{-3}$%/хв. при зануренні фурми на глибину 350 мм у порівнянні з глибиною 200 мм.

Таблиця 3.3 – Технологічні показники окисного періоду плавок, що виплавлені за варіантом 4

Номер плавки	Витрата порошку кг/%	Час продувки (з зануренням фурми /фурма на поверхні), хв.	Інтенсивність продувки, кг/т·хв.	Вміст у металі, % *			v_C, %/хв.·10^{-3} (глибинна /поверхнева)	v_P, %/хв.·10^{-3} (глибинна /поверхнева)
				C	P	Mn		
Варіант 1								
а. Без скачування шлаку								
305615	350/3,20	4,5/4,7	3,45	0,72 0,63 0,55	0,047 0,026 0,016	0,24 0,22 0,22	20,3/7,3	4,7/2,17
б. Зі скачуванням шлаку								
307387	350/3,15	5,5/6,5	2,5	0,61 0,51 0,47	0,037 0,021 0,011	0,25 0,18 0,13	20,1/4,03	3,5/1,61

Якісно подібні здобутки отримані і при проведенні усієї продувки із зануренням фурми в метал на глибину 200 мм або розміщенням її на межі розподілу метал–шлак.

При однаковій інтенсивності продувки – 1,8 кг/т·хв. швидкість дефосфорації при положенні фурми на межі розділу метал–шлак трохи менша. При інтенсивності ж продувки 3,5–3,6 кг/т·хв., але при зануренні фурми в метал швидкість дефосфорації дорівнює $(2{,}22–2{,}26)\cdot10^{-3}$ %/хв., у той час як при поверхневій продувці з більшою інтенсивністю – 4,04 кг/т·хв. вона складає всього $1{,}6\cdot10^{-3}$%/хв.

Різниця у швидкостях дефосфорації при зміні методу продувки пов'язана з тим, що, наприклад, у випадку занурення фурми в метал шлакові частинки знаходяться в глибині рідкого металу довше на час, який потрібен для спливання частинок на поверхню. Час взаємодії шлакових частинок з металом таким чином збільшується і надається можливість повніше використати дефосфоруючу здатність шлаку. У більшості випадків вміст фосфору досягає найменших значень за час продувки порошком і залишається практично незмінним при подальшій продувці киснем.

При розташуванні фурми на межі розділу метал–шлак вміст фосфору наприкінці продувки порошком у низці випадків значно вищий. Подальша продувка чистим киснем призводить до пониження вмісту фосфору до 0,005%.

Однак якщо вміст вуглецю в металі в кінці продувки порошком вже відповідає заданому, то неможливо до кінця використати дефосфоруючу здатність шлаку, перемішуючи його з металом при подальшій продувці киснем.

Інший недолік поверхневої продувки полягає в тому, що при ній не можна здійснити часткове скачування шлаку після вдування порошку, оскільки його дефосфоруюча здатність використана до цього часу не повністю. До недоліків продувки відноситься і те, що порошок частково виноситься в атмосферу печі і пилиння зростає. Таким чином, продування порошком з розташуванням фурми на межі розділу метал–шлак не технологічне.

У той же час продування фурмою, введеною в піч через робоче вікно, ускладнює занурення її в метал на глибину 300–350 мм по довжині фурми і більше. Найбільш вірогідна глибина занурення становить приблизно 200 мм (100 мм по вертикалі).

Все викладене дозволяє зробити висновок, що для отримання стійко низьких вмістів фосфору в кінці окисного періоду продувку порошком необхідно здійснювати із зануренням фурми в метал на глибину 200 мм.

Дефосфоруюча здатність, що формується в процесі продувки шлаку, не може бути використана повністю також і при низькій інтенсивності продувки. При інтенсивності продувки порошком 1,80 кг/т·хв. вміст фосфору в момент її закінчення 0,015%; подальше продування металу киснем призводить до зниження вмісту фосфору до 0,008%.

З рис. 3.15 випливає, що збільшення інтенсивності продувки у всіх випадках призводить до зростання ступеня використання дефосфоруючої суміші. Кращі здобутки отримані при зануренні фурми в метал, скачуванні шлаку періоду плавлення інтенсивності продувки 5 кг/т·хв. Найменш повне використання дефосфоруючої здатності порошку спостерігається при продувці з розташуванням фурми на межі розділу метал–шлак, без скачування шлаку періоду плавлення при інтенсивності продувки 1,8 кг/т·хв.

В умовах даних досліджень відновлення фосфору з шлаку в метал не спостерігалося ні до кінця продувки металу киснем, ні до кінця окислювального періоду. Більше того, вміст фосфору до кінця продувки киснем зменшувався через більш повне використання дефосфоруючої здатності шлаку. Тому при визначені раціона-

льної витрати порошкоподібної суміші враховували кількість фосфору, видаленого протягом усього окислювального періоду.



1 – продування при зануренні фурми у метал без зливання шлаку періоду плавлення; 2 – те ж, зі зливанням шлаку періоду плавлення; 3 – продування при розташуванні фурми на межі метал–шлак без зливання шлаку періоду плавлення; 4 – те ж, зі зливанням шлаку періоду плавлення; 5 – те ж, продування пилом вапна і плавикового шпату (4:1); 6 – продування при зануренні фурми у метал після зливання шлаку періоду плавлення пилом вапна і плавикового шпату (4:1)

Рисунок 3.15 – Вплив інтенсивності на ступінь використання дефосфоруючого порошку наприкінці продувки пилом

Із рис. 3.16 помітно, що рівень дефосфорації підвищується до витрати порошку, що складає близько 3% від ваги шихти. Подальше зростання витрати порошку не спричиняє помітного збільшення дефосфорації за дослідженого початкового вмісту фосфору в металі.



Рисунок 3.16 – Залежність ступеня дефосфорації від витрати порошку на продувку

Найменша витрата порошку, потрібна для вилучення 0,001% Р з 10-т печі за умов цих дослідів, дорівнює 12–14 кг (або 120–140 кг порошку на 1 кг видаленого з металу фосфору).

Посилення інтенсивності продування порошком спричиняє зростання числа шлакових часток, які потрапляють у рідкий метал за одиницю часу, внаслідок чого збільшується загальна контактна поверхня та темп дефосфорації. Зміна темпу дефосфорації при посиленні інтенсивності продування підкоряється прямолінійному закону (рис. 3.17).



1 – занурення фурми в метал без зливання шлаку періоду плавлення; 2 – занурення фурми в метал зі зливанням шлаку періоду плавлення; 3 – фурма розміщена на кордоні метал–шлак

Рисунок 3.17 – Вплив інтенсивності продування порошковими реагентами на швидкість дефосфорації

Однією з причин низької швидкості дефосфорації при продувці металу порошком в 10–т печі є низька інтенсивність продувки (див. табл. 3.2). Кінетичні, криві при цьому мають менший кут нахилу до осі часу (рис. 3.11).

Таким чином, високий ступінь дефосфорації може бути забезпечений при інтенсивності продувки 4,5–6 кг/т·хв.

3.3.3 Вплив тиску газу

Інтенсивність продувки можна підвищити шляхом збільшення тиску в пневмонагнітачі (транспортного надлишкового тиску).

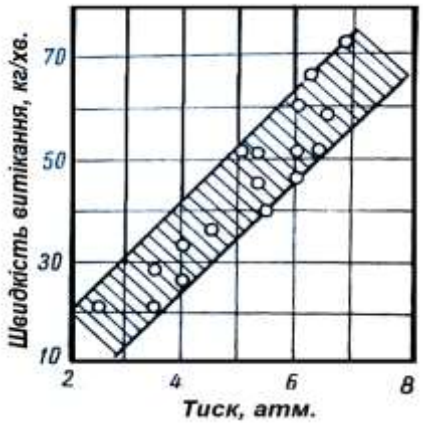
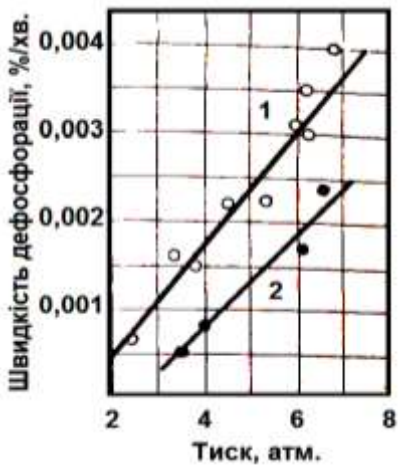


Рисунок 3.18 – Вплив транспортного надлишкового тиску
на швидкість подачі порошку

З рис. 3.18 випливає, що темп витікання порошку зростає пропорційно транспортному тиску, при збільшенні якого з 2,5 до 6,8 атм темп витікання порошку зростає з 20 до 72 кг/хв. Більший розкид дослідних точок пов'язаний в основному зі зміною вмісту порошку в потоці газу.

Підвищення транспортного тиску супроводжується збільшенням не лише кількості шлакових часток за одиницю часу, а й зростанням швидкості газо–порошкового потоку, що приводить до збільшення як глибини проникнення часток у рідкий метал, так і коефіцієнта масоперенесення фосфору у шлак.

Залежність швидкості дефосфорації від транспортного тиску зображена на рис. 3.19. Збільшення тиску призводить до підвищення швидкості дефосфорації як при продувці із зануренням фурми в метал, так і при поверхневій продувці.



1 – фурма занурена в метал; 2 – фурма розташована на кордоні метал – шлак

Рисунок 3.19 – Залежність швидкості дефосфорації
від надлишкового транспортного тиску

Розкид експериментальних точок більший, ніж на рис. 3.17, свідчить про те, що транспортний тиск є менш точним показником процесу, ніж інтенсивність продувки (кг/т·хв.) враховує швидкість витікання порошку (кг/хв.) і масу оброблюваного металу (кг).

З рис. 3.19 випливає, що для забезпечення швидкості дефосфорації $3{,}0\cdot10^{-3}$%/хв., відповідної інтенсивності продувки 4,5 кг/т·хв. (рис. 3.20), транспортний тиск має становити не менше 6 атм.

3.3.4 Вплив температури металу

Зміна температури металу перед продувкою порошком у межах 1500–1570 °С та в кінці продувки чистим киснем у проміжку 1520–1620 °С не впливає на повноту та темп дефосфорації.

При вдуванні порошку у рідку сталь розплавлення його й перегрів утвореного шлаку здійснюється завдяки теплоті металу. Це варто брати до уваги, щоб наприкінці окисного періоду досягти встановленої температури.

Якщо припустити, що шлакові частки при вдуванні досягають температури металу, то її зменшення складе

$$\Delta t = \frac{c_2 t_1}{c_1} \frac{B}{100}{}^{0}C, \qquad (3.2)$$

де t_1 – температура сталі перед продуванням, °С;

C_1 і C_2 – відповідно теплоємність рідкої сталі і шлакових частинок, ккал/кг·град;

В – кількість порошку, %.

Беручи температуру металу перед продувкою рівною 1550 °С, теплоємність сталі 0,2, а теплоємність основного шлаку $0{,}175 + 0{,}75\cdot10^{-4} = 0{,}29$, підраховуємо пониження температури в залежності від кількості порошку, що вдувається:

В, %	1	2	3	4	5	6
Δt, °С. . . .	22	45	67	90	112	134

Фактичне зниження температури після вдування 3–5% порошку складає тільки 30–50 град. Необхідно врахувати підвищення температури металу в результаті окислення його домішок. Беручи до уваги, що реакції зневуглецювання супроводжує окислення значної кількості інших елементів, можна, висловити їх результуюче дію на підвищення температури при окисленні 0,01% С.

3.3.5 Вплив складу порошкоподібної суміші

Раніше було доведено, що впорскуванням суміші порошків вапна та плавикового шпату у пропорції 4:1 можна досягти високих темпів дефосфорації. Проте результати лабораторних вивчень дозволили з'ясувати, що продування сумішшю такого складу відзначається меншою завершеністю та швидкістю.

Дослідні плавки у 10-т печах підтвердили здобуті в лабораторних умовах висновки. Незважаючи на попереднє зняття шлаку, всі кінетичні криві мають «інкубаційний проміжок», зумовлений відсутністю у складі суміші оксидів заліза, потрібних для окислення фосфору.

Таблиця 3.3 – Технологічні показники окисного етапу плавок, виплавлених за варіантами 6 і 7 дефосфорації (продування сумішшю вапна і плавикового шпату)

Номер плавки	Витрата порошку, кг / %	Час продувки, хв. (порошком /киснем)	Інтенсивність продувки, кг/т·хв.	Вміст у металі, % *			v_C, %/хв.·10^{-3}	v_P, %/хв.·10^{-3}
				C	P	Mn		
Варіант 6 (суміш 4:1)								
315191	350 / 3,15	7 / 5	4,01	0,62 0,56 0,26	0,017 0,014 0,005	0,31 0,25 0,21	8,74 / 58,0	0,5 / 1,5
Варіант 7 (суміш 4:1)								
315199	350 / 3,06	7 / 4	4,11	0,65 0,62 0,35	0,022 0,015 0,005	0,90 0,65 0,34	5,0 / 32,5	1,0 / 2,24
315458	350 / 3,06	8 / 8	3,41	0,81 0,57	0,047 0,044	0,43 0,34	26,6 / -	0,32 / -
315498	350 / 3,12	7 / -	3,91	0,66 0,46 0,36	0,027 0,015 0,021	0,44 0,25 0,21	23,7 / -	1,5 / -
318598	450 / 4,0	7 / 3	5,0	0,24 0,13	0,010 0,005	0,20 0,17	15,0 / 36,6	1,36 / 1,66
Варіант 7 (суміш 7:3)								
315468	350 / 3,11	7 / 4	3,91	0,76 0,58 0,30	0,020 0,005 0,004	0,38 0,27 0,24	23,7 / 70,0	1,87 / 0,4



1 – пл. 315199; 2 – пл. 315498; 3 – пл. 315498; 4 – пл. 318598

Рисунок 3.20 – Зміна концентрації фосфору при продуванні сумішшю порошків вапна і плавикового шпату (4:1) зі скачуванням шлаку періоду плавлення

Уживання кисню як носія газу спричиняє оксидування заліза металевої ванни та поступове зростання вмісту закису заліза у шлаку, що утворюється.

При розміщенні фурми над поверхнею металу не завжди виходить здобути у шлаку потрібну кількість закису заліза.

Застосування порошкоподібної суміші складу 4:1 формує шлак з вищою температурою плавлення і тому має відносно високу густину, що, мабуть, також зменшує швидкість дефосфорації. Обдування порошком, який містить більше плавикового шпату (7:3), супроводжується утворенням шлаку з більшою плинністю, що й підвищує швидкість дефосфорації до 1,88·10–3%/хв.

Таким чином, застосування порошкових сумішей, що не містять оксидів заліза, за різних умов подачі їх у метал забезпечує меншу швидкість та глибину дефосфорації сталі.

3.3.6 Дефосфорація сталі за діючою технологією

У табл. 3.4 наведено головні технологічні показники окисного етапу виплавки на свіжій шихті з оксидуванням вуглецю залізною рудою. При виконанні цих плавок руду та вапно додають порціями, рівномірно. Із табличних даних виходить, що досягнення найменшого вмісту фосфору в металі можливе лише через 25–30 хв. після старту додавання руди. Вміст фосфору в металі нижче 0,005% здобути не ви-

ходить через високу температуру металу у кінці окисного етапу, оскільки трапляється відновлення фосфору зі шлаку (рис. 3.21).

Таблиця 3.4 – Технологічні показники окисного етапу плавки сталей у печах місткістю 10 т, що проводяться за поточною технологією з оксидуванням вуглецю залізною рудою (варіант 8)

Марка сталі	Момент відбору проб, хв.	Вміст в металі,%		Швидкість окислення, %/хв·10^{-3}		$\upsilon_C^{ср}$, %/хв.·10^{-3}	$\upsilon_P^{ср}$, %/хв.·10^{-3}	Температура, ^{0}t (початкова/кінцева)
		C	P	υ_C	υ_P			
ШХ15	-	1,35	0,022	-	-	0,72	8,7	1550 / 1600
	5	1,21	0,018	27	1,2			
	10	1,18	0,014	7	0,9			
	15	1,12	0,00	12	1,1			
	20	1,08	0,007	9	0,5			
	25	1,05	0,006	7	0,3			
	30	1,02	0,006	11	0			
	37	0,99	0,006	4,2	0			
	47	0,96	0,006	3	0			
18Х2Н4ВА	-	0,82	0,025	-	-	0,7	12,7	1530 / 1615
	5	0,78	0,021	7	1,2			
	10	0,71	0,016	18	0,6			
	15	0,61	0,013	21	1,1			
	20	0,53	0,006	16	1,0			
	25	0,46	0,006	13	0			
	30	0,26	0,005	40	0,5			
	35	0,18	0,006	13	0			
	40	0,17	0,005	3	0			
	45	0,17	0,006	3	0			
	55	0,12	0,006	2	-0,2			
	60	0,14	0,006	0	-0,2			

Вміст закису заліза в шлаку становить 15,8% на початку окисного періоду, 35,8% в середині і 21,6% в кінці. Основність шлаку менше, ніж при продувці металу порошком, і дорівнює 1,6–2,0, а відношення CaO/ΣFeO = 0,72–1,69.

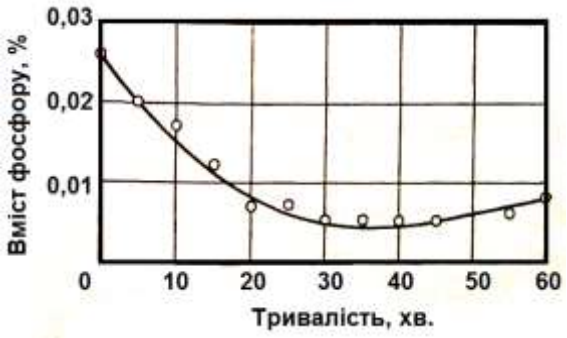


Рисунок 3.21 – Зміна концентрації фосфору при виплавці сталі 18Х2Н4ВА з окисленням вуглецю залізною рудою

Темп окиснення фосфору в окремі моменти окисного етапу сягає $1{,}1\cdot10^{-3}$%/хв., але середня його величина за увесь період не перевищує $0{,}72\cdot10^{-3}$%/хв. (табл. 3.4).

Отже, темп та ступінь дефосфорації при виплавці сталі за чинним способом значно менші, ніж при продувці порошкоподібною сумішшю 7:2:1.

Кінцевий вміст фосфору у готовому металі сталей ШХ15 та 18Х2Н4ВА, виплавлених за чинним способом, змінюється у межах 0,011– 0,016%, тоді як метал дослідних плавок тих самих сталей при найкращих умовах продувки вміщує 0,006–0,010% Р.

3.3.7 Дослідження якості металу

У табл. 3.5 показано зміну вмісту газів у металі дослідних та промислових розплавів по ходу окисного періоду і в готовому металі.

Таблиця 3.5 – Вміст газів у металі дослідних плавок

Номер плавки	Сталь	Вміст, %		
		O_2	H_2	N_2
Варіант 1, а				
305164	ШХ15	0,012	0,0011	0,006
306396	18Х2Н4ВА	0,012	0,0005	0,007
307006	ШХ15	0,015	0,0005	0,005
307914	18Х2Н4ВА	0,010	0,0005	0,015
307922	18Х2Н4ВА	0,010	0,0005	0,008
308096	18Х2Н4ВА	0,005	-	0,006
Варіант 1, б				
308226	18Х2Н4ВА	0,007	0,0004	0,007
308349	18Х2Н4ВА	0,009	-	0,007
Варіант 8				
306603	18Х2Н4ВА	0,012	0,0004	0,003
309314	ШХ15	0,008	0,0002	0,012
344228	18Х2Н4ВА	0,010	0,0006	0,003

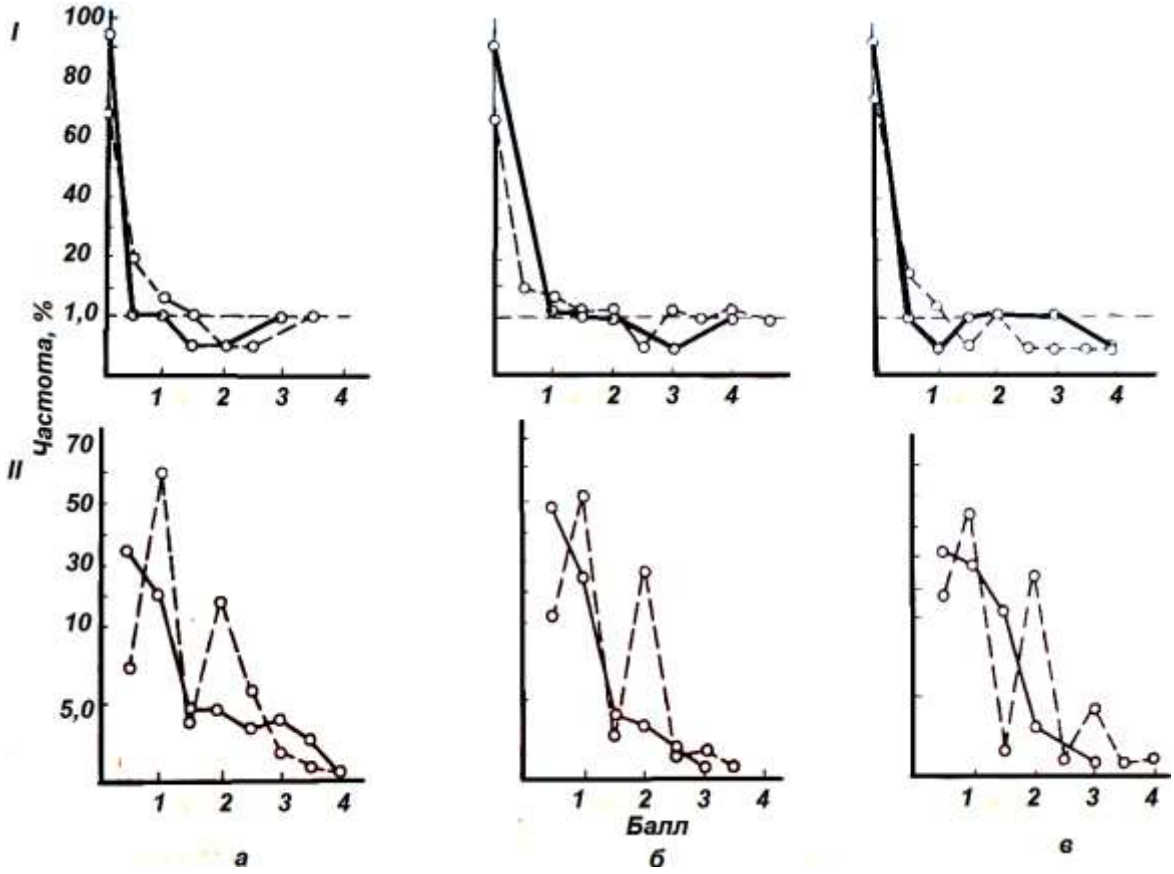
Цікаво зауважити, що до кінця продування металу порошком вміст кисню підвищується незначно. Навпаки, до кінця продування металу киснем його окисненість зростає у 3,5–6 разів. Вміст кисню в готовому металі дослідних та промислових розплавів приблизно однаковий і визначається технологією проведення віднов-ного періоду й розливання.

До кінця продування металу порошком вміст у ньому водню не зростає. Для деяких плавок подальше продування чистим киснем знижує вміст водню. У гото-

вому металі дослідних та промислових розплавів вміст водню перебуває на одному рівні.

При продуванні розплаву порошком помічається схильність до скорочення вмісту азоту в металі на 0,001–0,002%.

Наслідки випробувань сталі 18Х2Н4ВА, розплавленої за чинною та експериментальною технологією, не виявили суттєвих відмінностей у механічних характеристиках металу. Метал усіх експериментальних розплавів відповідає вимогам технічних умов. При перевірці макрошаблонів та зламу дефектів (волосявин, флокенів та подібних) у досліджуваному металі не виявлено.



а – верх; б – середина; в – низ.

I – глобулярні включення, сталь ШХ15;

II – оксидні включення, сталь 18Х2Н4ВА;

-------- – дослідні плавки; ——— – звичайні

Рисунок 3.22 – Частотні криві забрудненості металу по висоті зливків

Аналіз макробудови не дав змоги встановити різниці в металі дослідних та промислових розплавів.

Металургійну оцінку забрудненості сталі неметалевими домішками при збільшенні у 100 разів проводили по висоті злитка на чотирьох мікрошліфах, вирізаних із макрошаблону від середини до периферії для сталі ШХ 15 і для сталі 18Х2Н4ВА. Макрошаблони вирізали із зразків, відібраних після прокату металу на стані 950 по висоті злитка (А, Б, Х). Мікрошліфи по перерізу поділяли на 25 ділянок. Кожен тип включень на кожній ділянці оцінювали за найвищим балом. Проконтролювали метал двох розплавів сталі 18Х2Н4ВА і двох розплавів сталі ШХ15, розплавлених за експериментальною технологією, а також метал двох розплавів, розплавлених за традиційною технологією.

У металі дослідних розплавів зростає кількість полів зору, вільних від неметалевих включень: сульфідних з 47 до 51,5%; оксидних з 54 до 57,5%; глобулярних з 71,2 до 94,3%.

Водночас знижується середній показник максимальних сульфідних і глобулярних включень. У металі дослідних сплавів середній показник максимальних сульфідних включень сягає 1,1–1,4, а глобулярних 0,85–1,8. У металі промислових сплавів середній показник максимальних сульфідних і глобулярних включень становить відповідно 1,3–1,6 і 1,7–2,3. Частотні криві (рис. 3.22) демонструють, що метал дослідних сплавів забруднений неметалевими включеннями підвищеного показника меншою мірою, ніж метал промислових сплавів.

3.4 Вплив технологічних чинників на дефосфорацію сталі порошками

Продування металу порошковими матеріалами у струмені газу дозволяє суттєво збільшити швидкість і завершеність перебігу процесу дефосфорації. Однак вивчення цього методу ще недостатньо пов'язане з дослідженням впливу технологічних чинників, що визначають видалення фосфору при продувці порошками. Мета даного розділу роботи — виявити в лабораторних умовах вплив деяких технологічних параметрів на швидкість і повноту протікання процесу дефосфорації порошку.

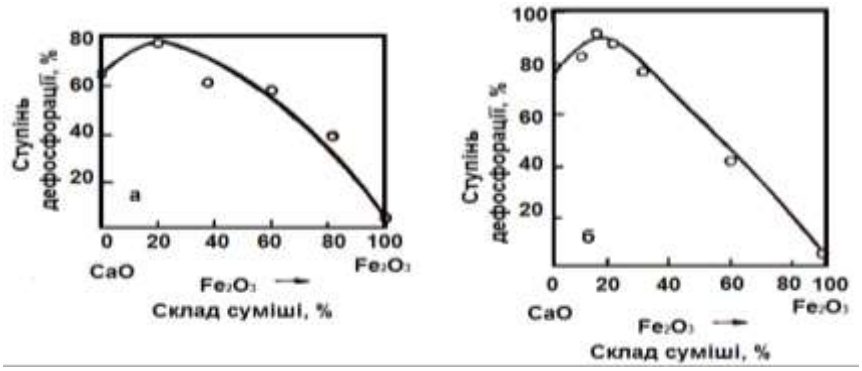
3.4.1 Вплив складу порошкоподібної суміші

Найкращий склад порошкової суміші для дефосфорації вуглецевого розплаву обрано головним чином унаслідок аналізу наявних термодинамічних та кінетичних

уявлень про закономірності процесу дефосфорації. Лабораторними плавками було підтверджено, що невеликі зміни у складі найкращого складу порошкової суміші з 75% вапна, 15% оксидів заліза і 10% плавикового шпату дещо знижують ступінь дефосфорації.

У цій праці подано результати експериментального дослідження впливу складу порошкових сумішей на основі вапна, оксиду заліза та плавикового шпату на дефосфорацію металу в широкому діапазоні зміни вказаних складових. При цьому витрата порошку на продувку була однаковою для всіх дослідних плавок і дорівнювала 3% від ваги металу.

На рис. 3.23 відображено вплив складу порошкових сумішей на ступінь дефосфорації металу.



а – продування сумішами CaO – Fe_2O_3; б – продування сумішами CaO + Fe_2O_3 + 10% CaF_2

Рисунок 3.23 – Залежність ступіня дефосфорації металу від складу порошкових сумішей

Висхідні гілки кривих пов'язані з дефіцитом у сумішах окисів заліза, а низхідні – з браком вапна.

Добавка до чистого вапна 10 і 20% плавикового шпату підіймає ступінь дефосфорації з 64,5% до відповідно 74,0 і 80,0%. При цьому мається на увазі, що нагромадження в руді, що утворюється, окисів заліза, потрібних для дефосфорації, відбувається завдяки окисненню заліза газоподібним киснем, у струмені якого виконується продувка. Якщо у складі суміші присутні оксиди заліза, то добавка плавикового шпату понад 10% не збільшує ступінь дефосфорації (рис. 3.23, б). Отже, додатковий аналіз складів порошкових сумішей вапна та окису заліза із вмістом понад 20% плавикового шпату не є потрібним.

Найбільші значення ступеня дефосфорації досягнуті при продувці металу порошковими сумішами, що містять 15–20% окису заліза. Максимальний ступінь дефосфорації відповідає продувці металу сумішшю, що містить 75% вапна, 15% окису заліза та 10% плавикового шпату. Сприйняті максимуми ступеня дефосфорації зсунуті у бік більших вмістів вапна (див. рис. 3.23). Наявність цих максимумів зумовлена як термодинамічними, так і кінетичними умовами процесу.

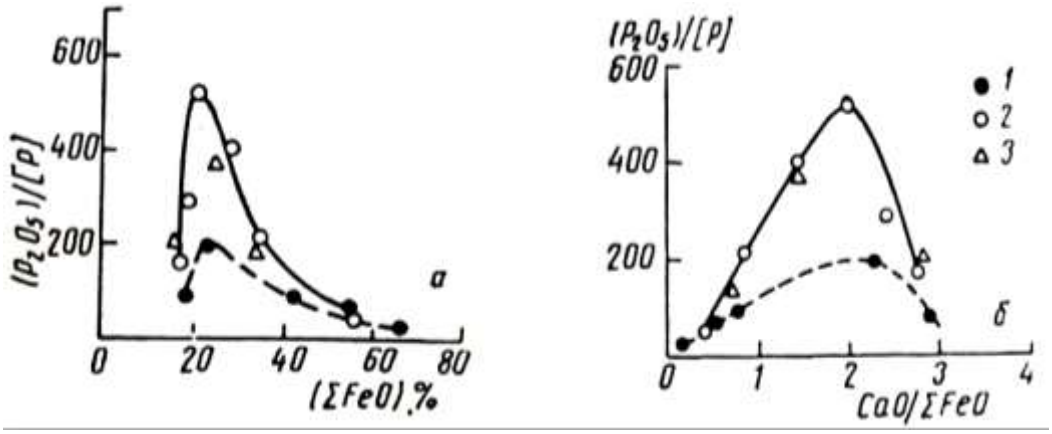
Збільшення у складі сумішей окису заліза веде до зростання вмісту ΣFeO у шлаку (табл. 3.5) і, відповідно, до зростання іонної частки катіонів заліза. Це має супроводжуватись збільшенням коефіцієнта виділення фосфору. Дані, наведені на рис. 3.24, а, демонструють помітне зростання сприйнятого коефіцієнта розподілення фосфору між металом та шлаком $L_p = [P_2O_5]/[P]$ при збільшенні вмісту ΣFeO приблизно до 20%.

Таблиця 3.5 – Хімічний склад сформованого при продувці шлаку та вміст фосфору в металі

Склад суміші, %	Вміст у шлаку, %									CaO/ SiO_2	CaO/ ΣFeO	L_p= (P_2O_5) /[P]	$[P]_p \cdot 10^3$	[P]/ $[P]_p$
	CaO	ΣFeO	SiO_2	P_2O_5	MnO	MgO	CaF_2	Al_2O_3	Cr_2O_3					
Вапна 100	53,42	18,96	4,20	1,32	2,86	8,45	-	1,11	2,08	12,8	2,80	82	0,67	25,5
Вапна 80; окису заліза 20	51,77	22,17	4,99	2,18	2,79	7,29	-	1,21	2,67	10,4	2,33	197	0,93	11,7
Вапна 60; окису заліза 40	30,77	41,73	4,18	1,64	3,73	9,50	-	1,98	6,50	7,37	0,74	91	2,77	6,5
Вапна 40; окису заліза 60	24,67	53,87	2,95	1,54	2,46	8,38	-	2,03	5,78	8,45	0,45	72	4,37	4,7
Вапна 20; окису заліза 80	12,32	66,44	2,72	1,01	2,1	8,53	-	4,02	4,37	4,50	0,19	33	11,60	2,7
Вапна 90; плавикового шпату 10	46,21	16,80	3,49	2,15	5,20	10,04	7,09	4,06	2,54	13,2	2,75	166	2,27	5,6
Вапна 80; окису заліза 10; плавикового шпату 10	45,13	17,84	3,50	2,58	7,21	11,02	7,45	4,55	2,33	12,9	2,52	287	3,99	2,2
Вапна 75; окису заліза 15; плавикового шпату 10	42,1	20,42	4,11	2,63	5,70	10,42	7,37	3,88	2,94	10,50	2,06	524	3,56	1,3
Вапна 70; окису заліза 20; плавикового шпату 10	38,6	26,71	4,16	2,76	5,09	9,09	7,51	3,05	2,14	9,31	1,44	394	5,04	1,4
Вапна 60; окису заліза 30; плавикового шпату 10	28,4	34,0	3,29	2,29	5,90	10,81	9,22	2,72	2,07	8,64	0,85	208	6,52	1,7
Вапна 30; окису заліза 60; плавикового шпату 10	20,58	55,3	3,80	1,50	2,83	5,90	8,17	2,46	2,15	5,41	0,37	51	5,31	5,5
Вапна 80; плавикового шпату 20	44,5	16,13	4,61	1,86	4,31	7,16	16,83	3,00	2,47	9,71	2,78	205	5,54	1,5
Вапна 60; окису заліза 20; плавикового шпату 20	35,5	24,73	4,10	2,19	6,61	6,12	12,24	2,17	2,65	8,67	1,43	367	2,24	2,6
Вапна 40; окису заліза 40; плавикового шпату 20	22,7	32,70	5,61	1,91	4,48	10,94	14,58	3,14	3,03	4,08	0,68	136	2,97	4,7

З наступним зростанням концентрації закису заліза L_p зменшується. Це пов'язано з тим, що концентрація ΣFeO піднімається за рахунок зниження вмісту CaO в

шлаку. При браку іонів кальцію в шлаку дефосфорація в принципі здійсненна, оскільки $L_p>0$, але вона незначна. Так ступінь дефосфорації при продувці порошком окису заліза складає всього 6,6% (рис. 3.23, а). Це пояснюється тим, що без катіонів кальцію Ca^{2+} стійкість аніонів фосфору PO_4^{3-} в шлаку мала, що і не допускає досягнути вагомої дефосфорації.



1 – $CaO+Fe_2O_3$; 2 – $CaO+Fe_2O_3+10\%CaF_2$; 3 – $CaO+Fe_2O_3+20\%CaF_2$

Рисунок 3.24 – Залежність коефіцієнта L_p від окисленості шлаку (а) і співвідношенні CaO/ΣFeO в шлаку (б)

При продуванні порошками спостережуваний коефіцієнт L_p описується кривими з максимумами (рис. 3.24, б). При цьому найбільше значення L_p відповідає продувці порошком суміші з 75% вапна, 15% окису заліза і 10% плавикового шпату. Аналіз результатів показав, що при дефосфорації порошками роль CaO у шлаку значно більша, ніж ΣFeO.

Дані, наведені у табл. 3.5, демонструють, що шлаки, головним чином, формуються при продувці сумішами, що складаються з вапна, окису заліза і плавикового шпату, коливається в межах 4,1–13,2. Як свідчать численні дослідження, збільшення основності шлаку вище 2,5–3,0 не чинить впливу на дефосфорацію. При продуванні названими порошками дефосфорація визначається вмістом ΣFeO та співвідношенням CaO і ΣFeO. Підтримання оптимального значення цих двох показників у шлаку забезпечує сприятливі термодинамічні умови. Однак цього недостатньо, оскільки вони можуть бути значною мірою невикористані. При такому швидкісному способі дефосфорації, як продування порошками, дуже важливо створити сприятливі кінетичні умови для найбільшого наближення процесу до рівноваги.

Тому найважливіше значення набуває наближення до рівноваги шляхом повнішого використання де-фосфоруючої здатності шлаку.

Експериментальні дані рис. 3.24 ілюструють, що при однакових ΣFeO та співвідношенням CaO і ΣFeO у шлаку значення L_p, реалізовані за один і той же час продувки (2 хв.), суттєво відрізняються у разі використання для продувки сумішей вапна та окису заліза без присадки і з присадкою плавикового шпату. Підвищення пов'язане з поліпшенням кінетичних умов дефосфорації завдяки зниженню в'язкості несформованого шлаку.

Введені до складу сумішей 10% плавикового шпату відповідають вмісту його у шлаку приблизно 7–8% (див. табл. 2.5).

В'язкість малокремнеземистого вапняно–залізистого шлаку при вмісті в ньому близько 7% плавикового шпату різко спадає, досягає дуже низьких значень і незначно змінюється з подальшим зростанням вмісту CaF_2. Температура плавлення такого шлаку не перевищує 1250–1300 °C.

Зниження в'язкості шлаку збільшує швидкість процесу, що більше наближає систему до стану рівноваги за час продувки (див. табл. 3.5). Введення до складу сумішей 20% плавикового шпату збільшує вміст його у шлаку до 16,8%. Відсутність зростання спостережуваного коефіцієнту розподілу фосфору, мабуть, пов'язана з незначною зміною в'язкості несформованого шлаку.

Найбільше наближення системи до стану рівноваги досягається при продувці сумішшю, що з 75% вапна, 15% окису заліза і 10% плавикового шпату.

Таким чином, проведене дослідження підтвердило оптимальність обраного складу і дозволило виявити вплив складу сумішей порошків вапна, окису заліза і плавикового шпату в широкому інтервалі зміни зазначених компонентів.

3.4.2 Спосіб введення порошкоподібної суміші у метал та тип газу-носія

Раніше було показано, що раціональна витрата суміші оптимального складу при вихідному вмісті фосфору в металі 0,05–0,06% складає 3% від ваги металу. Ступінь дефосфорації з подальшим зростанням витрати суміші змінюється несут-

тєво через досягнення гранично низького (не більше 0,005%) вмісту фосфору в металі.

Розгляд можливих варіантів дефосфорації з використанням суміші оптимального складу (табл. 3.10) демонструє, що максимальна ступінь дефосфорації (92%) досягається при зануренні фурми в метал – вміст фосфору після продувки складає 0,005%. Мінімальний ступінь дефосфорації (31%) спостерігається у разі присадки суміші на поверхню металу з наступною витримкою без продувки киснем – вміст фосфору при цьому знижується лише до 0,039%. Слід відмітити, що при продувці чистим киснем відбувається певне, хоча й невелике, зменшення вмісту фосфору в результаті контактування металу з основною футеровкою печі. Присадка суміші на поверхню металу з наступною продувкою чистим киснем підвищує ступінь дефосфорації до 71% завдяки виникаючому при цьому інтенсивному перемішуванню металу зі шлаком.

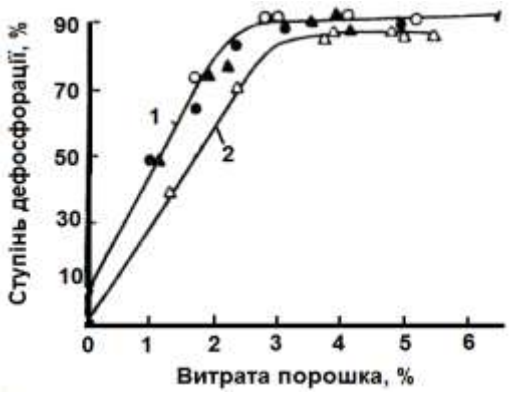
Більш висока ступінь дефосфорації при продувці порошком із зануренням фурми в метал (92%) можна пояснити збільшенням часу безпосереднього контактування шлакових частинок при пульверизації їх транспортуючим газом вглиб рідкого металу. При цьому зростає і ступінь зневуглецювання (табл. 3.6).

Таблиця 3.6 – Дефосфорація сталі при різних методах введення суміші в рідкий метал

Варіант	Витрата суміші, %	Витрата кисню, $м^3$	Температура металу, °С	Вміст у металі, %		Ступінь дефосфорації $\Delta P/[P]\cdot 100\%$	Ступінь зневуглецювання $\Delta C/[C]\cdot 100\%$	Швидкість дефосфорації $V_р\cdot 10^3$, % хв.
				P	C			
1. Продувка із зануренням фурми в метал	2,84	0,22	1570 / 1615	0,062 0,006	0,72 0,21	91	72	29
2. Продувка при положенні фурми на межі розділу метал–шлак	2,95	0,22	1580 / 1585	0,056 0,012	0,67 0,38	81	47	23
3. Присадка суміші на поверхню металу з наступною продувкою чистим киснем	3,1	0,22	1580 / 1615	0,057 0,017	0,74 0,19	72	77	21
4. Присадка суміші на поверхню металу з наступною витримкою	3,1	0	1580 / 1580	0,056 0,038	0,64 0,64	32	-	10
5. Продувка киснем з зануренням фурми в метал без використання суміші	0	0,22	1580 / 1625	0,0567 0,050	0,73 0,11	10	85	2,6

Середня швидкість дефосфорації у цьому випадку у 1,27 рази більша, ніж при обдуванні.

Дослідження виду транспортуючого газу показало, що заміна кисню аргоном не чинить суттєвого впливу на ступінь дефосфорації металу, особливо (рис. 3.25) при витраті суміші 3%. За однакових умов продувки вплив виду транспортуючого газу проявляється на дефосфорацію тільки за рахунок зміни хімічного складу несформованого шлаку. Дійсно, заміна кисню аргоном зменшує окисленість несформованого при продувці шлаку (ΣFeO = 13,4–14,8%).



1 – продувка порошком в струмені кисню; 2 – продування порошком в струмені аргону.

Вміст вуглецю,%: ● – 0,03–0,04; Δ – 0,3–0,5; ○ – 0,5–0,7; ▲ – 0,8–1,0

Рисунок 3.25 – Вплив різновиду транспортуючого газу на ступінь дефосфорування при різній витраті порошкоподібної суміші

Однак спостережуваний коефіцієнт розподілу фосфору між металом і шлаком, приведений до однакової витрати суміші

$$L_p' = \frac{(P_2O_5)}{[P]} \cdot \frac{B}{3}$$

при продувці в струмені аргону не нижче, ніж у струмені кисню в умовах однакового складу шлаку (рис. 3.26).

Отже, окислення фосфору при досліджених його концентраціях у металі практично повністю визначається умовами контактування металу зі шлаком, тобто процес дефосфорації протікає на межі розділу металу і шлакової фази.

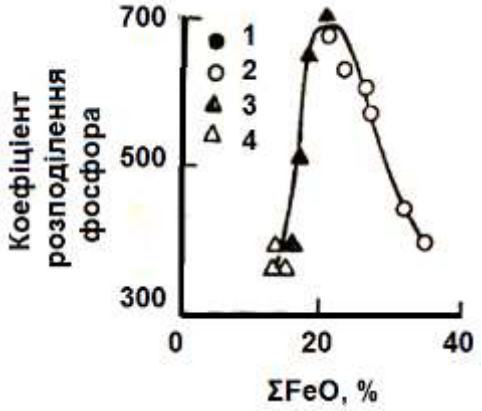


Рисунок 3.26 – Залежність коефіцієнту розподілення фосфору від окиснюваності шлаку при продуванні металу сумішшю в потоці кисню (1–3) і аргону (4)

Звідси витікає твердження, що в процесі продувки порошками вирішальним є склад порошкоподібної суміші, бо окислення фосфору відбувається не в зоні контакту газу з металом, а на межі поділу металу і шлакової фази.

Провідна роль газового струменя полягає в перенесенні порошку вглиб рідкого металу та подрібненні несформованого рідкого шлаку на дрібнодисперсні частинки. При цьому дія температури металу в інтервалі її зміни 1560–1670 °С на ступінь дефосфорації при продувці сумішшю оптимального складу досить незначна (рис. 3.27). Це, мабуть, пов’язано зі значним покращенням кінетичних умов виведення фосфору внаслідок більш раннього проплавлення суміші, тобто збільшення часу перебування шлакових частинок у товщі металу в рідкому стані.

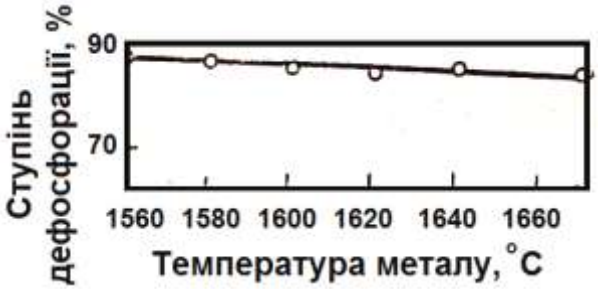


Рисунок 3.27 – Залежність ступеня дефосфорації від температури металу

3.5 Технологічні аспекти десульфурації сталі порошковими матеріалами

Звично порошкоподібні реагенти вводять у метал через фурму зверху. Разом із тим існують і різновиди методу: 1) порошки вводять знизу через стакан–отвір у шиберних затворах; 2) порошки вводять у підвідний патрубок (або в камеру над пі-

двідним патрубком) установки порційного вакуумування. У цьому випадку дегазація металу внаслідок вакуумування відбувається одночасно з десульфурацією під впливом порошкових компонентів (наприклад, суміші $CaO + CaF_2$). Цей спосіб виявляється найбільш ефективним у разі обробки конвертерного чи мартенівського металу з вищими концентраціями сірки. Поки вирішені далеко не всі аспекти проблеми організації раціональної технології продування металу порошками, оскільки технологія виникла порівняно нещодавно.

Роль футеровки ковша і шлаку в ковші. При використанні методу продування порошками роль футеровки ковша та роль шлаку в ковші стає особливо помітною. Інтенсивне перемішування металу і шлаку прискорює усі процеси, що відбуваються на межі розділу фаз, і робить їх вплив особливо відчутним. При вдуванні порошкових матеріалів у ківш видалення сірки відбувається як на кордоні зі шлаком, так і на поверхні спливаючих часток матеріалу, що вдувається. Роль шлаку в ковші велика: з металу не можна видалити більше сірки, ніж її може поглинути шлак. При наявності основного шлаку в ковші, футерованому доломітом, навіть тільки продування одним аргоном вже призводить до помітного зниження вмісту сірки. У разі обробки сталей, що розкислені алюмінієм, використання для футеровки ковшів основних вогнетривів дозволяє отримати менш окислений метал.

На рис. 3.28 звернуто увагу на роль футеровки у процесі обробки такими сильними реагентами, як кальцій. При впливі розчиненого в металі кальцію (або магнію) з вхідними до складу шамотної футеровки оксидами (Al_2O_3 і особливо SiO_2) йдуть реакції типу $SiO_{2фут} + 2Ca = 2(CaO) + [Si]$. При впливі на метал такими сильними реагентами, як ЛЗМ або РЗМ, кисла або напівкисла футеровка ковша може грати роль окисної фази, і оксидні включення залишаються в металі, забруднюючи його. Окрім того, складові кислої футеровки ковша частково переходять у шлак, знижуючи його основність. Практика показала, що у всіх випадках окисленість металу суттєво впливає на процес його десульфурації. Особливо низький вміст сірки (<0,005%) може бути отриманий лише у тому випадку, коли активність кисню в металі знижена до 0,001.

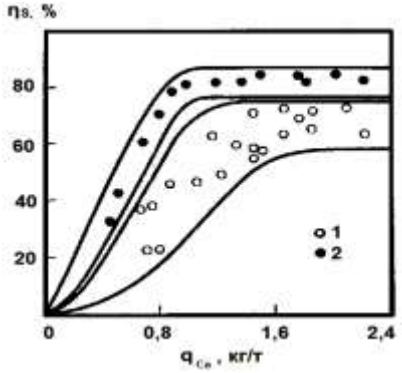


Рисунок 3.28 – Залежність ступеня десульфурації η_S сталі від витрати кальцію q_{Ca}; матеріал футеровки ковша шамот (1) і доломіт (2)

Застосовані матеріали. Поруч із подібними сполуками кальцію, як силікокальцій та карбід кальцію для продування порошками використовують і інші складові та суміші, зокрема магній у з'єднанні з вапном або плавиковим шпатом, суміш вапна з плавиковим шпатом, а також штучні рідкі чи тверді склади на базі вапна, глинозему та плавикового шпату. Залежно складу сталі та обраного способу обробки норма витрати сумішей варіюється від 1 до 5 кг/т металу. Високий рівень чистоти сталі досягається тоді, коли після випуску продовжується зведення концентрації кисню. Оскільки при формуванні сталі з низьким (<0,15% С) вмістом вуглецю сплав помітно більше окислений, чистішою виявляється сталь, оброблена магнієм або магнійвмісними сплавами (це спричинене сприятливішими умовами видалення глобулярних включень, що містять магній).

Вдування CaC_2 і силікокальцію має однаковий розкиснювальний вплив: вони рівнозначно позначаються на чистоті сталі. Проте CaC_2 можна застосовувати для обробки сталі, що має > 0,2% С. Для обробки сталі з вмістом не більше 0,15% С варто використовувати дорожчий силікокальцій.

Використання магнію обмежене високою нерівномірністю руху металу при введенні магнію у ківш. Застосування суміші Mg + Ca дозволяє наростити загальну витрату речовин і забезпечити формування металу високої чистоти.

Наразі для десульфурації сталі продуванням порошками у ковші застосовують різні згуртки порошків. Найчастіше вживають такі типи матеріалів: 1) шлакоутворюючі згуртки на основі вапна (CaO, $CaO\text{-}CaF_2$, $CaO\text{-}CaF_2\text{-}Al_2O_3$ та ін.) з різним співвідношенням складників; 2) металеві порошки (магній, силікокальцій, CaC_2, $CaCN_2$, $CaCl_2$ та ін.); 3) згуртки шлакоутворюючих та металевих порошків

(CaO + Mg; CaO + силікокальцій; CaO + CaF_2 + Al; CaO + CaF_2 + силікокальцій та ін.).

Склади застосовуваних для обробки металу згурткiв варіюються у широких межах. Винятково важливу роль у складі згурткiв грає алюміній. Вплив алюмінію, який вводиться до складу згуртку, виявляється особливо у випадку використання для футерування ковшів шамотних речовин. Оскільки в Україні шамотні речовини широко застосовують також у ситуації позапічної обробки чавуну, з нашою участю були проведені спеціальні дослідження.

Дослідно-промислові плавки конструкційних легованих сталей проводили в основних 20–т електродугових печах. Вдування порошків у ківш проводили за допомогою пневмонагнітача камерного типу у потоці аргону; потужність пневмонагнітача 55–80 кг/хв. Для продування металу використовували згуртки порошків вапна, плавикового шпату, силікокальцію та алюмінію, розмір частинок < 2 мм. Як форму використовували сталеву трубу діаметром 1/2 ", футеровану шамотними або високоглиноземистими намотками, яку занурювали на 2/3 висоти металу в ковші. Лабораторними випробуваннями і на підставі огляду літературних даних встановлено, що десульфурація стає найбільш повною, якщо згусток, що вдувається, містить шлакоутворюючі та активний десульфуратор – силікокальцій. Введення до згустку порошку алюмінію забезпечує потрібний рівень розкислення металу у зоні реакції та підносить десульфуруючу здатність згустку та ступінь десульфурації. Був визначений раціональний склад десульфуруючого згустку, що включає 85% вапна, 15% плавикового шпату (9,5 кг/т), силікокальцій (0,3 кг/т) та алюміній (0,2 кг/т).

Алюміній, запроваджуваний разом із силікокальцієм, посилює десульфуруючу роль останнього. Отримані результати засвідчили, що додання до порошку силікокальцію шлакоутворюючих складників повинно забезпечити підвищення життєздатності використання кальцію та високий ступінь десульфурації при зменшеній його витраті; додаткове введення до згустку алюмінію сприяє піднесенню життєздатності використання десульфуруючих згурткiв та ступеня десульфурації.

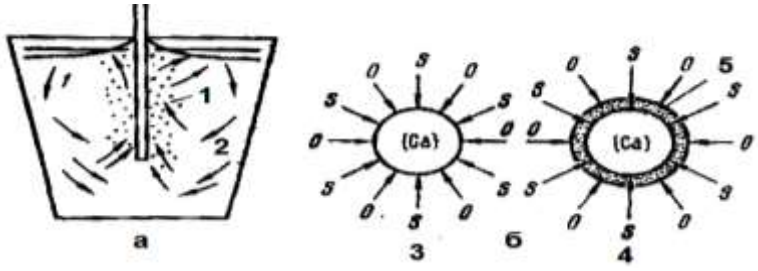
Для визначення раціональної витрати алюмінію та виявлення його значення у справі десульфурації провели низку пробних плавок, на яких за інших однакових умов змінювали вміст алюмінію у згустку (табл. 3.7) з метою виявлення його ролі,

як регулятора ступеня окислення сплаву. При продуванні металу кальцієвмісною згурткою бульбашки гарячого кальцію будуть підніматися разом із бульбашками аргону біля фурми (рис. 3.29, зона 1). У цій зоні відбудеться переважне проходження реакції та розкислення і десульфурація кальцієм. Потрапляння кисню в метал відбувається з шлакової фази та футеровки головним чином через контактну з ним зону циркуляції (рис. 3.29, зона 2). При продуванні металу у ковші кальцієвмісними реагентами спостережувані концентрації кисню визначаються співвідношенням швидкостей його надходження і витрати на окислення порошкових складників; при цьому одночасне протікання двох процесів (надходження кисню через зону 2 та його витрата на окислення реагенту головним чином у зоні 1 призводить до значної нерівномірності розподілу кисню, що, своєю чергою, веде до нерівномірного розподілу сірки по радіусу ковша.

Таблиця 3.7 – Основні варіанти обробки сталі при десульфурації

Номер суміші	Склад суміші	Співвідношення силікокальцію і алюмінію в суміші	t, ^{0}C	$[S]\cdot10^{-3}$, %	Ступінь десульфурації η_S, %
1	85% CaO + 15% CaF_2	-	1620/1600	14/6	51
2	Суміш 1 + додувка	-	1625/1600	14/6	51
3	Суміш 1 + 0,3 кг/т силікокальцію	1:0	1620/1600	14/4	71
4	Суміш 3 + додувка	1:0	1625/1595	14/4	71
5	Суміш 3 + 0,15 кг/т Al	1:0,5	1615/1600	14/3	78
6	Суміш 3 + 0,2 кг/т Al	1:0,75	1620/1600	14/2	81
7	Суміш 6 + додувка	1:0,75	1630/1600	14/2	81
8	Суміш 3 + 0,3 кг/т Al	1:1	1610/1595	14/2	81
9	Суміш 3 + 0,9 кг/т Al	1:3	1600/1575	14/2	81
	Примітка. Чисельник – до, знаменник – після продувки				

При продуванні металу сумішшю 6 (тут і далі номери відповідають номерам в табл. 3.7) були відібрані проби із зони продувки (зона I), біля стінки ковша (зона II) і проміжної зони.



1 і 2 – відповідно зона спливання міхурів і зона циркуляції; 3 – продувка сумішшю без алюмінію (суміш 2); 4 – продування сумішшю, що містить алюміній (суміші 5–7); 5 – зона розчинення алюмінію

Рисунок 3.29 – Схема руху металу і міхурів газу в ковші (а) і взаємодії бульбашок кальцію з сіркою і киснем (б)

Проби відбирали з одного рівня ковша відразу після початку продувки. Як видно з даних табл. 3.8, вміст сірки в зоні I нижче, ніж в проміжній та зону II.

Таблиця 3.8 – Зміна вмісту сірки по зонах ковша

Номер плавки	[S], по зонах ковша		
	зона I	проміжна	зона II
1	0,011	0,015	0,018
2	0,015	0,017	0,019
3	0,015	0,019	0,022
4	0,014	0,020	0,020

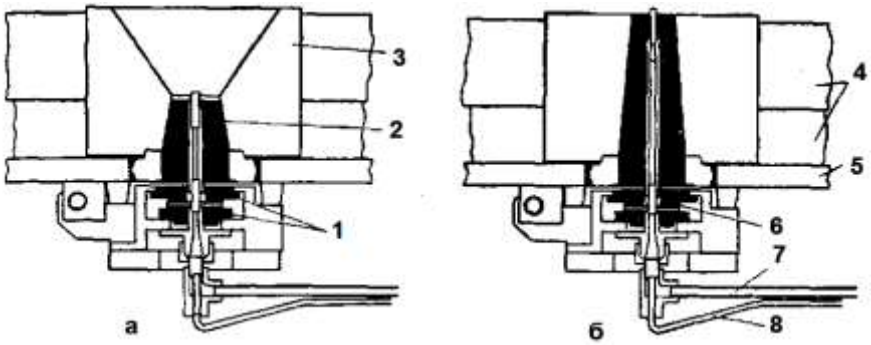
При продуванні металу сумішшю, що містить алюміній, у реакційній зоні створюється локальна ділянка глибоко розкисленого металу. При цьому у об’ємі металу (включно з зоною спливання бульбашок), віддаленому від реакційної зони, вміст кисню може бути значно вищим. Маса алюмінію, що вдувається у складі суміші, мусить бути достатньою не лише для глибокого розкислення металу в зоні продування, але й для "блокування" реакційної зони з метою усунення дифузії кисню з об’єму металу в зону реакції десульфурації (рис. 3.29, б). Розміри зони взаємодії алюмінію, що вводиться у складі суміші, з киснем визначатимуться співвідношенням швидкостей нагрівання та плавлення його частинок зі швидкістю циркуляції ванни (у процесі руху частинка алюмінію нагрівається до температури плавлення, плавиться та розчиняється у металі). Проведені розрахунки показали, що повна тривалість переходу частинки алюмінію радіусом 0,1 та 0,3 мм у розплавлений стан складає лише $7{,}2\cdot10^{-3}$ та $13{,}8\cdot10^{-3}$ с відповідно. Перенесення алюмінію в об’єм металу, віддаленого від зон розплавлення (розчинення), відбуватиметься при циркуляції металу у процесі продування. Швидкість циркуляції за опублікованими даними може бути обрана рівною 0,09 м/с. Порівняння швидкості циркуляції з тривалістю розчинення алюмінію засвідчує, що частка після занурення у метал встигає зміститися лише на 0,6–1,3 мм, тобто процеси нагріву, розплавлення і розчинення завершуються практично у зоні продування (зона I). Обсяг зони I залежно від інтенсивності продування складає 15–20%. Отже, маса металу, що знаходиться у цій зоні, при загальній масі металу близько 20 т становить 2,85–3,8 т. Вдування сумішей із вмістом у них алюмінію 0,2– 0,9 кг/т забезпечує у цій зоні наявність глибоко розкисленого металу, оскільки фактичний вміст алюмінію в зоні може сягнути 0,1–0,6%. Забезпечення таким чином блокування зони реакції десульфурації за допомогою введення до складу суміші алюмінію дозволяє підвищити ступінь використан-

ня кальцію до 80–85%. Таким чином, введення до складу порошкових сумішей для вдування у метал у ковші порошкоподібного алюмінію у кількості > 0,2 кг/т зменшує в зоні впливу газопорошкового струменя окисненість металу і забезпечує тим самим глибоку десульфурацію розплаву.

3.6 Вдмухування порошкових матеріалів через розливні стакани

Вдування порошкових домішок у ківш зазвичай робиться за допомогою фурм, занурених у метал. Відомий і інший спосіб: продування знизу, крізь розливну чашу. За свіжою технологією фурма для продувки замінена установкою, що дає змогу здійснювати обробку порошковими речовинами безпосередньо через шибер ковша. Головна відмінність від будови звичного затвору полягає у присутності отворів у ковзній плиті. Створена установка була перевірена на 30-тонному ковші, як матеріал, що вдувається, застосовували суміш 67% CaO; 18% Al_2O^3; 10% CaF_2; 5% силікокальцію. Ключові вимоги до порошку: розмір гранул повинен бути < 2 мм при найменшій вологості.

Було здійснено низку дослідів із введення різних порошкових сумішей у 270-тонний сталерозливний ківш знизу, через шиберний механізм. Стакани у пристрої шиберного типу застосовували двох різновидів: невеликі (малої висоти) та великі (рис. 3.30).



1 – ковзаючі плити; 2 – інжекційний стакан; 3 – гніздова цегла; 4 – футеровка ковша; 5 – донна частина кожуха ковша; 6 – керамічна трубка; 7 – трубопровід; 8 – обхідний трубопровід

Рисунок 3.30 – Стакан шиберного типу для вдування в ківш порошкових матеріалів (силікокальцій)

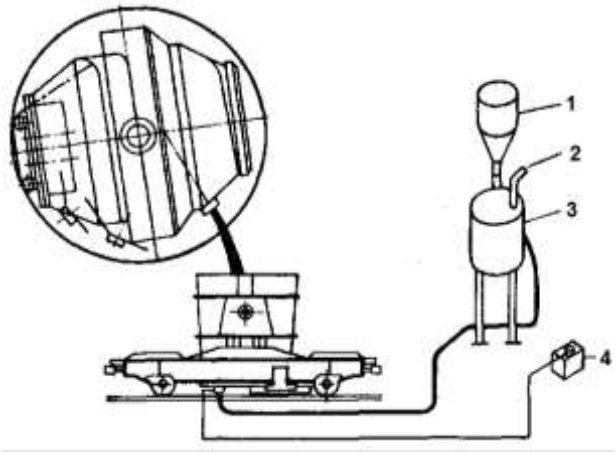
Стійкість основи доломітових ковшів при застосуванні "коротких" стаканів та воронкоподібних блоків у разі вдування суміші вапно + плавиковий шпат – є

зменшеною, тому наступні плавки, з вдуванням силікокальцію, проводили з видовженими стаканами.

З'ясувалося, що при вдуванні силікокальцію мали місце складнощі в організації його рівномірного надходження в метал (у зв'язку з великою довжиною траси). При вдування суміші $CaO + CaF_2$ ці складнощі не фіксувалися.

При вдуванні суміші $CaO + CaF_2$ отримані дуже дрібні включення сульфідів, які при зростанні витрати суміші внаслідок злиття набувають форму, близьку до еліптичної. Більш потужна коалесценція спостерігається при вдуванні силікокальцію, а при зростанні витрати кальцію до 0,5 кг/т включення згуртовуються з утворенням глобулярних оксидів та оксісульфіда. Вдування через шиберний затвор зменшує витрату кальцію і вогнетривів у порівнянні з продувкою зверху. Результати промислових перевірок показали, що продувка через шиберні пристрої дозволяє зекономити 2 євро/т сталі на матеріалах, що вдуваються, та 1,2 євро/т сталі на вогнетривких матеріалах.

Комплекс (рис. 3.31) охоплює пневмонагнітач ємністю 1,5 $м^3$, трубопровід для подачі порошків в метал довжиною 30 м, додатковий обхідний трубопровід для продувки стакану та затвор шиберного типу в дно ковша.



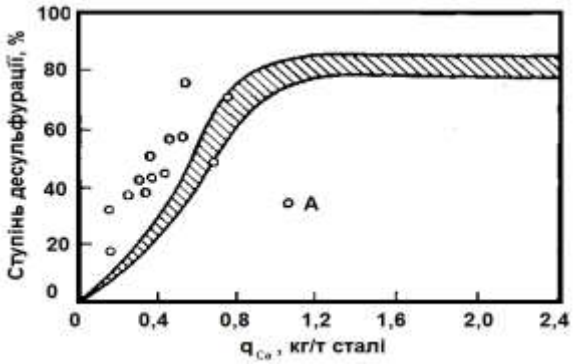
1 – приймальний бункер; 2 – газовий запобіжний клапан;
3 – пневмонагнітач; 4 – гідравлічна система

Рисунок 3.31 – Комплекс обладнання для подачі порошкових матеріалів через затвор ковша

Температура сталі на випуску на 50 °С вища звичайної, на дно ковша перед випуском присадили 100 кг алюмінію, за 1 хв. до випуску почали знизу подавати аргон, під час випуску у ківш зверху присаджують 1,0 т CaO і 0,5 т суміші $CaO – CaF_2$.

При наповненні ковша на 1,0–1,5 м почали вдування порошків з інтенсивністю до 70 кг/хв., витратою порошку 5 кг/т і витратою газу 13,5 л/т порошку. Вдування відбувалося на 3–7 хв. випуску і тривало під час транспортування ковша до УБРС.

Проводили чотири серії дослідів: 1) суміш CaO + CaF_2 вдували в метал у ковшах з кислою футерівкою; 2) суміш CaO + CaF_2 вдували у ківш з основною футерівкою; 3) вдували силікокальцій у ківш з амфотерною футерівкою; 4) вдували силіко–кальцій у ковшах з основною (доломітовою) футерівкою.



А – плавка з вдуванням силікокальцію знизу, через шиберний затвор; заштрихована смуга – дані, отримані при вдування силікокальцію в метал зверху через занурену фурму

Рисунок 3.32 – Зміна ступеня десульфурації сталі при вдуванні порошкових матеріалів в метал знизу силікокальцію

Залежно від тривалості випуску (4–8 хв.) продувку вели 11–15 хв. після наповнення ковша, при цьому швидкість подачі матеріалів через 12–мм сопло складала 65–70 кг/хв. Перший варіант не виявив переваг порівняно з вдуванням порошків через занурену фурму. Це пов'язано з тим, що в кислому ковші неможливо забезпечити зниження кисневого потенціалу розкисленням одним алюмінієм. У другому варіанті ступінь десульфурації залежно від витрати суміші, умов виплавки та організації випуску металу коливалася у широких межах (30–78%) незважаючи на те, що вихідна концентрація сірки була відносно низька. Зниження температури сталі при вдуванні 100 кг суміші склало 10 °С. У третьому і четвертому варіантах при вдування силікокальцію витрата кальцію склала 0,3–0,6 кг/т при інтенсивності вдування 35–40 кг/хв. У нейтральному ковші з футерівкою із силікату цирконію ступінь десульфурації склала 16–30%, в доломітових ковшах 30–80%. Зниження температури сталі при вдування 100 кг силікокальцію склало 14 °С. У порівнянні з вдуванням зверху через занурювальну фурму витрата кальцію при продувці через шиберний затвор знижена на 0,2 кг/т (рис. 3.32).

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Оцінка потенційно небезпечних та шкідливих факторів виробничого середовища під час наукових розробок

У сталеплавильних цехах складаються несприятливі умови для обслуговуючого персоналу. Основні виробничі шкідливі чинники такі: теплове випромінювання від технологічного обладнання та розплавленого металу, зависока температура, газовиділення, пилоутворення.

Головні джерела ризику у цеху: рухомі компоненти механізмів та устаткування, переміщення вантажів, розплавлений метал, електрообладнання цеху.

З санітарно-гігієнічної позиції умови праці на робочому місці при проведенні наукових досліджень визначаються високими температурами, тиском та насиченістю механічним й електричним устаткуванням.

Осередками виділення пилу та газів є поверхні рідкого металу і шлаку. Висока температура у робочому просторі спричиняє випаровування металу і шлаку з подальшою конденсацією та формуванням пилу дрібних фракцій. Джерелами випромінювань є розплавлений метал при випуску сталі.

Проникаючи в організм при вдиханні, при проковтуванні та крізь пори шкіри, пил може спричинити різні професійні хвороби – пневмоконіози, фібрози, хронічні бронхіти, а також шкірні недуги.

Інфрачервоне випромінювання впливає на функціональний стан людини, її центральну нервову систему. Фіксується різке прискорення серцебиття, зростання максимального та зниження мінімального артеріального тиску, підвищення температури тіла, посилення потовиділення. При тривалому впливі високих температур стається порушення водно-сольового балансу, що може призвести до теплового удару.

При здійсненні певних операцій утворюється шум механічного, аеродинамічного та термічного походження, що унеможливлює забезпечення захисту персоналу.

Надмірний шум заважає правильному плануванню та здійсненню виробничих процесів і негативно позначається на трудовій віддачі. Шум згубно впливає на серцево-судинну та центральну нервову системи.

4.2 Розробка заходів охорони від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища сталеплавильного цеху

Дієвим заходом у боротьбі з теплонадлишками у цеху є аерація. Аерація забезпечує суттєвий повітрообмін у спорудах при малих експлуатаційних витратах.

Для боротьби з надмірним теплом й пилом варто впроваджувати аспірацію устаткування, відсмоктування і фільтрацію запиленого повітря перед викидом його в атмосферу.

Для зменшення шуму агрегатів застосовують звукоізолюючий кожух, який виготовляється з листів сталі товщиною 2 – 3 мм, в яких укладають або весь агрегат, або його шумні вузли, а внутрішні поверхні облицьовують звукопоглинаючими матеріалами. Ослаблення шуму повітро(газо) – проводів досягають плавністю руху повітряного потоку, плавними переходами у місцях зміни напряму трубопроводу, застосуванням глушників.

Для захисту від теплових випромінювань і створення потрібних умов праці застосовують: теплову ізоляцію поверхонь, що випромінюють тепло; прискорене проведення операцій, пов'язаних з відчиненням вікон, заливкою чавуну, викачуванням шлаку, випуском і розливанням ста-лі; екранування робочих місць; природну (аерацію) і механічну вентиляцію.

Як засоби індивідуального захисту необхідно використовувати спецодяг з незаймистого, стійкого проти променистої енергії, легкого і повітропроникного матеріалу (сукно, брезент, хімічно оброблене волокно з металевим покриттям тканин). Для захисту очей необхідно використовувати стекла-світофільтри у вигляді окулярів, щитків. Вони виконуються із спеціального жовто-зеленого або синього скла. Засобом індивідуального захисту від шуму є вкладиші протигаласливі «Беруши».

4.3 Заходи з пожежної безпеки

Небезпека займання виробничого об'єкта визначається наявністю легкозаймистих газів, а також присутності горючого пилу через нещільність виробничого інвентарю.

Для убезпечення від вибухів, пов'язаних із рідкими продуктами розплавлення, потрібно в усіх ситуаціях уникати контакту розплавленого металу та шлаку з вологою, гарантувати гарне просушування посудин, утримувати сухими робочі зони, ділянки, обладнання й інструменти.

На ділянці пічного прольоту використовується система порошкового вогнегасіння, бо ці системи використовуються для ліквідації розплавлених металів, карбіду кальцію, екзотермічних сумішей та інших речовин, гасіння яких неможливе звичними засобами пожежогасіння. Застосовуються порошкові суміші марок ПС та ПСБ. Основною складовою порошків марки ПС є кальцинована сода, а порошків ПСБ – гідрокарбонат натрію.

Для ліквідації загорянь використовують хімічні пінні вогнегасники ВХП-10 та вуглекислотні вогнегасники ВВ-2, ВВ-5 і ВВ-8, а також пересувні ВВ-25 та ВВ-80.

4.4 Розгляд потенційно небезпечних та шкідливих чинників, що впливають на фахівця лабораторії при опрацюванні результатів наукових досліджень

Об’єктом дослідження є кімната лабораторії, яка знаходиться на другому поверсі корпусу ІННІ ім. Ю.М.Потебні ЗНУ. Поблизу відсутнє виробниче приміщення з вищим рівнем вібрації та гулу, а також високих дерев, які затуляли б небосхил, знижуючи природне освітлення.

Загальна площа приміщення 48 м^2, висота – 3 м, кімната має 2 вікна. Кількість працюючих у приміщенні 3 особи. У кімнаті розташовано 1 комп’ютер, лабораторне електроустаткування, розміщено 4 письмових столи, шафа для зберігання паперів.

У кімнаті лабораторії на людину можуть згубно впливати наступні чинники:

1) шкідливі: підвищена чи знижена температура повітря; підвищена чи знижена вологість повітря; недостатнє освітлення робочого місця; підвищений рівень гулу; статична електрика;

2) небезпечні: загроза ураження електричним струмом;

3) психофізіологічні: статичні, фізичні навантаження та недостатня рухова діяльність; нервово-емоційне напруження; розумове напруження.

Лабораторія є приміщенням легкої категорії (виконуються легкі фізичні ро-

боти), тому мусять дотримуватися такі вимоги:

- оптимальна температура повітря – 22 ºС (допустима – 20-24 ºС);

- оптимальна відносна вологість – 40-60% (допустима – не більше 75%);

- швидкість руху повітря не більше 0,1 м/с.

Розгляд шкідливих і небезпечних чинників для робочого місця фахівця лабораторії представлені у таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 – Оцінка чинників виробничого та трудового процесу фахівця лабораторії

№	Фактори виробничого середовища та трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі та небезпечні умови, характер праці			Час дії фактора, %
				I ст.	II ст.	III ст.	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м^3: I клас небезпеки – озон II клас небезпеки III-IV клас небезпеки – оксиди азоту	 0,1 5	 0,09 1,8				 35 35
2	Пил фіброгенної дії, мг/м^3	4	3				55
3	Шум, дБА	50-60	55				80
4	Мікроклімат в приміщенні: - температура повітря, ºС - швидкість руху повітря, м/с - відносна вологість повітря, %	 22-24 0,1-0,2 40-60	 23 0,15 52				 100 100 100
5	Важкість і напруженість праці	категорія важкості праці – легка, категорія напруженості праці – мало напружена					

Отак, оцінка небезпечних та шкідливих чинників дозволяє дійти висновку, що умови праці у кімнаті лабораторії відзначаються наявністю нешкідливих виробничих факторів, які не спричиняють збільшення захворюваності зі втратою працездатності та виявом первинних ознак професійної патології.

4.5 Розробка методів захисту від впливу небезпечних та шкідливих чинників виробничого середовища лабораторії

Температура повітря у приміщенні не має опускатися нижче +19°С, а при повному завантаженні устаткування температура повітря не повинна перебільшувати +25°С.

Для формування та автоматичного підтримання в кімнаті оптимальних значень температури та вологості повітря у холодну пору року використовується водяне опалення, у теплу пору року вживається кондиціювання повітря.

Усі роботи з шкідливими речовинами здійснюють у витяжній шафі. Для розведення отруйних газів до безпечних концентрацій роботи проводять при максимально-му постачанні повітря у приміщення. Постійно-витяжна вентиляція у кімнаті вмикається за 30 хвилин до початку проведення робіт і вимикається по закінченню робочого дня.

Працівники лабораторії починають роботу лише у спецодязі та засобах індивідуального захисту, які передбачені інструкцією з техніки безпеки, виробничої санітарії та пожежної безпеки.

У кімнаті лабораторії на помітному та легкодоступному місці знаходиться аптечка з потрібними медикаментами для надання першої допомоги.

Кожен посуд з хімічною речовиною має етикетку, на якій вказано назву продукту, його кваліфікацію та інші дані згідно з ГОСТ 3885-73.

При виконанні зорових робіт високої точності загальне освітлення має складати 300 лк, а комбіноване – 750 лк; подібні вимоги при виконанні робіт середньої точності – 200 лк і 300 лк відповідно.

З огляду на те, що природне освітлення приміщення здійснюється через віконні отвори і є дуже слабким, на робочому місці також застосовується штучне освітлення, яке обладнане системою загального рівномірного освітлення. Застосовують лампи розжарювання, потужністю 100 Вт, кількість ламп у світильнику – 2 шт. Мінімальна освітленість лампи розжарювання за нормами E_{min}=100 лк.

Високий рівень шуму утворюється у приміщенні лабораторним обладнанням, друкарськими апаратами, розмножувальною технікою, обладнанням для кондиціювання повітря та вентиляторами систем охолодження.

Тривала дія шуму високої інтенсивності спричиняє патологію слухового органу та негативно впливає на нервову систему. Шум призводить до швидкої втрати сил людини, що у свою чергу веде до виробничих помилок.

Для зменшення шуму під настільні галасливі апарати можна підкладати м'які килимки з синтетичних матеріалів, а під ніжки столів, на яких вони встановлені, –

прокладки з м'якої гуми, повсті, завтовшки 6-8 мм. Кріплення прокладок можливе шляхом приклеювання їх до опорних частин.

Зниження рівня шуму, що проникає у приміщення ззовні, може бути досягнуте збільшенням звукоізоляції захисних конструкцій, ущільненням по периметру притворів вікон, дверей. Еквівалентний рівень звуку не повинен перевищувати 60 дБА.

4.6 Заходи з електробезпеки у лабораторії

Приміщення лабораторії згідно ПБЕ можна віднести до 1 класу – без підвищеної небезпеки ураження струмом (сухе, безпилове, з нормальною температурою повітря, ізольованими підлогами і малим числом заземлених приладів).

Головними причинами поразки працівника лабораторії електричним струмом на робочому місці можуть бути:

– дотик до металевих неструмоведучих частин електроустаткування, які можуть опинитися під напругою внаслідок пошкодження ізоляції;

– заборонене використання електричних приладів, таких, як електричні плити, чайники, обігрівачі.

Виконання кваліфікаційної роботи пов’язане із використанням електрообладнання напругою, що не перевищує 220 В змінного струму. Проведення експериментальної частини роботи відбувалось в умовах допустимого впливу електричного струму, а також інших факторів, що виділяються санітарно-гігієнічними показниками виробничого приміщення.

При застосовуванні електрообладнання аварійні умови створюються при замкненні робочої фази на корпус.

У лабораторії з'являються умови підвищеної електробезпеки і тому необхідно застосовувати електричну мережу з заземленою нейтраллю. До того ж необхідно використовувати захисне заземлення корпусу електрообладнання. Небезпечність дії електричного струму полягає в тому, що з'являються обставини електричної травми або електричного удару. Електрична травма характеризується локальним ураженням цілісності організму. Форми місцевого ураження під впливом електричного струму: електричні знаки; металізація шкіри; електричні опіки; механічні травми. Електричні опіки поділяються на три види: контактні, дугові та комбінова-

ні. В умовах використання електрообладнання напругою 220 В електричні опіки з'являються лише внаслідок проходження електричного струму.

Небезпечність дії електричного струму залежить не тільки від його величини, а й від тривалості замкнення електричної мережі. Тому в аварійних умовах необхідно негайно відключити систему електроживлення.

Небезпечна дія електричного струму залежить від індивідуальних особливостей людини: стану здоров’я, вікових ознак, величини електричного опору шкіри людини, тощо.

Небезпека електричного струму велика, внаслідок чого була розроблена ефективна система з метою її запобігання. Основними мірами захисту від поразки електричним струмом є:

- правильне влаштування та експлуатація електричного устаткування;

- електрична ізоляція; усі струмоведучі частини електроустановок зобов'язані мати гарну ізоляцію з урахуванням напруги в ланцюзі;

- захисні пристрої, що убезпечують неприступність для людини елементів, що знаходяться під напругою;

- заземлення елементів устаткування; занулення;

- застосування індивідуальних засобів захисту;

- наявність попереджувальних плакатів, написів.

При різних несправностях частини електроустаткування можуть проявитися під напругою. Так як людина включається в ланцюг заземлення паралельно, то здійснюється розподіл струму відповідно до законів Кірхгофа: струм, що протікає по двом паралельним провідникам прямо пропорційний опору провідника. Так як опір людини на кілька порядків переважає опір провідника, то струм, що протікає через людину, буде на кілька порядків менше.

Несправності електричних мереж, устаткування і запобіжних пристроїв можуть викликати пожежі та вибухи.

Основними мірами профілактики в таких випадках є: щільне приєднання дротів у місцях контакту скручування і пропайка з’єднань проводів; застосування захисного заземлення і системи захисного відключення. Захисне відключення відбувається на додаток чи замість заземлення. Відключення відбувається автоматично.

У випадку загоряння дротів необхідно їх знеструмити і загасити за допомо-

гою вуглекислого газу чи покривалами з азбесту.

Для виключення випадків загорання електропроводки, необхідно використовувати провідник такого діаметру, при якому не виникає розігріву. А також не перевантажувати електромережу.

При ураженні людини електричним струмом необхідно використовувати такі перші міри:

- вимкнути напругу;
- перенести людину від струмоведучих частин устаткування;
- винести на свіже повітря, розстебнути комір;
- викликати лікаря.

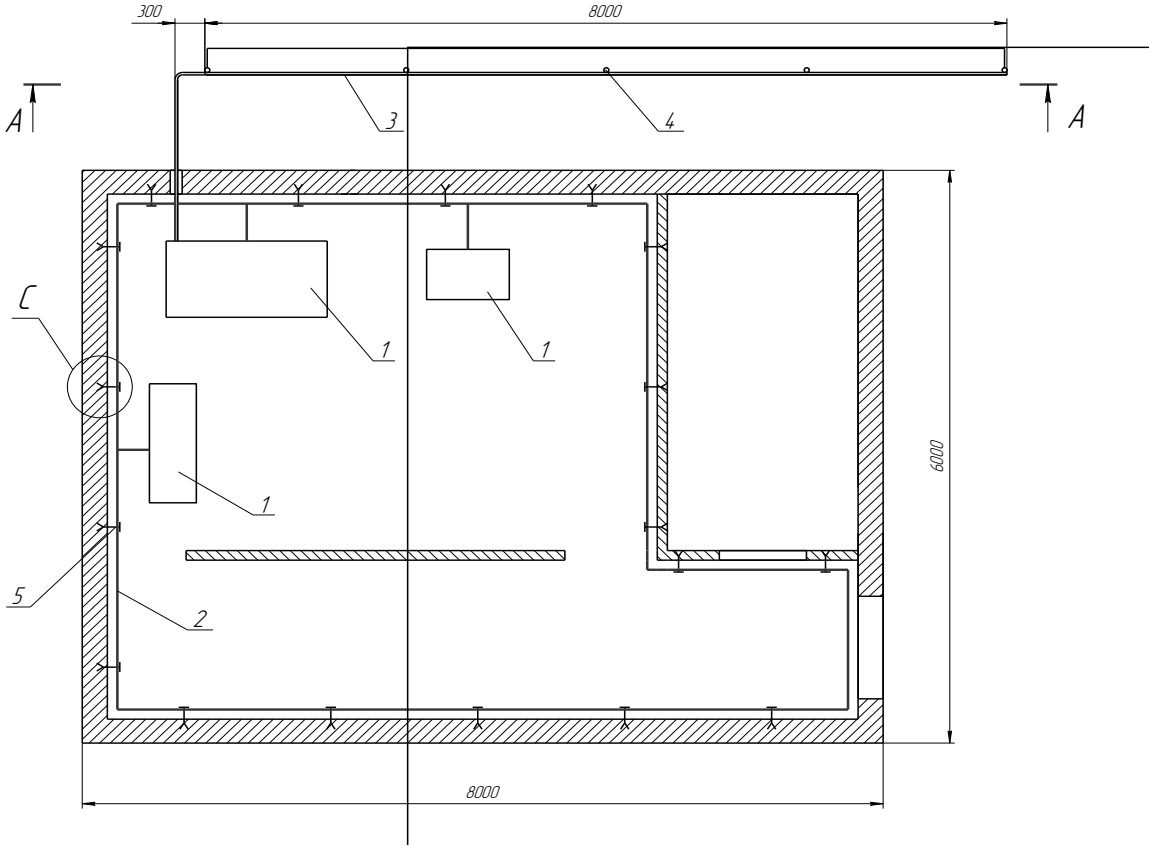
4.7 Розрахунок захисного заземлення

Для забезпечення захисту від ураження електричним струмом при дотику до металевих неструмоведучих частин, які можуть потрапити під напругу внаслідок пошкодження ізоляції, в лабораторії пропонується використати захисне заземлення. Призначення захисного заземлення – створення між металевими конструкціями або корпусом електричного обладнання і землею електричного з'єднання доволі малого опору, щоб у разі замикання на землю при дотику людини через його тіло пройшов струм малої величини, безпечний для організму.

Зробимо розрахунок захисного заземлення для лабораторії, в якій розташована підстанція 2,5 кВ (рис. 4.1).

Вибираємо виносний заземлювальний пристрій, який застосовується при малих струмах замикання на землю, зокрема в установках до 1000 В.

Заземлювач передбачається виконати з вертикальних труб l = 2 м із зовнішнім діаметром d = 0,03 м, верхні кінці яких сполучаються між собою за допомогою горизонтального електрода – сталевої смуги перетином 4×40 мм, покладеної в землю на глибині t = 0,7 м. Питомий електричний опір ґрунту ρ= 100 Ом·м. Коефіцієнт сезонності для вертикального заземлювача рівняється ψ=1,3. Нормативний опір заземлювача – 4 Ом.



1 – електроустановка; 2 – внутрішній контур заземлення;

3 – сполучна смуга; 4 – заземлювач; 5 – скоба кріплення

Рисунок 4.1 – Схема виносного заземлення

Обчислимо розрахунковий питомий опір ґрунту для вертикального заземлювача:

$$\rho_{в} = \psi_{в} \cdot \rho = 1{,}3 \cdot 100 = 130 \text{ Ом·м.} \quad (4.1)$$

Опір розтіканню струму одиночного вертикального заземлювача, заглибленого в землю на 0,7 м:

$$R_0 = \left(\frac{\rho_{в}}{2\pi l}\right)\left[\ln\frac{2 \cdot l}{d} + 0{,}5\ln\frac{4 \cdot t + 3 \cdot l}{4 \cdot t + l}\right] = \left(\frac{130}{2 \cdot 3{,}14 \cdot 2}\right) \cdot \left[\ln\frac{2 \cdot 2}{0{,}03} + 0{,}5\ln\frac{4 \cdot 0{,}7 + 3 \cdot 2}{4 \cdot 0{,}7 + 2}\right] = 15{,}18 \text{ Ом.} \quad (4.2)$$

Орієнтовна кількість вертикальних заземлювачів набуде:

$$n = \frac{1{,}3 \cdot R_0}{R_{н}} = \frac{1{,}3 \cdot 15{,}18}{4} = 5 \text{ шт.} \quad (4.3)$$

Вишукуємо відношення відстані між заземлювачами до їх довжини:

$$A = \frac{a}{l} = \frac{2}{2} = 1 \quad . \tag{4.4}$$

Коефіцієнт використання вертикальних заземлювачів $\eta_в = 0,7$, горизонтальних заземлювачів – $\eta_г = 0,74$.

Опір розтіканню струму групи вертикальних заземлювачів:

$$R_в = \frac{R_0}{n \cdot \eta_в} = \frac{15,18}{5 \cdot 0,7} = 4,3 \text{ Ом.} \tag{4.5}$$

Довжина горизонтальної сполучної смуги:

$$l_г = a \cdot (n-1) = 2 \cdot (5-1) = 8 \text{ м.} \tag{4.6}$$

Коефіцієнт сезонності для горизонтального заземлювача при довжині смуги 8 м – $\psi_г = 2,5$.

Розрахунковий питомий опір ґрунту для горизонтального заземлювача:

$$\rho_г = \psi_г \cdot \rho = 2,5 \cdot 100 = 250 \text{ Ом·м.} \tag{4.7}$$

Опір горизонтальної смуги, поглибленої в землю на 0,7 м:

$$R_г = \left(\frac{\rho_г}{2\pi \cdot l_г \cdot \eta_г} \right) \ln\left(\frac{2l_г^2}{bt} \right) = \left(\frac{250}{2 \cdot 3,14 \cdot 8 \cdot 0,74} \right) \ln\left(\frac{2 \cdot 8^2}{0,04 \cdot 0,7} \right) = 56,65 \text{ Ом.} \tag{4.8}$$

Опір заземлювачів в цілому:

$$R_з = \frac{R_в \cdot R_г}{R_в + R_г} = \frac{4,3 \cdot 56,65}{4,3 + 56,65} = 4 \text{ Ом.} \tag{4.9}$$

Отриманий опір заземлювачів рівняється номінальному (4 Ом), що відповідає вимогам ПБЕ.

Розташовуємо 5 заземлювачів в ряд на відстані 2 м один від одного.

4.8 Заходи з протипожежної та техногенної безпеки у лабораторії

Будівлю, де розташована лабораторія, за вибуховою та пожежною небезпекою можна віднести до приміщень категорії Д, оскільки у лабораторії є горючі (книги, документи, меблі) та важкозаймисті речі (різноманітне лабораторне устаткування), які при взаємо-дії з вогнем можуть тліти без вибуху.

За конструктивними характеристиками будівлю можна зачислити до споруд з несучими та огороджувальними конструкціями з природних або штучних кам'яних матеріалів, бетону чи залізобетону, де для перекриттів дозволяється застосування дерев'яних конструкцій, захищених штукатуркою або важкозаймистими листовими, а також плитковими матеріалами. Отже, ступінь вогнестійкості будівлі можна обрахувати як третю (III).

Причинами виникнення займання у лабораторії можуть бути:

– несправності електропроводки, розеток та вимикачів, що можуть викликати коротке замикання чи пробій ізоляції;

– використання пошкоджених (несправних) електроприладів;

– застосування у приміщенні електронагрівальних приладів з відкритими нагрівальними елементами;

– настання пожежі внаслідок удару блискавки у будівлю;

– загоряння споруди внаслідок зовнішніх впливів;

– недбале поводження з вогнем та недотримання правил протипожежної безпеки.

Для гасіння займань у лабораторії використовується вуглекислотний вогнегасник ВВ-5 та ручний пожежний інструмент – гаки, ломи, сокири, відра, лопати, ножиці для різання металу. Інструмент розміщується на видному і доступному місці на стендах та щитах.

Якщо спалахнула навіть невелика кількість легкозаймистих рідин необхідно:

– негайно відключити усі електронагрівальні прилади;

– загасити пальники;

– прибрати від місця займання усі легко займисті предмети.

Якщо зайнялася рідина треба накинути на полум’я вологу вовняну чи азбестову ковдру.

При загоранні одягу на особі необхідно збити полум'я. При опіках обов'язково потрібно надати медичну допомогу. До надання медичної допомоги треба обережно звільнити потерпілого від одягу та накрити місця опіків стерильною пов'язкою. Не можна торкатися руками до обпеченого місця, розкривати пухирі, відривати прилиплі до шкіри шматки одягу, обмивати чи змащувати поранену поверхню будь-якими розчинами чи мазями. Це може робити тільки медик у відповідних умовах.

Для швидкого виявлення та сповіщення про осередок займання у лабораторії є автоматична пожежна сигналізація АДС (автоматичний димовий сповіщувач) та автоматична система пожежогасіння.

Особливу увагу необхідно надавати евакуації людей з приміщень. Евакуація проводиться по заздалегідь продуманих шляхах. Схеми евакуації розташовані у помітних для погляду людини місцях.

ВИСНОВКИ

Згідно з результатами роботи та вивченої технології можна зробити такі висновки:

1. Вміст фосфору в металі за 5–7 хв. продування порошковими матеріалами зменшується з 0,032 до 0,003%, що в 1,5–2 рази менше вмісту фосфору в металі, що виплавляється за традиційною технологією.

2. Зменшується тривалість окисного (до 30 хв.) та відновного періодів (до 40 хв.) плавки. При цьому зростає продуктивність печі на 10-15% та знижується витрата електроенергії в середньому на 100 кВт·год/т.

4. Залишковий вміст фосфору наприкінці продувки становить 0,003 – 0,004%, сірки – 0,004 – 0,006%.

4. Видаляється до 15 – 30% розчинених у сталі азоту і водню.

5. Здійснюється пришвидшене очищення сталі від неметалевих включень, їх вміст знижується приблизно в 1,5 рази до завершення продувки і не перевищує 0,007%.

6. Виключається ручна операція присадки вапна і залізної руди, витрата шлакоутворюючих матеріалів зменшується; трудомісткість роботи біля печі значно знижується.

7. Інтенсивне перемішування забезпечує швидке і рівномірне розчинення легуючих елементів у ванні; це дозволяє відбирати достовірні проби після продувки та знижувати брак по хімічному аналізу. З’являється можливість виплавки сталі з більш вузькими межами за хімічним складом, що дає економію розкислювачів і легуючих матеріалів.

8. Метал, що виплавляється, характеризується щільною макроструктурою і низьким середнім балом по сульфідах у порівнянні зі звичайним металом.

Проведені дослідження допускають встановити оптимальні технологічні параметри виплавки сталі в дугових електропечах з продувкою порошковими матеріалами:

1. Для продувки застосовують порошок вапна, залізної руди та плавикового шпату (7:2:1) з фракцією не більше 1 мм.

2. Шлакоутворюючі матеріали у завалку не присаджують і продування порошком проводять після розплавлення шихти при досягненні температури металу 1540–1560 °С.

3. Порошок вдмухують у струмені кисню без попереднього скачування шлаку періоду плавлення із заглибленням фурми в метал на глибину ~ 200 мм.

4. Інтенсивність вдування порошку зобов'язана бути не менше 4–6 кг/т·хв. при надлишковому тиску кисню не менше 5 атм.

5. Після завершення вдування порошку метал продувають чистим киснем (надлишковий тиск 7–10 атм) для доведення хімічного складу металу до заданого по вуглецю. Шлаки перед продувкою киснем можна не скачувати.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1 Sponseller D. L., Flinn R. A. Deep lance injection of calcium wire. *Tidins AIME.* 1964. V. 230. P. 876-888.

2 Гасик М. И., Емлин Б. И. Электрометаллургия ферросплавов. Киев — Донецк : Вища школа, 1983. 376 с.

3 Kudrin W. A., Isaev G. A., Smirnov N. A. Zaruvdome materialy pro moderni ocelae pochogy. *Dlim techniky CSVTS*. Ostrava, 1988. P. 125-134.

4 Engel M. J. Deep lance injection of calcium wire: a new alternative. *Scaninject IV: 4 th Int. Conf. of Inject. Metallurgy Lulea Sweden*. June 11-13. 1986. V. 28.

5 Kiilunk B., Guthrie R.L. Optimisation studiea for aluminium wire feeding operations in steelmaking ladles. *Ironwaking and Steelmaking.* 1988. V. 15. № 6. P. 293-303.

6 Guarino B., Schino G. New ladle refining treatment for improved electrical steels. *Boll. teen. Finsider.* 1984. P. 58-63.

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

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

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

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

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

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

13 Крамар А. Д. Сталеплавильное производство. Київ : Просвіта, 1957. 158 с.

14 Лапін В. М. Основи охорони праці. Львів : ЛБІ НБУ, 2002. 142 с.

15 Трахтенберг А. М., Коршун М. М., Чебанова О. В. Гигиена труда и производственная санитария. Київ : Вища школа, 1997. 462 с.

16 Жидецький В. Ц. Основи охорони праці. Львів : Афіша, 2002. 320 с.

17 Рожков А. П. Пожарная безопасность на производстве. Київ : Охрана труда, 1997. 448 с.

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

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

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

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

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

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

24 ДСТУ ГОСТ 12.4.221:2004 Система стандартов безопасности труда. Одежда специальная для защиты от повышенных температур теплового излучения, конвективной теплоты. Общие технические требования (ГОСТ 12.4.221-2002, IDT).

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

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

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

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

ДОДАТОК А

ПУБЛІКАЦІЇ ЗА ТЕМОЮ КВАЛІФІКАЦІЙНОЇ РОБОТИ

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

ІНЖЕНЕРНІ ІННОВАЦІЇ ТА РОЗБУДОВА НАЦІОНАЛЬНОЇ ЕКОНОМІКИ

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

15–16 травня 2025 року

Видавничий дім
«Гельветика»
2025

хромвмісних брикетів. *Держава та регіони. Серія: Економіка та підприємство.* Запоріжжя : КПУ, 2009. № 7. С. 72–76.

4. Патент 103543 Україна, МПК С22С. 35/00. Шихта для лігатури нікель-молібденовмісних прецизійних сплавів. Григор'єв Станіслав Михайлович, Петрищев Артем Станіславович, Ковальов Андрій Михайлович. Дата публікації відомостей при видачу патенту 25.12.2025 р.

УДК 621.762:669.18

Калиновський Максим Сергійович
здобувач вищої освіти другого освітнього рівня, 1 курс,
кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
Інженерний навчально-науковий інститут ім. Ю. М. Потебні
Запорізького національного університету

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

ВИКОРИСТАННЯ ПОРОШКОПОДІБНИХ МАТЕРІАЛІВ В ПОЗАПІЧНІЙ ОБРОБЦІ СТАЛІ

Актуальність. Сучасний розвиток металургійного виробництва спрямований на підвищення продуктивності плавильних агрегатів, покращення техніко-економічних показників процесів, вдосконалення якості металу та полегшення умов праці персоналу.

Цих цілей значною мірою досягають завдяки впровадженню прогресивного методу продувки металу порошкоподібними матеріалами.

Основна технологічна перевага цього методу полягає у зміні фізико-хімічних властивостей матеріалів, переведених у дрібнодисперсний стан. Це прискорює їх плавлення і підвищує активність. Оскільки багато металургійних реакцій відбуваються на межі поділу «метал-матеріал», то інтенсифікація процесу залежить від сумарної поверхні цієї межі, яка значно збільшується при вдуванні порошкоподібних матеріалів. Розширення поверхні реагування дозволяє більш ефективно очищати метал від домішок і суттєво знижувати витрати шлакоутворюючих матеріалів. Застосування даного методу також спрощує транспортно-вантажні потоки в цехах, сприяє кращій організації виробничого процесу та дозволяє скоротити кількість некваліфікованих працівників

на вантажно-розвантажувальних роботах. Крім того, при проектуванні нових цехів стає можливим змінити їх планування, відмовитися від частини допоміжного обладнання та суттєво спеціалізувати роботи, які виконуються в шихтовому і пічному прольотах. В Україні ця технологія має широке застосування, зокрема для десульфурації чавуну в ковшах і сталі в мартенівських печах, розкислення та навуглецювання металу шляхом вдування порошкоподібних карбонізаторів у мартенівські печі, а також для дефосфорації, розкислення і десульфурації сталі в дугових електропечах. Особливий акцент зроблено на найбільш вивченому процесі дефосфорації металу. Залежно від завдань змінюються склад порошків, газ-носій та умови протікання реакцій.

Проте ефективність процесу визначається не лише цими факторами. Вона значною мірою залежить також від гідродинамічних умов продувки, які наразі недостатньо досліджені. Через обмежену кількість опублікованих робіт у цій сфері зазначений аспект не вдалося виділити в окремий розділ.

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

Мета. Аналіз досвіду вітчизняних і зарубіжних металургів у вдосконаленні теорії та практики процесу обробки металу порошкоподібними матеріалами, а також виконання досліджень, спрямованих на розширення наукових підходів та практичних прийомів використання таких матеріалів у металургійній сфері.

Основний текст. Продувка металу порошкоподібними матеріалами, тобто впорскування порошків у сталь, здійснюється з метою забезпечення максимально ефективного контакту твердих реагентів із металом, швидкої взаємодії реагентів зі сталлю та високого рівня їх використання.

Додатковою перевагою такого методу є те, що реагенти подаються у сталь за допомогою газового струменя, який, у свою чергу, суттєво впливає на властивості металу. Як газ-носій може застосовуватися: окислювач (кисень або повітря); відновник (природний газ); нейтральний газ (аргон).

У виробництві сталі широко використовують метод вдування порошкоподібних реагентів, зокрема шлакових сумішей, металів або їхніх сплавів. Цей підхід має багатофункціональне застосування.

1. Дефосфорація металу. Для видалення фосфору в сталь разом із киснем вводять шлакові суміші, до складу яких входять вапно, залізна руда та плавиковий шпат.

2. Десульфурація. Усунення сірки здійснюється введенням у струмені аргону або азоту флюсів на основі вапна та плавикового шпату, а також сумішей, які включають кальцій чи магній. Ці елементи мають високий піроефект і через свої властивості не можуть бути введені звичайними методами.

3. Розкислення та легування. Метод використовується для додавання у сталь металів, потенційно небезпечних для здоров'я при традиційних способах введення, таких як свинець, селен або телур.

4. Прискорення шлакоутворення. Зокрема, в конвертерних цехах вдмухування порошкового вапна є незамінним при переробці високофосфористих чавунів.

5. Навуглецювання. Внесення у сталь карбонізуючих порошків (графіту, коксу тощо) дає змогу виконувати цілу низку завдань: коректувати рівень вуглецю за дефіциту чи відсутності чавуну, досягати необхідного вмісту вуглецю для нормального процесу плавки або розкислювати сталь. У цьому випадку введення порошку вуглецю в окислену сталь сприяє реакції зневуглецювання, зменшуючи кисень і водночас очищаючи металеву ванну газоподібними CO та неметалевими включеннями.

6. Регулювання вмісту азоту та легування. Удмухування порошків дозволяє виготовляти сталь з контрольованим вмістом азоту або вводити такі елементи, як кремній, нікель, молібден, вольфрам чи свинець. Для отримання азотовмісної сталі низької сірчаності використовують суміші з ціанамідом кальцію ($CaCN_2$) у якості носія азоту.

Під час цього процесу разом із насиченням металу азотом також відбуваються навуглецювання, розкислення та десульфурація. Ефективність переходу азоту покращується при низькому вмісті кисню та сірки в сталі, оскільки ці елементи є поверхнево-активними і гальмують поглинання азоту. Під час десульфурації важливе значення має склад шлаку, що потрапляє з печі у ківш. Композиція цього шлаку впливає на перебіг реакцій обробки сталі. На сьогодні метод вдування порошкоподібних реагентів зарекомендував себе як один із найефективніших способів покращення якості сталі. Він уперше був розроблений і випробуваний у промислових умовах, а його використання стало масштабним у багатьох індустріально розвинених країнах. Особливу популярність цей метод здобув для додавання у сталь кальцію та магнію, що відображається у численних дослідженнях та публікаціях.

У сучасному виробництві металів широко використовуються шлакові суміші у вигляді порошків, а також такі елементи, як магній, барій та рідкоземельні метали (РЗМ). Процеси введення реагентів у глибину металу різноманітні, тому під поняттями «вдування порошків» або «інжекційна металургія» розуміють цілий спектр технологій.

Найбільш поширеним компонентом для таких сумішей є кальцій. Як реагент він має важливий позитивний вплив на якість металу, оскільки значною мірою сприяє видаленню включень. Зокрема, кальцій переводить глиноземні включення в рідкі алюмінати кальцію, що прискорює процес очищення металу. Сталь, оброблена кальцієм, характеризується покращеною оброблюваністю, що дозволяє збільшити продуктивність

металорізальних верстатів завдяки можливості працювати на вищих швидкостях різання. Крім того, сталі з кальцієм мають кращі показники механічних властивостей, знижену анізотропію та меншу сегрегацію в великих злитках, що позитивно впливає на якість металопродукції. Метал, оброблений порошкоподібними матеріалами, забезпечує більш високі стандарти для труб, сталевих балок, двотаврів, арматури, сталевих листів і гарячекатаного прокату. Втім, введення кальцію у сталь має свої особливості: піроефект, низький ступінь засвоєння та підвищені витрати на виробництво. З огляду на ці фактори сформувалися два основних способи роботи з кальцієм.

1. Додавання кальцію в складі різних сплавів і сумішей з розбавленням основного матеріалу.
2. Інжекція кальцію не на поверхню металу, а всередину його маси.

Термін «інжекційна металургія» був впроваджений шведськими фахівцями, які розробили метод використання фурм для вдування реагентів. Цей підхід позначається як Injection або Ij і знайшов широке застосування у світі. У Німеччині він відомий як TN-процес, а в США, Канаді і деяких інших країнах – як CAB-процес. Ця технологія використовується при виробництві сталі для критичних конструкцій і зварних виробів високої навантажувальної здатності. Процес включає випуск рідкої сталі у ківш, закритий кришкою. Через спеціальну фурму в метал вводять струмінь кальцію разом із аргоном. Випаровування кальцію створює бульбашки аргону, з якими піднімається сульфід CaS, забезпечуючи ефективне очищення сталі.

Висновки. Використання порошкових матеріалів є ефективним як з технологічної, так і з економічної позиції. Поточний рівень теорії та практики процесу продувки металу порошкоподібними речовинами відкриває можливість досягнення нового рівня в удосконаленні цього процесу – створення оптимальної інтегрованої технології виплавки сталі із застосуванням порошкових матеріалів.

Список використаних джерел

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